



FACULTAD DE INGENIERIA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO



FACULTAD DE INGENIERIA

G- 604337

VICTOR MANUEL LOPEZ ABURTO

APUNTES DE PROCESOS DE CONCENTRACION DE MINERALES

DIVISION DE INGENIERIA EN CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE EXPLOTACION DE MINAS Y METALURGIA

APUNTE
165-A

FACULTAD DE INGENIERIA UNAM.



604337

G.- 604337

P R E F A C I O

G- 604337

El objetivo fundamental de la publicación de este juego de apuntes, es el de proporcionar a los alumnos de la carrera de Ingeniero de Minas y Metalurgista, material bibliográfico suficiente para cubrir el contenido temático de la asignatura Metalurgia II.

El contenido de estos apuntes, representa una selección muy cuidadosa de artículos notas y libros de diversos autores de prestigio reconocido mundialmente dentro del área de la Metalurgia Extractiva, la mayoría de ellos escritos en inglés, por lo que esta obra escrita en español y compilada por el Ing. Víctor Manuel López Aburto se espera que facilite considerablemente el estudio de los procesos metalúrgicos de concentración de minerales.

El trabajo se encuentra dividido en cuatro partes, cada una de las cuales trata sobre los procesos de concentración más difundidos dentro de la industria minero-metalúrgica nacional: a) Concentración Gravimétrica b) Concentración por Flotación c) Concentración por Lixiviación y d) Concentración Magnética. Esencialmente describe en forma general, el principio de trabajo que se emplea en cada uno de los métodos, indicando aplicaciones específicas en función de las características de los minerales por tratar. También aborda el cálculo y diseño de los aparatos metalúrgicos adecuados para cada proceso, así como la composición y usos específicos de los reactivos químicos que se deberán emplear.

DEPARTAMENTO DE EXPLOTACION
DE MINAS Y METALURGIA

Diciembre de 1987.

I N D I C E

	PAGINA
CAP. I	CONCENTRACION GRAVIMETRICA
I.1	Principios Generales y Aplicaciones 1
I.1.1.	Compuestos Minerales Susceptibles de Separación Gravimétrica 2
I.1.2.	Criterio de Concentración 3
I.1.3.	Reglas Generales para la Clasificación de Partículas en Medios Acuoso 4
I.1.4.	Medios Separadores 6
I.1.5.	Materiales Empleados en la Preparación de las Suspensiones. 8
I.1.6.	Gravedad Específica de la Suspensión. 9
I.1.7.	Mezclas Sólidas Empleadas en las Soluciones 9
I.1.8.	Propiedades de las Mezclas 10
I.1.9.	Aplicaciones 11
I.2.	Concentración en Superficies Estacionarias
I.2.1.	Cajas y Platos Manuales 11
I.2.2.	Pala Separadora Circular 12
I.2.3.	Plato de Tentadura 13
I.2.4.	Plato Minero 13
I.2.5.	Batea 14
I.2.6.	Cuerno de Tentadura 14
I.2.7.	Canalones 14
I.2.8.	Caja de Lodos o Caja de Basura 23
I.2.9.	Long Tom 23
I.2.10	Panas y Telas Ahuladas 25
I.3.	Pulsadoras (Jigs)
I.3.1.	Principios Generales 28
I.3.2.	Terminología Empleada en la Operación de Pulsadoras 28
I.3.3.	Pulsadoras de Cedazo Móvil 32
I.3.4.	Pulsadoras de Cedazo Fijo 39
I.3.5.	Pulsadoras de Diafragma 44
I.4.	Mesas Centradoras
I.4.1.	Principio de Operación 53
I.4.2.	Mesa Rittinger 53
I.4.3.	Mesa Wilfley 55
I.4.4.	Mesa Deister 65
I.5.	Mecanismos y Métodos Misceláneos de Concentración Gravimétrica
I.5.1.	Medio Pesado 70

I.5.2.	Espiral Humphreys	71
I.5.3.	Conos Reichert	74
I.5.4.	Hidrocilones	80
I.6.	Concentración Neumática	
I.6.1.	Concentradores Neumáticos de Mesa	83
CAP. II	CONCENTRACION POR FLOTACION	
II.1.	Definición	90
II.2.	Generalidades	90
II.3.	Antecedentes Históricos	92
II.4.	Principios de Trabajo	100
II.5.	Acondicionamiento	109
II.6.	Cálculo de un Tanque Acondicionador	113
II.7.	Constantes de Tratamiento	116
II.8.	Reactivos de Flotación	129
II.8.1.	Colectores	131
II.8.2.	Espumantes	138
II.8.3.	Modificadores	142
II.8.4.	Floculantes y Dispersantes	144
II.9.	Promotores para Minerales Metálicos y Sulfurosos (Usos)	157
II.10.	Espumantes (Usos)	177
II.11.	Modificadores (Usos)	186
II.12.	Floculantes (Usos)	198
II.13.	Dispersantes (Usos)	202
II.14.	Máquinas de Flotación	211
II.14.1.	Máquinas de Agitación Mecánica	211
-	Kraut y Kohlberg	212
-	Butchart	212
-	Kraut	214
II.14.2.	Máquinas de Agitación Neumática	216
-	Celda Callow	218
-	Celda Mc Intoch	221
II.14.3.	Máquinas de Subaereación	230
-	Denver Sub-A	232
-	Fagergreen	239
II.14.4.	Máquinas Mecánico-Neumáticas	243
-	Minerales Separation con Subaereación	243
-	Mineral Separation de Contracorriente	246
-	Agitar	250
II.15.	Cálculos para la Selección de Máquinas de Flotación.	254
II.16.	Esquemas de Tratamiento	263

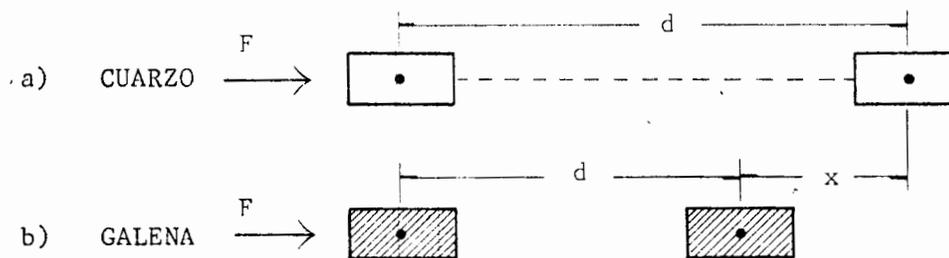
	PAGINA	
II.17.	Circuitos de Flotación más Comunes	267
II.17.1.	Flotación de Minerales de Cobre	267
II.17.2.	Flotación de Menas de Plomo	272
II.17.3.	Flotación de Minerales Complejos de Plomo y Zinc.	276
II.17.4.	Flotación de Minerales Auríferos y Argentíferos.	282
II.17.5.	Flotación de Minerales No Metálicos	286
	- Flotación de Feldespato	287
II.18.	Filtros de Vacío para Concentrados	294
II.18.1.	Filtros de Tambor	298
II.18.2.	Filtros de Discos	305
II.18.3.	Filtro Dorrco	310
CAP. III	CONCENTRACION POR LIXIVIACION	
III.1.	Definición	317
III.2.	Generalidades	317
III.3.	Historia de la Hidrometalurgia	318
III.4.	Química de la Tostación y Lixiviación	323
III.5.	Minerales Susceptibles de ser Lixiviados y sus características	333
III.5.1.	Lixiviación de Cobre	333
III.5.2.	Lixiviación de Zinc	337
III.5.3.	Lixiviación de Plomo	338
III.5.4.	Lixiviación de Manganeso	339
III.5.5.	Lixiviación de Níquel	340
III.5.6.	Lixiviación de Vanadio	341
III.5.7.	Lixiviación de Uranio	342
III.6.	Métodos de Lixiviación para Metales Comunes	343
III.6.1.	Lixiviación "In-Situ"	344
III.6.2.	Lixiviación en Lotes	346
III.6.3.	Lixiviación por Percolación	349
III.6.4.	Lixiviación por Agitación	351
III.6.5.	Lixiviación (Cianuración) y Precipitación de Menas de Oro y Plata	368
III.7.	Recuperación por Electrólisis	379
III.7.1.	Afino Electrolítico de Cobre	385
III.8.	Experimentación de Minerales por el Proceso de Cianuración.	394
1º	Preparación de las Muestras	394
2º	Exámen del Mineral	395
3º	Consumo Probable de Cal	396
4º	Determinación de Molienda	400

	PAGINA
5º Determinación de Alkali Protector	406
6º Determinación de Dilución de la Pulpa	407
7º Determinación de Concentración de Cianuro	408
8º Determinación del Tiempo Necesario de Agitación.	408
9º Comprobación de Constantes	409
10º Adición de Otros Reactivos	419
11º Cambio de Solución	420
12º Uso Repetido de la misma Solución	421
13º Alto Consumo de Cianuro	422
14º Percolación	422
15º Precipitación de Soluciones	426
16º Asentamiento	430
17º Filtración	438
18º Pruebas Adicionales a la experimentación por cianuración.	440
CAP. IV	CONCENTRACION MAGNETICA
IV.1.	Definición 446
IV.2.	Generalidades 446
IV.3.	Antecedentes Históricos 447
IV.4.	Principios de Operación 449
IV.5.	Separadores Magnéticos 455
IV.6.	Separadores Magnéticos Tipo Retenedor (o de Magneto Permanente) 457
IV.6.1.	Separadores en Seco 458
	- Separadores de Tambor 458
	- Separadores de Tambor con Magnetos Estacionarios 459
	- Separadores de Tambor con Magnetos Rotatorios 461
	- Separadores de Doble Tambor 463
	- Separadores de Polea 465
	- Separadores de Tambor y Polea 469
	- Separadores de Rotor Inducido 469
IV.6.2.	Separadores en Medios Acuicos 473
	- Separadores de Tambor 473
	- Separadores de Banda (Roche) 476
IV.7.	Separadores Magnéticos Tipo Recogedor 477
	- Separadores de Banda 479
	- Separadores Wetherill 481
	- Separadores Rápidos 483
	- Separadores de Tambores Tipo Gröndal 486
	- Separadores de Banda Sumergida (Crockett) 488

CAP. I CONCENTRACION GRAVIMETRICA

I.1 PRINCIPIOS GENERALES Y APLICACIONES

Concentración gravimétrica es el método usado para separar partículas de minerales de diferentes gravedades específicas, aprovechando sus diferencias de movimiento en respuesta a una o más fuerzas iguales aplicadas a dos partículas de igual tamaño. Al tener lo anterior, lograremos una diferencia en las trayectorias de las partículas. Para ilustrar este principio usaremos el siguiente diagrama.



F = Fuerza igual aplicada a ambas partículas
d = Distancia recorrida en cada trayectoria
x = Diferencia en los recorridos

En la mayoría de los procesos de concentración gravimétrica y de los aparatos empleados para este fin, las fuerzas empleadas son la resistencia a la penetración descendente ofrecida por un medio que tiene propiedades de fluidez en mayor o menor proporción: agua, un gas -generalmente aire - o algún otro líquido homogéneo. También puede ser la mezcla mecánica de algún fluido y algún sólido en particular que sea mantenido más o menos en suspensión. Las propiedades más relevantes de

los fluidos empleados son DENSIDAD y VISCOSIDAD; y las fuerzas asociadas a ellas son FLOTABILIDAD e IMPULSO ASCENDENTES.

En todos los procesos de concentración gravimétrica un factor importante es el tamaño de las partículas. La diferencia en gravedades específicas no es la causa de las diferencias de movimiento entre las partículas, sino las diferencias en sus pesos específicos dentro del medio en común en el que se están moviendo los fragmentos. De esta manera, una partícula de una gravedad específica dada muy alta y de tamaño pequeño, tendrá el mismo movimiento en un determinado medio que el de otra de menor gravedad específica y gran tamaño. Por lo tanto, dado que todas las menas naturales de mineral quebrado tienen un rango de tamaños grandes, es necesario si la separación se ve afectada, a tener un paso previo de clasificación con objeto de controlar el tamaño de las partículas, y de esta manera hacer que el movimiento de los fragmentos de diferentes pesos específicos, sea efectivamente diferencial.

La forma de las partículas, también es un factor determinante en el éxito del proceso, ya que mientras mayor sea la superficie que presente la partícula para recibir la fuerza, mayor será el efecto de ésta. La forma de las partículas dependerá en su gran mayoría, del cruceo característico del mineral en proceso. Ejemplo: Galena - cúbico; Cuarzo - concoide; Asbesto - fibroso, etc.

1.1.1 COMPUESTOS MINERALES SUSCEPTIBLES DE SEPARACION GRAVIMETRICA

Dentro de toda la gama de mezclas minerales (menas) susceptibles de separarse por métodos gravimétricos, están todas aquellas en las cuales existe una diferencia notable de gravedades específicas entre el mineral y su ganga; por ejemplo cuarzo o cualquier otra matriz (p.e.=2.5-3.0) y algún sulfuro (galena, esfalerita, pirita, etc.) cuyos pesos específicos fluctúan entre 4 y 7.5. También son susceptibles de separación gravimétrica aquellos compuestos en los cuales el peso aparente en el medio, difiere apreciablemente del peso real del mineral, pudiéndose inducir el peso del medio en favor de alguno de los minerales, atacándolos con burbujas de aire, alguna película líquida o bien por la aglomeración de partículas pequeñas dentro de un agregado más grande.

1.1.2 CRITERIO DE CONCENTRACION

Los criterios más importantes en la determinación de la clase y el método de separación para el estudio de un caso en particular son: (a) la gravedad específica de los minerales, (b) la gravedad específica y viscosidad o plasticidad del medio separador y (c) los métodos mecánicos disponibles para utilizar (y posiblemente acentuar) el movimiento diferencial de las partículas provocado por la diferencia en los pesos específicos de los sólidos.

Los dos primeros criterios pueden ser combinados por la relación.

$$\frac{SH - R}{SL - R} = X$$

Donde R es la gravedad específica del medio, S_H y S_L son las gravedades específicas de los minerales más pesado y más ligero respectivamente, y el cociente X es el llamado "Criterio de Concentración".

Dando por descontado de momento la viscosidad del medio y los medios mecánicos por emplear, se puede establecer en forma general, que cuando el criterio de concentración resulta negativo o un número positivo mayor de 2.5, la separación se realizará fácilmente en todos los tamaños clasificados por debajo de las arenas más finas.

Si $X = 1.75$, es posible una separación comercial por debajo de 65 ó 100 mallas, con 1.5 la separación se torna un poco difícil, y el tamaño comercial más pequeño permisible es de alrededor de 10 mallas; a 1.25 una separación comercial es aún posible para tamaño de gravas, pero generalmente no es posible separar arenas; por debajo de 1.25 no es posible efectuar una separación comercial por concentración gravimétrica sin el auxilio de un modificador diferencial de pesos en el medio.

1.1.3 REGLAS GENERALES PARA LA CLASIFICACION DE PARTICULAS EN MEDIOS ACUOSOS

1. La velocidad relativa de asentamiento de partículas de la misma gravedad específica y de la misma forma dentro de un determinado líquido, son dependientes directamente del tamaño de las partículas: mientras más grandes (y más pesadas) el asentamiento será más rápido.

2. Si las partículas son del mismo tamaño y forma, pero de diferentes

gravidades específicas, el asentamiento de cada una de ellas se efectuará a diferentes velocidades proporcionales a sus respectivas gravidades específicas.

3. Si las partículas son del mismo peso pero de diferentes formas, sus velocidades de asentamiento serán probablemente diferentes. Las partículas de forma más cercana a la esfera caerán más rápidamente, mientras que aquéllas de forma más tabular lo harán más lentamente.
4. La resistencia a la caída en un líquido determinado, dependerá de la velocidad de caída de la partícula. La resistencia varía (a) directamente a la velocidad cuando ésta es baja; (b) al cuadrado de la velocidad cuando la velocidad es alta; y (c) a alguna potencia intermedia entre la etapa de transición entre baja y alta.
5. La velocidad de caída en un líquido determinado, varía proporcionalmente al cuadrado del diámetro de las partículas cuando éstas son muy pequeñas; cuando las partículas son relativamente grandes, la variación es en proporción a la potencia $1/2$ del diámetro; y a alguna potencia intermedia en la etapa de transición.
6. La resistencia a la caída se incrementa proporcionalmente a la densidad del líquido.

7. La resistencia a la caída se incrementa proporcionalmente a la viscosidad del líquido. Este incremento se hace mayor a medida que se reduce el diámetro de la partícula

1.1.4. MEDIOS SEPARADORES

Los medios de separación en los cuales se efectúa la concentración pueden ser clasificados en base al volumen de movimiento con respecto a los recipientes que los contiene, como flujos en movimiento y como medios estacionarios.

a) FLUJOS EN MOVIMIENTO. Los flujos en movimiento ejercen fuerzas naturales de impulso sobre las partículas sujetas a concentración. En otras palabras, la función de separación depende básicamente de la velocidad a la cual se mueven las partículas.

Los flujos de movimiento pueden tener resultantes componentes más o menos horizontales o más o menos verticales. En general, el fluido es aire o agua. Las corrientes verticales son típicas de los clasificadores de asentamiento libre. Estos equipos son utilizados como concentradores en circunstancias y casos muy especiales. (1)

Cuando la dirección del flujo es más o menos horizontal, las partículas separadas siguen diferentes trayectorias de acuerdo con el medio ambiente que las rodea. Si ellas están cayendo libremente dentro del medio, la forma de caída sigue la trayectoria de una partícula bajo la influencia de alguna velocidad inicial horizon-

(1) Se utilizan para hacer separaciones de valores minerales y tetapate en los casos en que el mineral tiene un valor marginal y resulta conveniente separarlo de las colas de flotación de relativamente alto valor, con objeto de elevar los concentrados hasta alcanzar un valor económicamente costeable. Como ejemplo de este tipo de mecanismos se pueden citar el ESPIRAL HUMPHREYS.

tal. Si la fuerza gravitacional es resistida por una fuerza horizontal, la partícula seguirá la dirección general del flujo de la corriente, en este caso, las partículas están sujetas a correr de un lado a otro, lo cual puede causar que "rueden" ininterrumpidamente o bien que formen espirales sin llegar a efectuar la clasificación con la debida prontitud y eficacia.

b) MEDIOS ESTACIONARIOS. Los medios estacionarios están compuestos principalmente por líquidos pesados, soluciones y fluidos con sólidos en suspensión con diferentes grados de concentración de dichos sólidos.

Una "CAMA" es una suspensión en la cual los sólidos están en forma de fragmentos cuyos tamaños varían entre 0.0625 y 4.0 mm, (desde arenas hasta gravas): éstos son impregnados con un fluido usualmente agua y la mezcla se confina en un recipiente y se sujeta a agitación ordinaria, pero no necesariamente intermitente.

La mayoría de los concentradores gravimétricos que usan "camas", se caracterizan además por el hecho de que cada fragmento está en contacto continuo con todos los fragmentos de mineral que los rodean.

Una "cama" de arena movediza, es una suspensión de menor concentración de sólidos que la "cama" simple definida con anterioridad. El tamaño de los fragmentos usualmente es más fino, la agitación es normalmente rotaria o vibratoria. Las camas de arena se utilizan principalmente en los procesos de Sink-Float (hundimiento-flotación) (2).

(2) Proceso de separación gravimétrica mediante el cual la separación se efectúa por la acción de flotabilidad y no-flotabilidad de las partículas en un fluido de determinadas características de densidad, en donde las partículas más ligeras, tenderán a flotar y las más pesadas se hundirán, siendo la fuerza de gravedad la única fuerza impulsora.

Los "suspensoides" se caracterizan por la fuerza de los sólidos suspendidos y por el hecho de que se mantienen en suspensión (cuando menos la mayoría de ellos) por agitación termal de líquido transferido a través de la ebullición cónica que rodea al sólido.

La densidad de la mezcla fluido-sólido (peso por unidad de volumen), es llamada "Densidad del Composito". La resistencia friccional a la penetración es la " Resistencia Plástica ". La resistencia total a la penetración está definida por la resistencia plástica más la flotabilidad, y es conocida como " Densidad Efectiva ". Esta última puede ser medida, determinando la densidad de una partícula, la cual deberá levantarse o hundirse en la mezcla fluída.

1.1.5. MATERIALES EMPLEADOS EN LA PREPARACION DE LAS SUSPENSIONES

Los medios pesados para separaciones gravimétricas comerciales, son preparados con arcillas, cuarzo, pizarra, magnetita, galena y ferrosilicio, así como con mezcla de sólidos tales como hematita, barita, pirita, cobre, y acero al alto carbón. El plomo también ha sido propuesto y se usa experimentalmente. El agua ha sido usada universalmente como el líquido suspensor, pero no hay razón alguna para que soluciones acuosas pesadas o aún líquidos orgánicos pesados, no puedan ser usados, excepto por algunas desventajas que pudiera acarrear el uso de estos productos, tales como su costeabilidad y/o algunos factores de corrosión u oxidación que pudieran perjudicar el proceso.

Los factores más importantes a considerar en la elección de una suspensión de medio pesado son: gravedad específica, dureza, resistencia a la corrosión (o alguna otra acción química en las soluciones acuosas), tamaño (distribución y forma de las partículas), caracte-

rísticas de sedimentación (propiedades tendientes a la auto-separación de los productos de concentración), composición química, fuente de origen y costos.

1.1.6. GRAVEDAD ESPECIFICA DE LA SUSPENSION

Debe ser más alta que la del mineral que se pretende separar de tal manera que la combinación de sólidos-agua tenga una gravedad específica cuando menos igual a la del mineral en tratamiento.

La fórmula para el cálculo de la gravedad específica del medio está dada por la fórmula.

$$R = \frac{W}{p+W (1-p)}$$

o

$$p = \frac{W (1 - \frac{1}{R})}{(W-1)}$$

donde:

p= Fracción decimal de los sólidos en la pulpa (en peso).

W= Peso del mineral asignado.

R= Gravedad específica del medio.

1.1.7 MEZCLAS SOLIDAS EMPLEADAS EN LAS SOLUCIONES

a) Cuarzo-Arena. Esta suspensión es usada para limpiezas de carbón. Para la mayoría de estos usos, un valor de R=1.5 es suficiente.

b) Arcilla. Las suspensiones con arcillas no son tan densas como aquéllas elaboradas con arenas, pero también tienen aplicación en la separación de carbones. Tienen más viscosidad que las arenas para una densidad semejante, por lo tanto, las arcillas tienen mayor poder de arrastre.

- c) Magnetita. (gravedad específica = 5.0 a 5.2; dureza = 5.5 a 6.5)
Puede ser usada para separar minerales más pesados que el carbón, por ejemplo: crisocola, grafito, brucita, yeso, o sulfuros.
- d) Galena. (Gravedad específica = 7.4 a 7.6; dureza = 2.5 a 2.75).
Puede hacer una solución de 4.5 de gravedad si está pura, sin embargo la densidad usual es de 5.3 debido a las impurezas encontradas en los concentrados de galena.
- e) Ferrosilicio. Mezcla de fierro y silicio con una pequeña cantidad de carbón, con una gravedad específica arriba del rango de utilidad contra la corrosión, permeabilidad y fragilidad. El ferrosilicio es difícil de humedecer, por lo que para ser mojado deberá ser vigorosamente agitada esta solución gelatinosa y dejarla por algunos días en agua. Para una separación magnética satisfactoria, la suspensión deberá estar perfectamente humedecida.

1.1.8. PROPIEDADES DE LAS MEZCLAS

DUREZA

Es importante debido a que previene pérdidas del medio acuoso (suspensión), y además incrementa la viscosidad del mismo debido a la degradación de los sólidos.

RESISTENCIA A LA CORROSION Y ACCION QUIMICA

Los óxidos y las rocas (cuarzo, pizarra, arcilla, barita, magnetita y hematita), ni se corroen ni reaccionan peligrosamente en presencia de agua. Los sulfuros se oxidan rápidamente, por lo que las propiedades de flotabilidad de la suspensión se reducen notablemente. El acero al alto carbón forma capas de óxido rápidamente y causa problema en la flotabilidad de las partículas en separación. El ferrosilicio es satisfactoriamente resistente a la

corrosión, y esta resistencia puede ser reforzada agregando pequeñas cantidades de cal a la solución.

TAMAÑO, DISTRIBUCION Y FORMA DE LAS PARTICULAS EN SUSPENSION

En general, mientras más áspero sea el tamaño promedio de las partículas, más fluida será la suspensión, pero será necesario proporcionar mayor agitación para mantenerlas en suspensión. Partículas angulares producen soluciones más rígidas y fuertes que partículas redondas.

1.1.9. APLICACIONES

El uso de líquidos como medio empleado en la separación de minerales puede ser de utilidad en:

- a) Obtención de concentrados en operaciones de pequeña o mediana capacidad.
- b) Como paso intermedio en operaciones de gran capacidad de tratamiento, con el objeto de reducir el tonelaje en las etapas subsiguientes de operación.
- c) Para la obtención de concentrados finales más limpios
- d) Para la obtención de concentrados sucios susceptibles de ser tratados posteriormente en etapas de limpieza.

I.2. CONCENTRACION EN SUPERFICIES ESTACIONARIAS

I.2.1. CAJAS Y PLATOS MANUALES

Empleados para la separación de partículas finas por selección manual, generalmente en tamaños menores de un milímetro, aunque ocasional-

mente también se emplean para la separación de materiales gruesos. Los platos manuales también son usados para lograr una selección de materiales para experimentaciones metalúrgicas en productos provenientes de pulsadoras, mesas de concentración, máquinas de flotación y para pruebas metalúrgicas de minerales pesados. Los resultados obtenidos con estos aparatos, son calculados por estimación del operador.

I.2.2. PALA SEPARADORA CIRCULAR (Fig. No. 1).

Esta pala es usada para la separación de minerales pesados y ligeros, en productos cuyos rangos de tamaño pueden variar de 3 a 4 milímetros de diámetro, hasta 325 mallas (lamas), aunque su máxima eficiencia se logra en tamaños finos del orden de 1 mm.

Con el uso de esta pala, se puede determinar:

a) La susceptibilidad de un determinado mineral a ser separado gravimétricamente, b) si el concentrado obtenido, contiene arenas o materiales indeseables y c) si las arenas contienen valores minerales de interés económico.

Para utilizar la pala, se debe tomar una pequeña cantidad de pulpa, colocándola sobre el plato y agregando agua en abundancia para producir un efecto de lavado. Para promover la acción de lavado, deberá imprimirse a la pala un movimiento circular, manteniendo el plato en posición horizontal. Con lo anterior se logra que los fragmentos pesados se asienten en el fondo, y los ligeros sean rebalsados y arrastrados por el agua de lavado. Esta operación deberá repetirse tantas veces como sea necesario, hasta obtener los productos finales deseados.

I.2.3. PLATO DE TENTADURA

Semejante a la pala circular, el recipiente es de aproximadamente las mismas dimensiones y concavidad que la pala, excepto que no posee mango. Se fabrica de lámina de hierro con un recubrimiento de esmalte porcelanizado color blanco en su superficie, lo que permite que minerales con diferentes tonalidades puedan ser distinguidos fácilmente. Ocasionalmente, y para volúmenes considerablemente más pequeños, el plato de tentadura puede ser substituído eficientemente por un "vidrio de reloj". Se emplean en el control de calidad de los procesos de flotación, tomando una cantidad adecuada de material de la celda de flotación, para proceder a lavarlo, pudiéndose distinguir los diferentes productos, concentrándolos por efecto gravimétrico. Para lograr lo anterior, se colocará el plato bajo un pequeño chorro de agua, promoviendo el acomodo de las partículas por medio de pequeños golpes de mano dados en la orilla del plato, rebalsando (lavando) los productos ligeros y permitiendo el asentamiento de los pesados.

I.2.4. PLATO MINERO (Fig. No. 2).

Se utiliza para la concentración burda de minerales pesados, generalmente depositados en lechos de ríos y arroyos (depósitos de placer). Estos valores minerales, invariablemente se presentan en forma nativa, razón por la cual se aprovecha la diferencia que existe entre los pesos específicos de estos minerales y las gravas que los contienen.

Para su operación sólo es necesario llenar el plato con arenas y gravas tomadas del lecho y agitar vigorosamente, hundiendo alternativamente el plato y su contenido, dentro del agua del arroyo. Con esta acción, se logra el efecto de lavado característico de los procesos de concentración gravimétrica, asentándose en el fondo los fragmentos más pesados, y desbordándose fuera del plato los productos ligeros, generalmente carentes de valor. Este instrumento ha

sido empleado a través de los años, por gambusinos y buscadores de oro de placer. Su empleo, aunque en menor escala, persiste hasta nuestros días.

I.2.5. BATEA (Fig. No. 3).

El uso y forma de esta herramienta, es prácticamente el mismo que el plato minero. Su diferencia fundamental estriba en la forma del fondo. Mientras que en el plato minero el fondo es plano, en la batea el fondo es ligeramente cónico, concentrando las partículas pesadas en el vértice de este cono localizado en la parte central de la batea. A este instrumento, se le conoce con el nombre de "batea", debido a su gran semejanza con los sombreros característicos de los agricultores chinos.

I.2.6. CUERNO DE TENTADURA

Muy empleado por los gambusinos, consiste de un trozo de cuerno de toro partido por la mitad y acucharado por la forma propia del cuerno. Se emplea para prospecciones rápidas de materiales presumiblemente contenedores de oro. Su función de concentración, es prácticamente igual a la de los instrumentos descritos con anterioridad, sólo que en cantidades más pequeñas y con materiales más finos, para lo cual, en ocasiones es necesario "machacar" la muestra para lograr la granulometría adecuada.

I.2.7. CANALONES

La concentración en canalones es una forma de concentración burda que resulta altamente eficiente en el tratamiento de minerales de baja ley con grandes rangos de alimentación, en las cuales los valores minerales se encuentran liberados después de una molienda fina, y que además poseen un criterio de concentración de 3.5 en adelante.

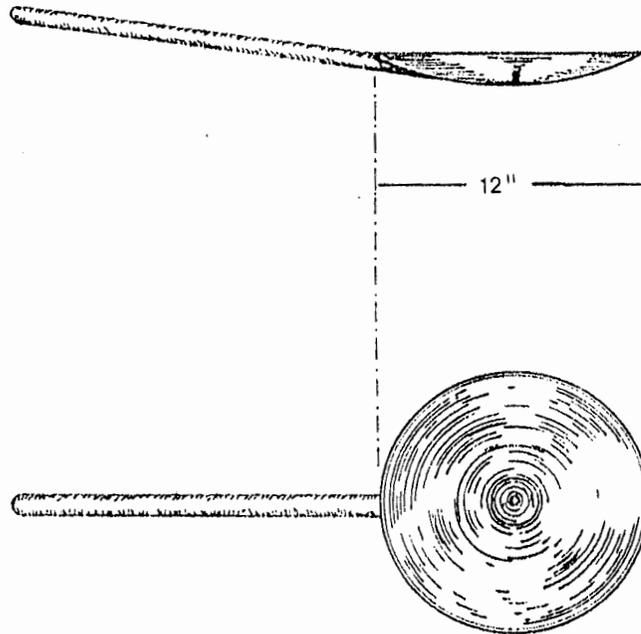


FIG. No. 1 PALA LAVADORA CIRCULAR

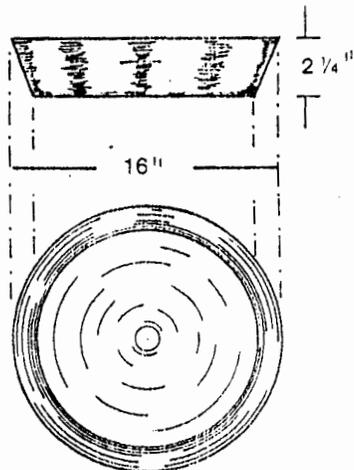


FIG. No. 2 PLATO MINERO

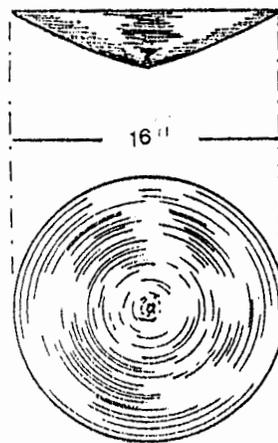


FIG.No.3 BATEA

Los canalones al igual que las bateas o platos de tentadura, han sido extensivamente usados en los placeres auríferos de todo el mundo para el lavado de arenas y gravas de arroyos transportadores de oro nativo. También se emplean en los placeres de estaño para la separación de los nódulos de casiterita, y en formas un tanto modificadas. También han tenido una considerable aplicación en el lavado de pizarras y piritas asociadas con carbón. Ocasionalmente, los canalones se emplean en la recuperación de metales provenientes de desechos industriales y de otros depósitos artificiales.

a) CONSTRUCCION. Básicamente, un canalón es una canal de madera inclinada, colocada sobre una superficie plana a través de la cual, la carga mineral es lavada por medio de una corriente rápida de agua. El fondo del canal es obstaculizado por medio de tiras de ma dera o bloques, los cuales son fijados en su lugar mediante clavos o tornillos. Estos pequeños obstáculos reciben el nombre de RIFFLES, y son colocados de tal forma que mantengan una separación uniforme entre sí, que varía de acuerdo a las necesidades del mineral en proceso. La forma, el tamaño y la construcción de los canalones dependerá directamente de la escala y capacidad de tratamiento.

Los canalones usados por gambusinos, prospectadores y medianos mineros, son usualmente de 12 pulgadas de ancho, 12 pulgadas de profundidad y secciones de 12 pies de largo, generalmente con una ceja suficientemente larga para permitir un traslape entre secciones, de aproximadamente 2 pulgadas. Algunos operadores prefieren juntas a "tope", sellando las uniones con tiras de madera, con objeto de evitar obstrucciones de materiales en los empalmes.

El material comúnmente empleado en la construcción de los canalones son tablones de madera de abeto de 1 pulgada de espesor en los lados y el fondo, para canales pequeños, y barrotes de madera de sección cuadrada (2 x 3 ó 2 x 4 - pulg) para los tirantes y refuerzos laterales. La vida útil de canalones con estas especifica-

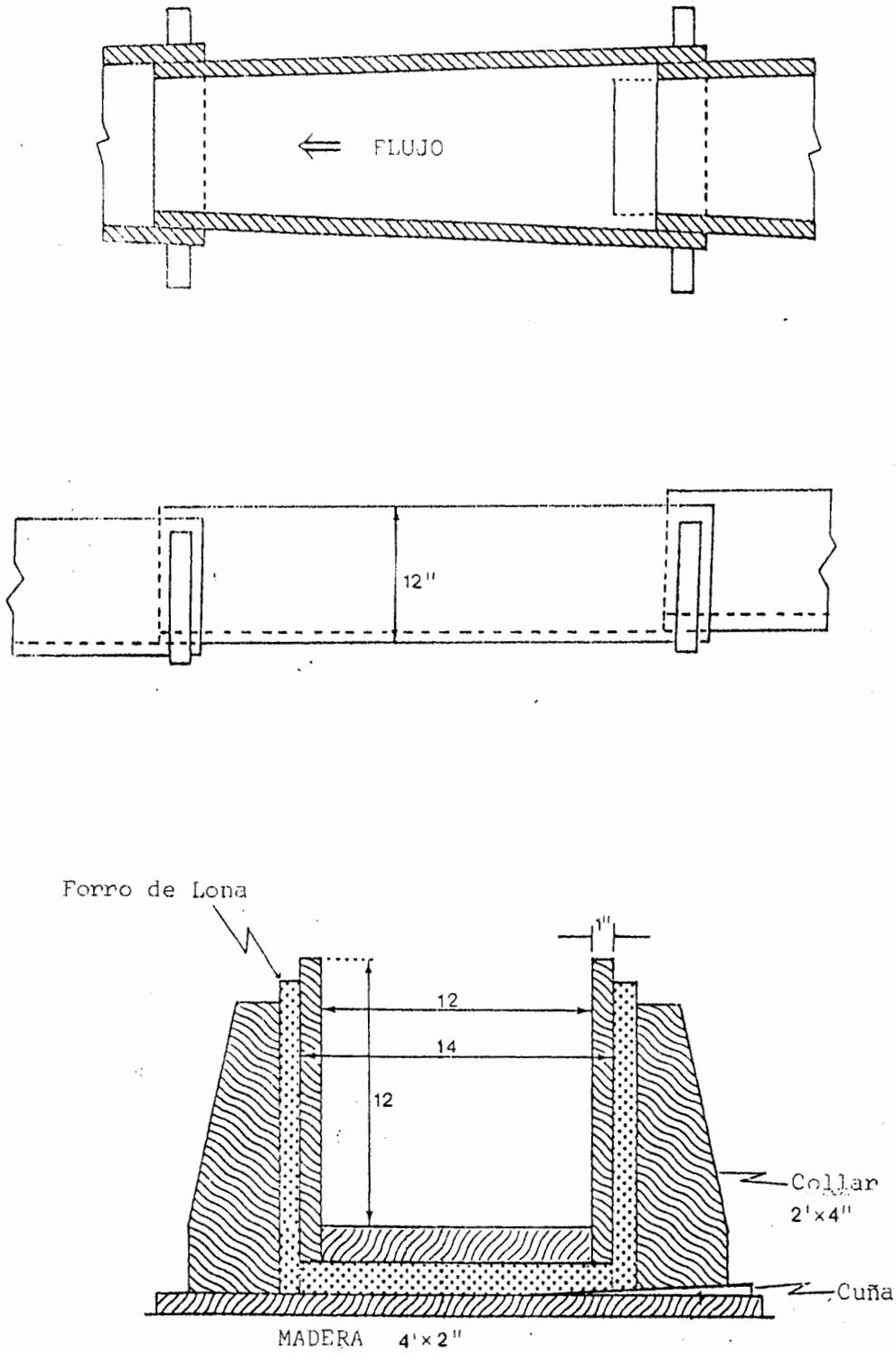


FIG. No. 4 CANALONES DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA.

ciones, generalmente es de 4 a 6 meses, y raramente llegan a durar más de 1 año de servicio continuo. Para canalones que se pretenda tengan uso permanente o incremento en su vida útil, las especificaciones mencionadas deberán ser afectadas, ya sea reforzando la estructura general para protegerla de la abrasión, o bien construirla con secciones, tiras y tablones de espesores más grandes. Ver Fig. No. 4.

La madera empleada en la construcción de los canalones, deberá ser canteada y cortada al tamaño requerido, deberá estar libre de nudos y rayaduras, aunque no será necesario que esté cepillada y acanalada. Las juntas serán selladas interiormente con astillas de pino blanco, y con tiras de roble en el exterior. Los umbrales y postes empleados en canales muy largos deberán ser de barrotes de madera de sección duradera de 4" x 6" ó 6" x 6" y espaciados de 3 a 4 ft. a cada 2 ó 3 grupos. Los postes deberán ser sujetados firmemente al umbral con tablones de 1 x 6 ó 1 x 8 pulgadas.

Los riffles son colocados en el fondo de la canal formando una cama de obstáculos, siendo esta acción obstaculizante su función primaria, cuyo objeto será el de disminuir la velocidad de la capa inferior de agua, permitiendo el asentamiento de las arenas que acarrea. El efecto de desintegración de terrones, se promueve por efecto del rebote provocado al paso de un riffle a otro, evitando la tendencia al deslizamiento.

Dependiendo del tipo y capacidad de operación, y del tamaño y valor comercial de las partículas, los riffles pueden estar constituidos por diferentes materiales y formas. Los más comunmente empleados son tiras de madera, sin embargo pueden estar constituidos por rocas, rielles, secciones redondas, semi-redondas ó 1/4 de círculo. También existen arreglos diversos diseñados para alguna operación en particular. En las figuras 1.5 (a), (b) y (c) se ilustran diversos tipos y arreglos de riffles dentro de los canalones.

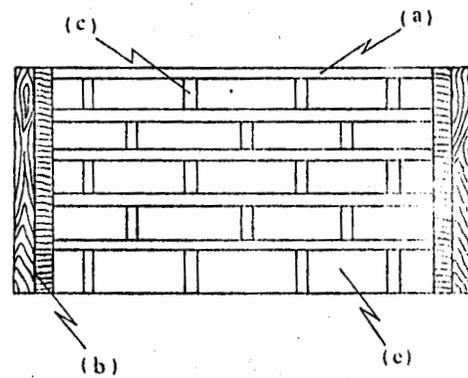
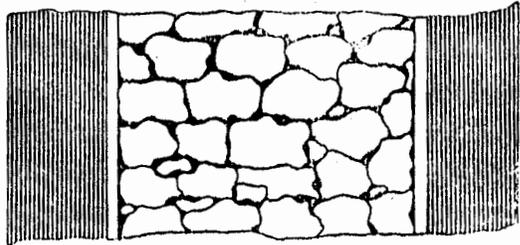
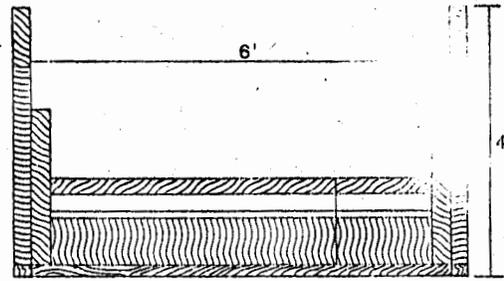
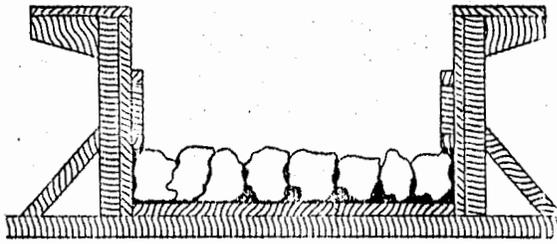


FIG. No. 5a. RIFFLES DE PIEDRA

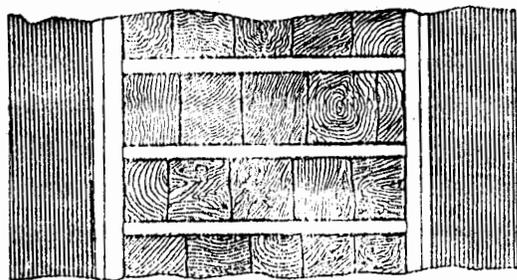
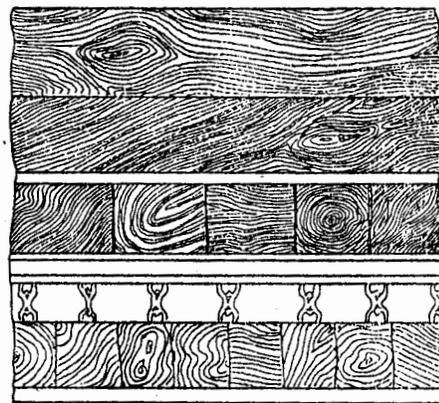
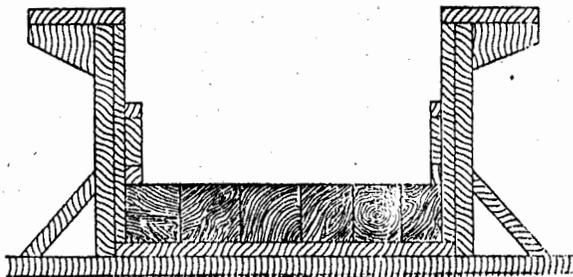


FIG. No. 5c. RIFFLES DE RIEL

FIG. No. 5b. RIFFLES DE BLOQUES DE MADERA

b) ANGULO DE INCLINACION. Este ángulo de inclinación está en función del carácter de material, de los valores contenidos, tipo de riffles, y cantidad de agua disponible. Gravas tabulares requieren más pendiente que las gravas redondeadas; gravas gruesas y espesas requieren pendientes mayores que las finas.

El polvo aurífero muy fino puede ser acarreado en suspensión dentro de la corriente de agua si la pendiente es muy pronunciada, aumentando también la velocidad correspondiente del flujo, especialmente si lleva muchas arcillas o lodos. Por otra parte, oro fino de tamaño moderado puede ser atrapado más eficientemente en aguas turbulentas, y esta condición se obtiene mediante pendientes pronunciadas. Como regla general de operación, la pendiente óptima debe ser tal que el agua usada, transporte el material rocoso y al mismo tiempo se prevenga que las arenas no se acumulen en los riffles. Pendientes excesivas incrementan el desgaste y reducen la efectividad de los riffles. Si el agua es escasa, las pendientes deberán ser de alrededor de 2 pulgadas por pie, pero se experimentará un serio descenso en la recuperación.

Algunos autores (Bowie), afirman que la pendiente usual en la canal es de 6 a 6.5 - pulg. por cada 12 - ft. de largo; y de 9 a 12 pulg. cuando la carga presenta mucha arcilla. Con gravas redondeadas que contienen considerables cantidades de arcillas o tierra, la pendiente puede ser movida a una pendiente de 2 - pulg. por cada 12 - ft. Con gravas asperas se necesita de 6 a 10 - pulg. por cada 12 - ft. y una pulgada con gravas finas.

Van Wagenen encontró una regla para la determinación de pendientes en el manejo promedio de gravas, la cual obedece a la fórmula:

$$F = \frac{v^2 P}{2A}$$

Donde:

F = Caída en pies por malla

v = Velocidad del flujo en ft. por seg.

P = Perímetro mojado, en ft.

A = Area de flujo en ft. cuadrados

c) OPERACION. La operación básica de estos mecanismos consiste en mantener el material corriendo en un flujo a través del canalón hasta que los riffles estén tan llenos de concentrados, que sea notorio un excesivo escurrimiento de material dentro de las colas de desecho. En este punto, será necesario suspender la alimentación para limpiar los riffles y recuperar los concentrados.

Para la prevención de obstrucciones o atascamiento con un máximo de fluido de trabajo, se requiere un flujo estable y constante de agua, la determinación de la pendiente óptima del canalón y un tamaño máximo de grava. Cualquier desviación marcada de estas condiciones óptimas causará el escurrimiento de las arenas asentadas, con la consecuente pérdida de valores, la excesiva sedimentación y el taponamiento de la canal.

d) RECUPERACION DE CONCENTRADOS. Para efectuar la limpieza de los riffles y recuperar los concentrados, primeramente se suspende la alimentación del material y se hace correr agua limpia hasta que la parte superior de los riffles está libre de gravas. Se levantan los riffles empezando por los de la primera canal, lavándose cuidadosamente dentro de la misma. Cualquier tela que tenga la canaleta, deberá al mismo tiempo ser

removida y cuidadosamente enjuagada dentro de la canal o restregada en una tina. Las telas gastadas que se vayan a desechar, se secan y se queman, lavando a continuación las cenizas. Después de que todos los riffles de una sección han sido removidos, se dejará correr un ligero flujo de agua únicamente para mover lentamente el material a lo largo del fondo. Los fragmentos de tamaño grande, se desecharán a mano.

La experiencia ha determinado un tiempo aproximado de 4 hrs., necesario para efectuar la maniobra de limpiar y reinstalar 100 ft. de canal de 4 ft. de ancho.

e) APLICABILIDAD. El campo de aplicación de los canalones se encuentra muy diversificado, siendo comúnmente empleado en la separación de valores (usualmente nativos) de su matriz (generalmente blanda), en donde la diferencia de gravedades específicas es notoria. El sistema de separación gravimétrica mediante el uso de canalones, también es usado en combinación con otros sistemas tales como dragado, bombeo de arenas de fondos marinos y/o de ríos y arroyos .

Los minerales más comúnmente beneficiados por este método son: oro (nativo y de placer), estaño (usando los modernos métodos de dragado marino), plata, platino, hierro y tungsteno principalmente. También tienen usos industriales en la recuperación de plomo a partir de desperdicios industriales, y de algunos otros metales tóxicos que devueltos a la naturaleza, pudieran contaminar el ambiente.

Además de existir canalones de tipo sencillo como los descritos anteriormente, existen variantes, las cuales se mencionan brevemente a continuación.

I.2.8 CAJA DE LODOS O CAJA DE BASURA

Este tipo de canalón (fig. 6) se utiliza en la cabecera de una línea de canalones sencillos, permitiendo que el mineral de desperdicio cementante se asiente en el fondo de la caja; este canalón es ocupado cuando existe escasez de agua, ya que permite un tipo de pileta donde se puede separar mejor el mineral. Este canal puede ser o no enrifflado, cuando se enriffla son comunes los riffles de piedra. La pendiente es más empinada que la de la línea principal, usualmente 1 pulgada por pie; esta caja atrapa muchas partículas gruesas de oro, por lo que es recomendable hacer limpieza de los riffles constantemente. La longitud usual es de 12 a 15 pies, pero algunos miden hasta 100 pies y trabajan mecánicamente.

I.2.9. LONG TOM

Este es un canal pequeño con mayor capacidad que una mecedora, pero requiere de más agua. Consiste en una superficie inclinada de 12 pies de largo; 15 a 20 pulgadas de ancho en el lado superior y 14 a 30 en el lado inferior, los laterales miden de 8 a 12 pul

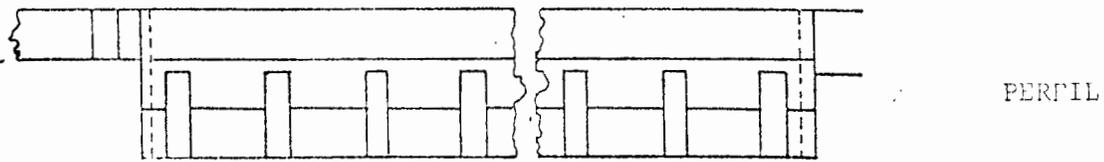
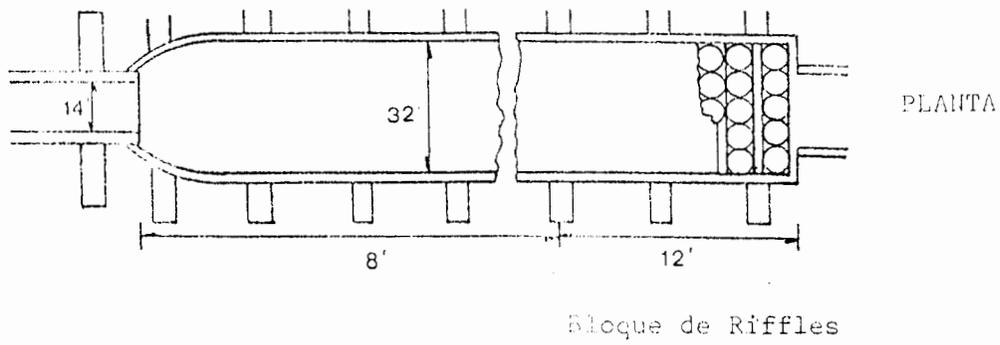


FIG. No. 6 CAJA DE LODOS

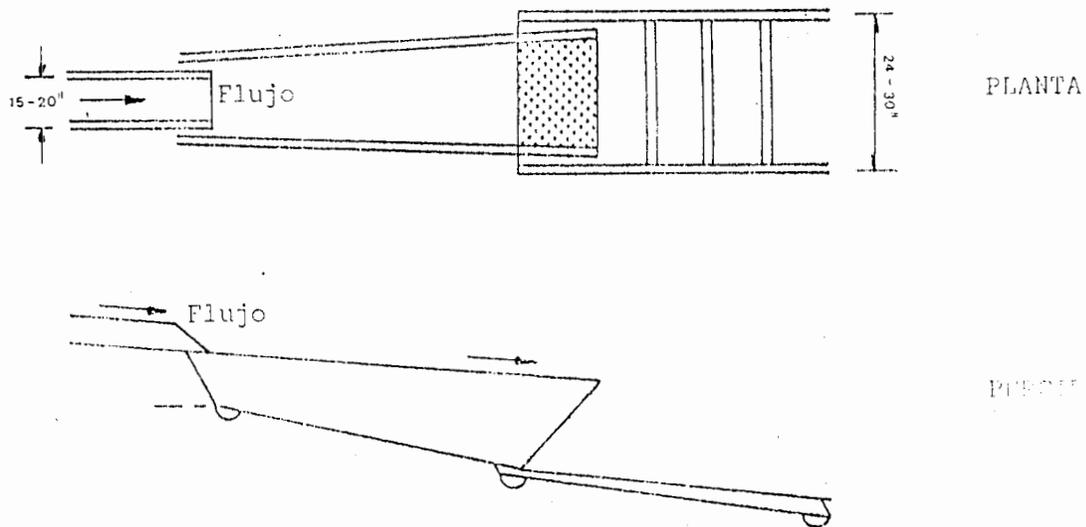


FIG. No. 7 LONG TOM

gadas de alto (fig. 1.7). Posee, también una canal perforada en la sección inferior, con perforaciones de 3/8 a 1/2 pulgada de diámetro y con una inclinación contraria a la del canal; su pendiente es de 1.5 pulgadas por pie. Además tiene un canal corto colocado por debajo de la criba. Este canal tiene riffles transversales y es en esta parte donde se recibe el material que ha sido criabado anteriormente.

1.2.10 PANAS Y TELAS AHULADAS.

a) CONSTRUCCION. Básicamente son recubrimientos para mesas concentradoras con diferentes clases de telas (panas) y/o telas ahuladas (tipo Beckman), con superficies rugosas cuyo objeto es atrapar valores muy finos entre el tejido o dibujo de la tela.

La mesa que sirve de base, está construida de tablones de madera de 1 ó 2 pulg. de espesor, sobre la cual se fija la tela mediante tornillos con mariposa para facilitar su montaje. El conjunto se encuentra montado sobre uno o varios caballetes cuyo objetivo es proporcionar una acción basculante a la superficie (fig. 1.8), tanto para la recuperación de valores como para la limpieza y ajuste del ángulo de inclinación. No existen medidas estandar para estas mesas, pudiendo ser contruidos tomando como base de diseño, la capacidad de alimentación. Para facilitar el montaje, las telas se fijan sobre marcos de madera y se acomodan a lo largo de la mesa (ejem: 6' x 2'), siendo fácilmente sustituible alguna unidad, cuando el desgaste del dibujo disminuye la eficiencia de concentración.

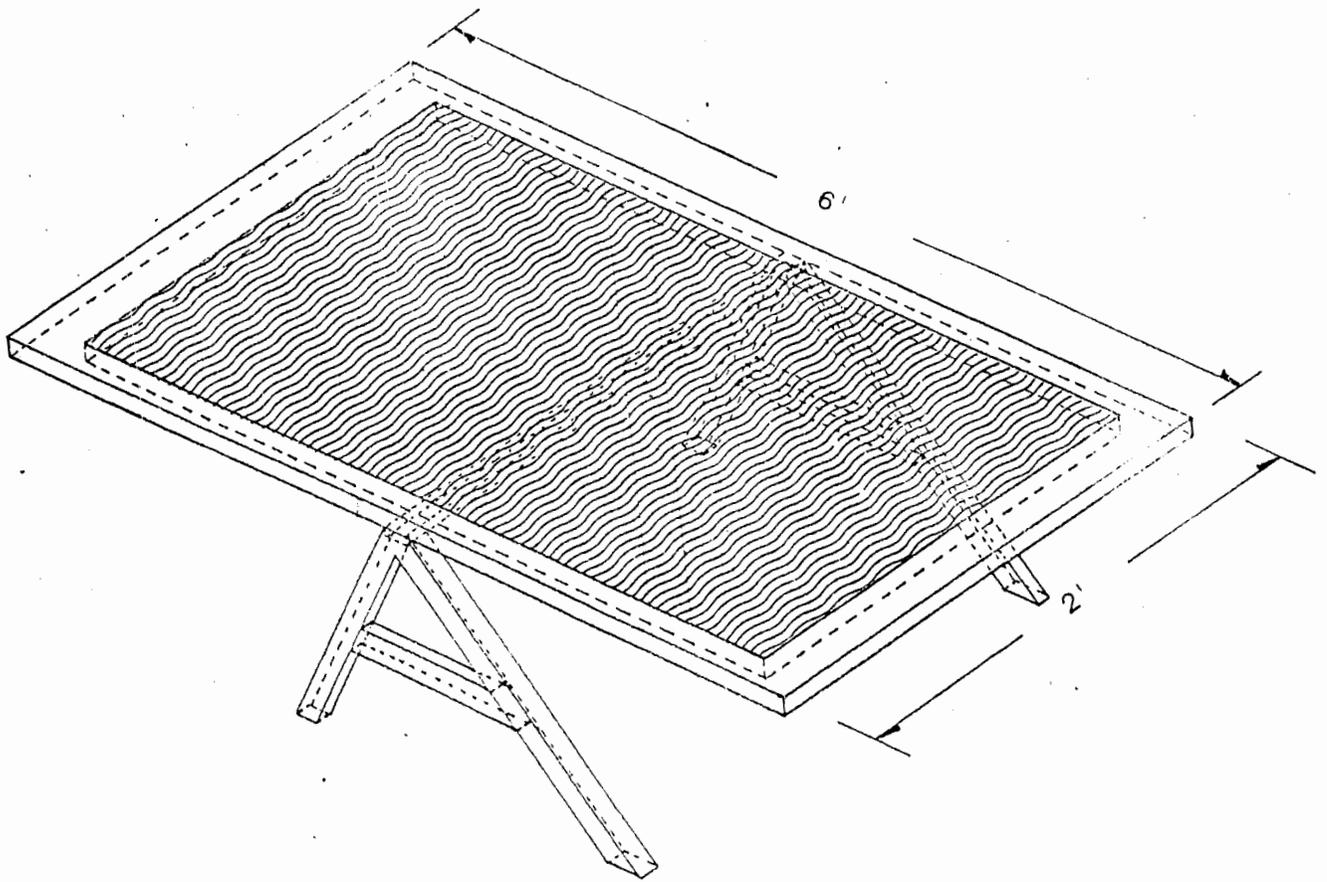


FIG. No. 8 MESA BASCULANTE CON PANAS Y/O TELAS AHULADAS

b) CAMPO DE APLICACION. Empleadas con eficiencia aceptable en la recuperación de valores finos arrastrados en las colas de desecho (generalmente colas de procesos de flotación). También se usa el tratamiento de finos de minerales pesados con alta diferencia de pesos específicos (ej. Tungsteno, Oro, Plata, Estaño, Mercurio, etc). Su empleo en el tratamiento de minerales provenientes de tratamientos primarios de procesos de concentración gravimétrica también se ha diversificado, llamándosele paso de "limpia" o concentración gravimétrica secundaria. Otro empleo digno de mención es el de su uso como piloto para la examinación de colas de tratamientos previos.

c) OPERACION. Debido a que el uso de panas y telas ahuladas cae dentro de los procesos de concentración gravimétrica, su operación es relativamente sencilla y muy semejante a la operación de canalones.

Se deja correr el flujo de alimentación sobre la superficie, y las partículas minerales en suspensión, caen y quedan atrapadas en el dibujo o fibras de la tela, al perder velocidad la corriente que las acarrea. Para la recuperación de los concentrados se emplea un método semejante al usado en la limpia de canalones descritos con anterioridad. La desventaja principal consiste en que las telas se atascan o se "empachan" con los concentrados atrapados más rápidamente que en los canalones. Por esta razón se hace obligatorio una limpieza más frecuente de concentrados y un control más estricto de la operación, con objeto de evitar pérdidas en la concentración.

I.3. PULSADORAS (JIGS)

I.3.1. PRINCIPIOS GENERALES

Una pulsadora es un concentrador mecánico que efectúa la separación de fragmentos pesados y fragmentos ligeros, aprovechando la diferencia en la habilidad de los fragmentos a penetrar un medio semi-estacionario. Esencialmente están formados por una caja de fondo perforado sin tapa, dentro de la cual una cama separadora de relativamente corto alcance, se forma mediante la pulsación de corrientes de agua. Las corrientes así formadas pueden ser, o todas ascendentes o todas descendentes, o alternativamente ascendentes o descendentes; en el caso de estas últimas, se deberá tener igual aceleración y velocidad en ambas direcciones, aunque usualmente no la tienen, provocando con esto, una baja eficiencia en la operación.

La velocidad de las corrientes de agua es variable por todas partes en cada ciclo. Curvas diagramáticas para cada uno de los tres casos mencionados se muestran en la fig. No. 9

I.3.2. TERMINOLOGIA EMPLEADA EN LA OPERACION DE PULSADORAS

La carga o cama, se encuentra constituida por la mezcla total de sólidos y líquidos dentro de la caja de la pulsadora.

a) CARGADA. Se dice que la pulsadora está "cargada", cuando se efectúa un ciclo de operación continua de alimentación y descarga de productos.

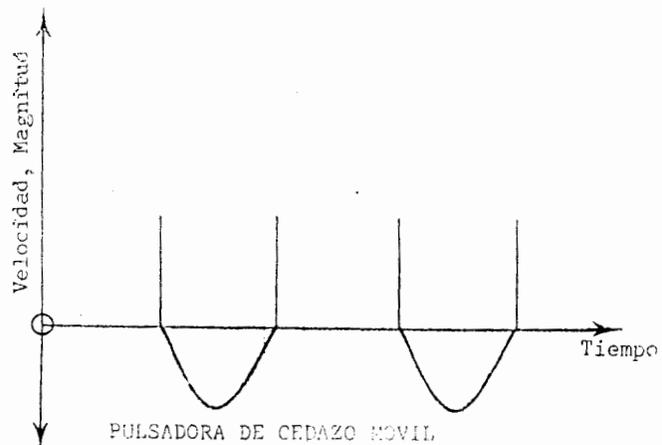
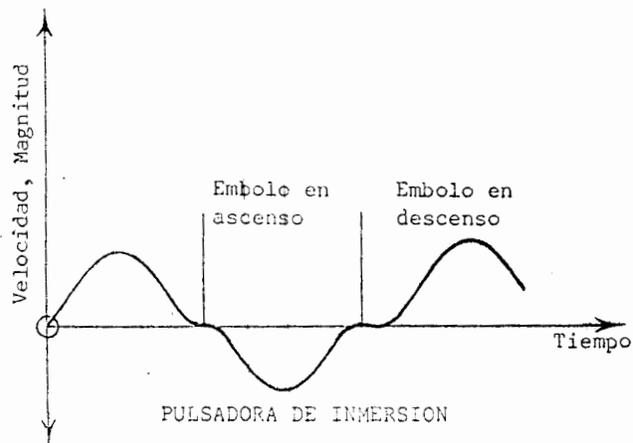
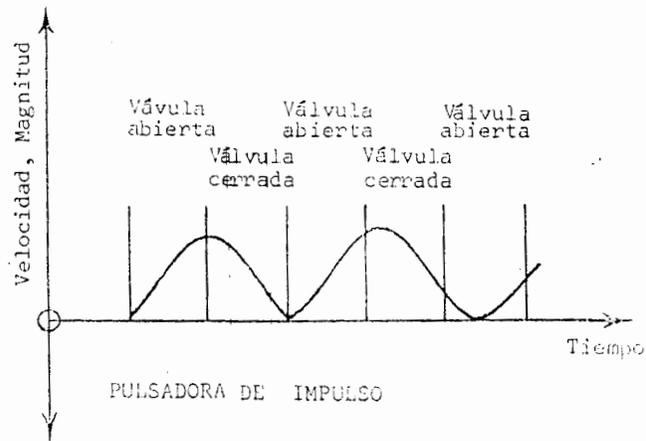


FIG. No. 9 DIAGRAMAS DE CORRIENTES PRODUCIDOS POR UNA PULSADORA

- b) DESCARGADA. Es cuando se realiza la operación normalmente, pero no se está proporcionando alimentación ni se está obteniendo ninguna descarga.
- c) EXPANDIDA. Cuando los sólidos se encuentran en suspensión dentro del líquido por efecto de una pulsación.
- d) COMPACTADA. Cuando todos los fragmentos sólidos han regresado al fondo de la caja, de tal forma que ésta constituye el soporte total de la carga.
- e) CAPA. Constituida por un estrato dentro de la cama, donde todas las partículas constituyentes de la capa, poseen substancialmente la misma gravedad específica.

Quando la expansión del fluido es efectuada por el movimiento ascendente y descendente de la caja pulsadora dentro de un volumen de agua, el mecanismo se define como pulsadora del tipo de CEDAZO MOVIL. Cuando la caja se mantiene fija, y el agua es la que se mueve, la pulsadora es del tipo de CEDAZO FIJO. El movimiento del fluido puede ser provocado por diferentes principios, por lo que se pueden definir varios tipos, tales como: pulsadoras de INMERSION, en donde el movimiento del medio fluido es provocado por inmersiones alternadas del cedazo; de PALETA cuando el movimiento se produce mediante un remo o paleta, y de DIAFRAGMA cuando el impulso lo produce un diafragma. En una pulsadora de IMPULSO, los choques de agua que producen el movimiento del líquido, se deben a cambios de presión causados por una válvula rotatoria colocada entre la fuente de presión y el agua.

PULSADORAS (JIGS)	Pulsadoras de Cedazo Móvil	}	Pulsadora Manual	
			Pulsadora Hancock	
	Pulsadoras de Cedazo Fijo	}	Pistón	Pulsadora Harz
				Pulsadora Cooley
			Diafragma	Pulsadora Bendelari
				Pulsadora Denver
	}	Impulso	Pulsadora Richards	
		Pulsadora Pan-American		

Tabla I.1. CLASIFICACION GENERAL DE LAS PULSADORAS

1.3.3. PULSADORAS DE CEDAZO MOVIL

La concentración gravimétrica por métodos manuales, es una operación indispensable en los estudios preliminares de campo, los cuales empiezan con el uso de bateas, cunetas, y cuernos pulidos de tentadura. Este tipo de concentración manual es comúnmente empleada por gambusinos, prospectadores, pequeños mineros y aún en operaciones de pequeña escala.

Para efectuar pruebas preliminares de campo empleando el principio básico de las pulsadoras, cualquier pequeña criba o cedazo, (como las empleadas en laboratorios) una cubeta o tina de agua, y una pequeña espátula o pala de metal, son todos los elementos necesarios.

a) PULSADORA MANUAL. El procedimiento consiste en llenar la criba hasta la mitad o dos tercios de su capacidad con el material en estudio, después sumergirla cuidadosamente dentro del agua hasta su saturación, sosteniéndola firmemente con ambas manos con el fondo paralelo a la superficie del agua y el borde superior apenas emergiendo del líquido, mover el cedazo rítmicamente hacia arriba y hacia abajo, de tal forma que el material se mantenga en suspensión parcial durante el movimiento descendente, permitiendo su asentamiento durante el movimiento ascendente. Para efectuar con éxito esta operación se requiere un descenso acelerado y un ascenso retardado. El rango de velocidad usual es de 60 a 100 golpes por minuto.

Después de un número razonable de golpes dependiendo del tamaño de las partículas y de la gravedad específica relativa de los componentes de la cama; la capa superior empobrecida puede ser retirada con la espátula, alimentando una nueva cantidad de mineral, repitiendo el proceso hasta que las capas intermedias se hagan tan ricas que no dejen suficiente espacio para una nueva carga, procediendo entonces a retirar los concentrados obtenidos y reiniciar el ciclo. El material fino que pase a través del tamiz y el que sobre-flote el borde superior, se colectará por separado.

Una pulsadora manual un poco más elaborada puede ser fabricada suspendiendo una criba (por ejem.: de 12 x 12 pulg. y de 6 a 8 pulg. de fondo) por medio de un soporte rígido de aproximadamente 18 pulgadas de largo, de un resorte espiral de tal tensión que sea imperceptiblemente extendido por la criba cargada y que se extiende rápidamente al recibir una presión manual descendente del operador y regrese a su posición original cuando cese la presión ejercida. La carrera de la canastilla deberá no ser mayor de 2-pulg. (generalmente de 1/4 a 1-1/2 pulg.) La capacidad de tratamiento variará de 2 a 6 ton/turno, dependiendo del mineral y de su peso específico. (fig. No. 10)

b) PULSADORA HANCOCK. Las partes principales del aparato mostradas en la fig. No. 11, constan de un tanque dividido en compartimentos (a), la criba móvil (b) y el mecanismo motriz de la cri-

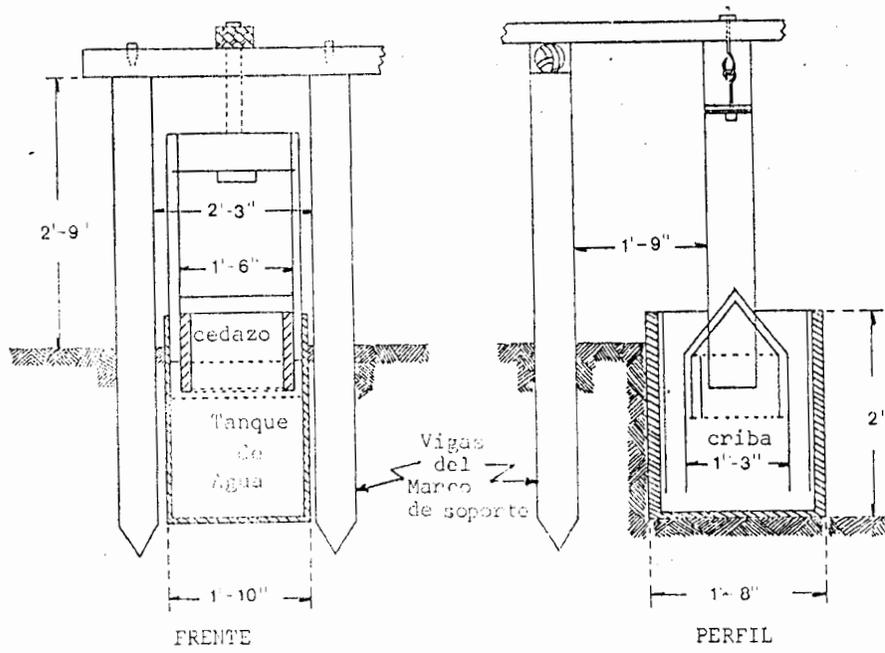


FIG. No. 10 PULSADORA MANUAL.

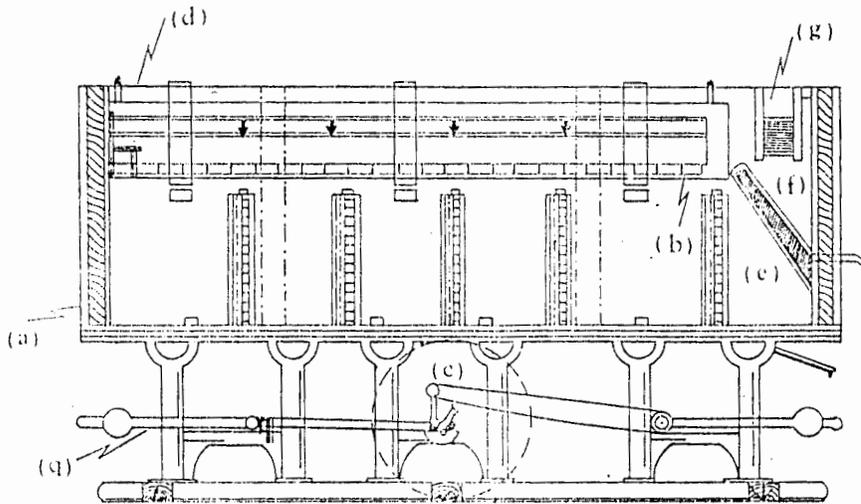


FIG. No. 11 PULSADORA HANCOCK

ba (c). La carga se alimenta directamente a la criba en el punto (d), y progresivamente se va extendiendo a lo largo de toda la malla por efecto de la serie de saltos que el mecanismo imprime a la criba en su acción motriz. Los concentrados caen a través de la criba en el primer compartimento y son colectados en la cuba del mismo. Los medios avanzan y caen dentro de los subsecuentes compartimentos. Las colas gruesas caen en el compartimento (e), las arenas finas se colectan en (f), y las lamas y exceso de agua se decantan en (g). Un pequeño compartimiento extra usualmente es construido entre el último compartimento de medios y el colector de colas gruesas con objeto de atrapar algún fragmento de concentrados o medios demasiado grandes para pasar por las aberturas de la criba en sus respectivos compartimentos.

Este tipo de aparatos se construyen comercialmente en dos tamaños estandar; el más grande, con un tanque de 6 compartimentos de 25 ft. de largo, 4-ft 2 pulg. de ancho y 5 ft. 9 pulg. de alto; y el pequeño con un tanque de 5 compartimentos de 18 ft 6 pulg. de largo, 4ft 5 pulg. de ancho y 5 ft de alto.

La criba de la máquina grande, es de aproximadamente 20-ft por 2-ft 6-pulg. en el claro cuando está fabricado de madera, y cuando es hecha de acero, la superficie del tamiz es de 24-ft 4-pulg. por 3-ft.

El mecanismo de movimiento usualmente está localizado por debajo del tanque, aunque ocasionalmente algunos fabricantes lo colocan

por encima del tanque para evitar que se ensucie por efecto de las salpicaduras de la pulpa. Está accionado por un eje articulado de tres brazos, que se van articulando a las diferentes partes del mecanismo para proporcionar el movimiento de mecedora que activará la criba. (Ver detalle en la fig. No. 11)

CONSTRUCCION. Una pulsadora completa puede ser comprada en partes elaboradas por diferentes fabricantes, aunque usualmente, solamente el chasis se compra de fábrica, y el tanque y la criba se construyen localmente de acuerdo a la capacidad y necesidades de operación. Los materiales de construcción para el tanque y la criba pueden ser madera o lámina dependiendo de la rigidez deseada y la capacidad y tipo de mineral en tratamiento.

OPERACION. El rango usual de velocidad de operación fluctúa entre 180 y 195 golpes por minuto, que corresponde a aproximadamente 60-65 RPM en el eje motriz. Velocidades más altas pueden incrementar el tonelaje de tratamiento, pero el desgaste del mecanismo también será muy alto, incrementando los costos de mantenimiento. A velocidades de operación muy bajas, la cama tiende a compactarse, reduciendo notablemente la eficiencia y la recuperación del material en tratamiento.

La longitud del impulso vertical junto con la cantidad de agua proporcionadas en el golpe determinan la potencia de la pulsación y la succión. El desplazamiento usual de la carrera durante el golpe es de $3/8$ a $3/4$ pulg. El desplazamiento horizontal de la criba es de aproximadamente $3/4$ pulg. Este desplazamiento deberá ser tan largo como sea posible con objeto de provocar un desplazamiento rápido de las partí-

culas de mineral a través de la cama y de esta forma mantener una cama delgada para un tonelaje determinado. Los concentrados y los medios en su totalidad son producidos por las partículas que pasan a través del cedazo en operaciones cuyos mecanismos de concentración están constituidos por pulsadoras del tipo Hancock. Esto hace necesario el mantener en el cedazo, las partículas de material más pesadas y más grandes que las aberturas de la malla, por lo que tales cedazos pueden ser fabricados de formas y materiales diversos, tales como placas de acero perforadas, cargadas con pedacería de fierro, bolas de acero o gravas. El uso de bolas de acero rinde buenos resultados cuando la ganga es muy pesada.

Las cribas muy raramente tienen el mismo tamaño de aberturas a todo lo largo del cedazo. El principio fundamental para el control de la operación con una malla de abertura adecuada, es el de que la cama deberá decrecer gradualmente en gravedad específica e incrementar en tamaño del espacio intermolecular, de la cabeza hacia las colas finales. Las aberturas normalmente son más pequeñas en los primeros compartimentos con objeto de mantener una cama regularmente "apretada", incrementando el poder de arrastre de la pulsación, en comparación con la succión, asegurando un concentrado fino y limpio. Aberturas de igual tamaño podrán mantenerse hasta cerca del final del segundo compartimento donde se introducen de una a tres hileras de agujeros suficientemente grandes, como para dejar pasar las partículas más grandes. Adelante del tercer compartimento se colocan cribas, con aberturas más pequeñas, sin embargo, éstas usualmente no deberán ser más pequeñas que las usadas en el primer compartimento, y los medios ricos pero muy finos, son obtenidos en suspensión en el derrame superior.

CONSUMO DE AGUA. Varía de acuerdo al tamaño y tipo de alimentación, método de descarga de colas, capacidad de tratamiento y tipo de producto final deseado. Usando el sistema de canjilones para la descarga de colas, la maquinaria puede funcionar hasta con 150 galones por minuto cuando se trata mineral de plomo de baja ley a un ritmo aproximado de 350 a 400 tons por día de mineral. Con compuertas de descarga para colas, se usan alrededor de 850 galones por minuto, induciendo fuertes succiones en los compartimentos de medios, que permiten operar con las compuertas abiertas. En algunos casos, donde escasea el agua, la remoción de productos se hace con esrepas, con objeto de conservar el agua, evitando desperdicios de líquido provocado por los elevadores de canjilones.

ENERGIA. Con una carga, velocidad y "golpe" normales, el consumo de energía varía entre 4 y 6 H.P.

En pruebas realizadas por la Anaconda Cooper Co., los consumos de energía mostraron 5.2 H.P. para el motor, la transmisión y el jig, y 3.7 H.P. para la operación de la pulsadora vacía.

CAPACIDAD. Depende del tipo y cantidad de trabajo deseado, pero el rango normal varía entre 300 y 600 tons. por día.

APLICABILIDAD. La pulsadora tipo Hancock es particularmente útil en el tratamiento de minerales de baja ley, recuperando una pequeña cantidad de mineral concentrado de alta ley, y separando las colas. Sin embargo si se

hace esto, se encarece el tratamiento y se mantienen en circulación grandes cantidades de medios de baja ley, muchos de los cuales son verdaderamente colas de desecho . En muchas plantas, también es necesario el tratamiento secundario de las colas de una pulsadora primaria, con objeto de recobrar medios de baja ley que han sido acarreados a lo largo del proceso, en el tratamiento de grandes tonelajes. La pulsadora no es recomendable para la perfecta separación de partículas ligeras de mineral de su ganga, por lo tanto no podrá ser empleada en procesos donde el mineral se encuentra finamente diseminado.

1.3.4. PULSADORAS DE CEDAZO FIJO

a) PULSADORA HARZ. La pulsadora Harz mostrada en la Fig. No. 12 consiste usualmente de una serie de compartimentos rectangulares separados, y con un pequeño desnivel entre ellos, con la parte superior subdividida por una separación superficial entre la criba y los compartimentos. La criba está sujeta a la parrilla (K), la cual se mantiene fija en la parte inferior, las guías o correderas se fijan con cuñas. El flujo del agua es provocado por inmersiones alternadas del cedazo, fluyendo ésta a través de la criba. La carga entra a la primera criba por la ranura (b). El golpe de agua es más profundo en este compartimento, y consecuentemente las velocidades más altas del agua se efectúan aquí. Las partículas más pesadas se asientan en la criba, y aquéllas más pequeñas que la abertura de la malla, pasan a través de ella a la parte inferior del compartimento. Las partículas gruesas más pesadas se recojen en la criba hasta que se forma una cama cuando éstas pasan por debajo de la capucha (E) y sobre el labio del vertedero (J). El material ligero en suspensión, sobre-flota por la parte (C) al segundo com-

partimento, donde se sujeta a corrientes de menor velocidad, y la parte pesada del material remanente es separada, mientras que la más ligera pasa al tercer compartimento y así sucesivamente hasta completar el proceso.

TABLA I.2 EJEMPLOS DE DATOS DE OPERACION DE PULSADORAS TIPO HARZ.
(CLAUSTHAL)

Tamaño de Alimentación (mm)		Golpes por minuto	Abertura de las Mallas (mm)	Longitud del golpe (mm)
22	16	120	4	46
16	11	140	4	30
11	8	160	2	30
8	5.6	180	---	25
5.6	4	200	---	20
4	2.8	220	---	15
2.8	2	240	2-4	13
2	1.4	260	2-3	8
Arenas No. 1		280	1	5
Arenas No. 2		300	1	5
Arenas No. 3		300	1	5
Arenas No. 4		300	1	5

OPERACION Y CONSTRUCCION. Este tipo de pulsadoras son útiles en el tratamiento de diversos minerales, por ejemplo plomo zinc (Clausthal, ver tabla I.2); plomo-plata (Silver King Coalition), galena (Bunker Hill & Sullivan), etcétera.

Los jigs tipo Harz (en el caso de la Bunker Hill & Sullivan), típicamente están contruidos de madera, colocados "espalda con espalda", con una pendiente de 24° en el fondo del tanque. Los compartimentos son todos de igual tamaño (26 x 34 pulg.) con una cubierta de acero de 1/4 pulg. cubriendo todas las superficies sujetas a mayor desgaste. Los mecanismos de succión

bombeo, son de 32x25.125 pulgadas. Los concentrados son colectados en un depósito colocado en la parte inferior, para después ser extraídos a través de válvulas de compuerta colocadas 10 pulg. antes de la descarga final. El cedazo es de alambre de bronce, y está montado sobre una parrilla de 3.5 x 3/4 pulgadas; cruzadas con barrotes de madera cada 4 pulgadas. La vida aproximada del cedazo, dependiendo del material en tratamiento, es de 120 días. Los desniveles entre los cedazos es de 5.5 pulg. de un compartimiento a otro. El espesor de la cama es de 3.5 pulgadas. La pulpa contiene aproximadamente el 29% de agua. El agua del jig se proporciona a razón de 84 gpm, el consumo de energía es de 3 Hp. por cada jig. Un solo hombre atiende 8 jigs, pero no es responsable de los ajustes.

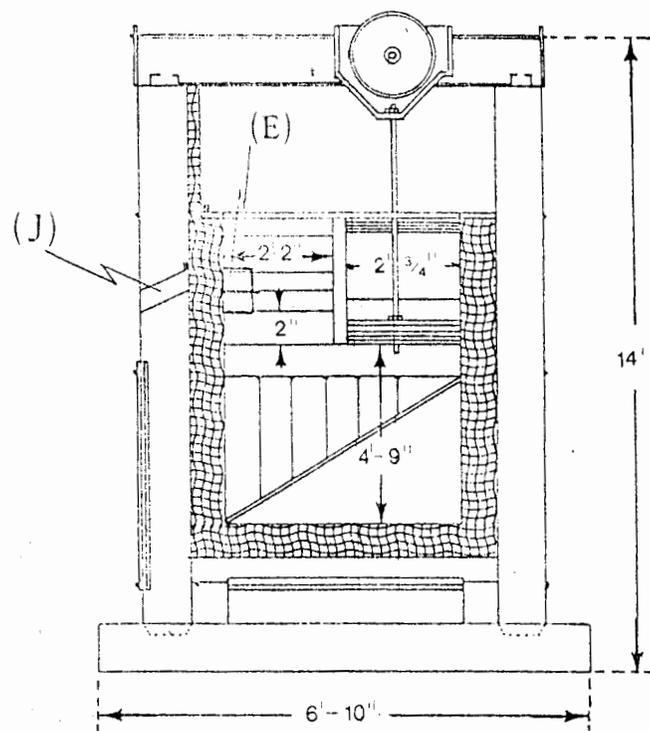
b) PULSADORA COOLEY. Esta es una variante del tipo Harz usada extensivamente en las minas de zinc de los Estados Unidos de Norteamérica, la diferencia fundamental con respecto a la Harz original, es que la Cooley casi siempre se usa para colectar los concentrados únicamente en una cuba inferior, no teniendo parrilla de descarga (con algunas excepciones para cuando se desea obtener medios). Los concentrados sucios y los medios (en su caso), son sacados con pala de mano tan intermitentemente como la operación lo requiera. Cualquier intento de operación continua con camas ricas de concentrados, resultará en camas duras y compactas, con disparidad en las pulsaciones, y descargas de grandes cantidades de material de baja ley deficientemente concentrado.

CONSTRUCCION.- El método usual de construcción de este tipo de pulsadoras es barato y altamente eficiente. El piso es construido con tres capas de tablones de una pulg. de sección "T" o "G" clavados entre sí y perfectamente recubiertos con plomo blanco o pintura asfáltica. Las paredes y las divisio

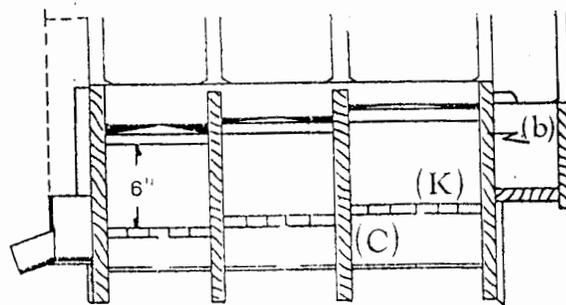
nes están construidas de tablón de 2 x 4 pulg. remachados, recubiertos y clavados con dos tiras de algodón encerado (pabilo) y saturado de plomo blanco, colocadas entre las paredes y las divisiones. El frente del cajón o cuba, se escalonea en alturas que van desde 8 hasta 10 pulgadas, terminando hasta cerrar en la parte posterior. Las paredes de los compartimientos, están levantadas y sostenidas por la parte superior para dar soporte a las cajas de trabajo y prevenir salpicaduras. La máquina completa está forrada con tablonés de 1 pulg., los cuales también son empleados para formar la pendiente del fondo, de la cuba. Los tamaños usuales para los compartimientos son de 20 a 42 pulg. de ancho; de 24 a 48 pulg. de largo; y de 6 a 9 pulg. de alto en el primer compartimento, disminuyendo paulatinamente hasta tener de 5 a 6 pulg. en el último. El espesor de la cama se determinará experimentalmente.

NUMERO DE COMPARTIMIENTOS. Los Jigs empleados en la producción de concentrados limpios y colas (dos productos) en tamices de $3/8$ ó $5/8$ pulg., usualmente tienen de 7 a 9 compartimientos. En un Jig de este tipo, la celda No. 2 obtiene medios de plomo - zinc, los cuales deberán ser recirculados o retirados. De las celdas 3 a la 5, se produce concentrado limpio de zinc, y en un Jig de 9 celdas, las celdas 6 y 7 también se usarán como limpiadoras de zinc, y las dos últimas como productoras de medios que se retornarán a la sección de clasificación.

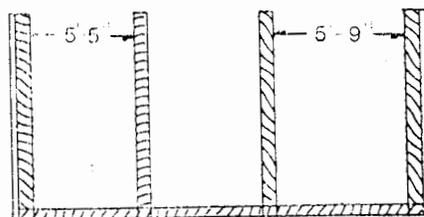
OPERACION. Los Jigs empleados en concentraciones a granel (sucios), son operados a razón de 90 a 125 golpes por minuto con una longitud de carrera por golpe de $5/8$ hasta un máximo de 2.5 pulg. Los "limpiadores", de 160 a 200 golpes/min. con $3/8 - 3/4$ pulg. de carrera. Los Jigs para concentra-



SECCION
TRANSVERSAL



PERFIL DE
UN BANCO



SECCION
LONGITUDINAL

FIG. No. 12 PULSADORA HARTZ

ción de arenas se operan de 150 a 190 golpes/min. con una carrera de 1/8 a 1/2 pulg. En algunos casos, la flecha motriz opera dividida en dos secciones mediante un reductor de velocidad, lo que ocasiona que los primeros compartimientos puedan operar a una velocidad de 20 a 30 r.p.m. más lento que los finales.

Todos los Jigs son operados con fuertes succiones, lo cual se logra dejando parcialmente abierta la compuerta de la cuba colectora.

I.3.5 PULSADORAS DE DIAFRAGMA

a) PULSADORA BENDELARI Para explicar el principio de trabajo de las pulsadoras de diafragma, se hará uso de la figura No. 13. Como se puede notar en la figura, el agua es impulsada por el diafragma (A), el cual tiene un margen flexible (B), el diafragma es impulsado verticalmente por el pistón (C) que opera a través de una junta de pasador por un excéntrico (D). La cámara de aire (E) elimina la formación de grumos que pudieran atascar la cámara. Las esquinas de la placa (F), sostienen la orilla exterior del diafragma y están cortadas para permitir la caída de las partículas pesadas a la cuba receptora (I). Las orillas superiores del enrejado de la parilla (G) que sostienen la malla, están cortadas en los extremos de cada abertura de tal forma que la malla realmente descansa solamente en las intersecciones del tejido, con lo que se incrementa el área efectiva de cribado. El material más comúnmente empleado en la criba para el tratamiento de materiales gruesos en la alimentación, son hojas de acero ranuradas. El agua entra al interior de la máquina a través de la válvula (H), y el ajuste para regular el efecto relativo de impulso y succión que ejerce el agua sobre la cama de mineral, se hace con la válvula (J). Cuando sólo se están obteniendo produc-

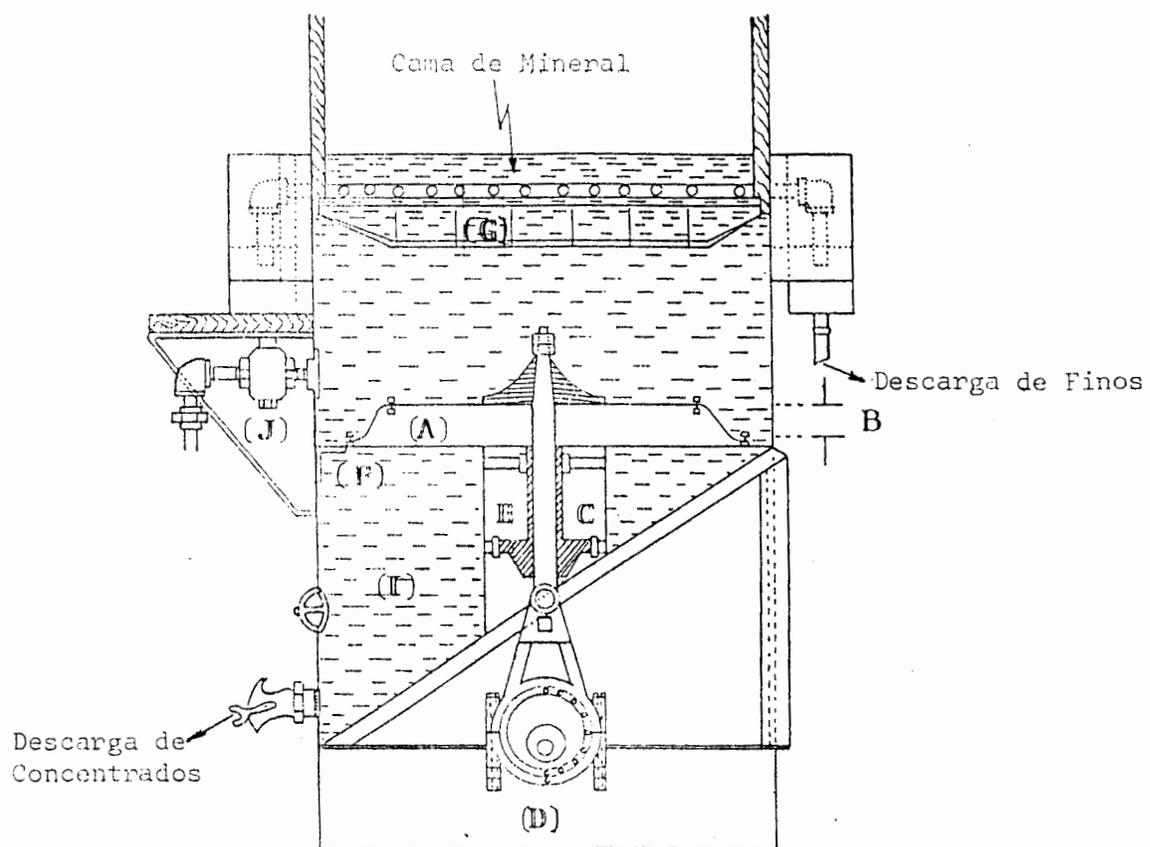


FIG. No. 13 PULSADORA BENDELARI
(Sección Transversal)

tos depositados en la cuba, el cedazo se carga comúnmente con municiones de acero. Si se desea un producto más grueso, el Jig deberá ser equipado con malla de descarga que posea compuerta y represo u otro tipo de descarga semejante.

Esta pulsadora presenta innovaciones con relación a la Harz, debido fundamentalmente al empleo de un sistema diferente de pulsado y a un ahorro considerable de espacio. Se emplea en concentración de materiales relativamente finos, como en las operaciones de dragado de oro y estaño, proporcionando magníficos resultados en la recuperación de oro libre de 100 a 200 mallas. Para el tratamiento de materiales más gruesos, es recomendable el uso de láminas de acero ranuradas para obtener mejores resultados.

b) PULSADORA DENVER. Esta pulsadora está diseñada especialmente para trabajar en circuitos cerrados de clasificación, tomando la carga de alimentación directamente del molino para producir únicamente concentrados de cuba o caja colectora (Fig. 14). Está formada por la típica caja doble dividida, con el movimiento impulsor del diafragma (a) en la parte superior y en uno de los extremos, con el cedazo fijo en el extremo opuesto. El movimiento motriz del excéntrico es directo en los modelos de un solo compartimiento, y con una barra oscilante (b) que actúa alternativamente en las máquinas de doble compartimiento. El agua entra a la cuba mediante la válvula rotativa (c), operada por una rueda dentada con cadena desde el eje motriz del excéntrico, de tal manera que sólo permite la entrada de agua durante la etapa de succión.

El juego completo de piezas que forman la criba, consiste de una malla de alambre, una cama de municiones de acero, y una malla ordinaria, generalmen-

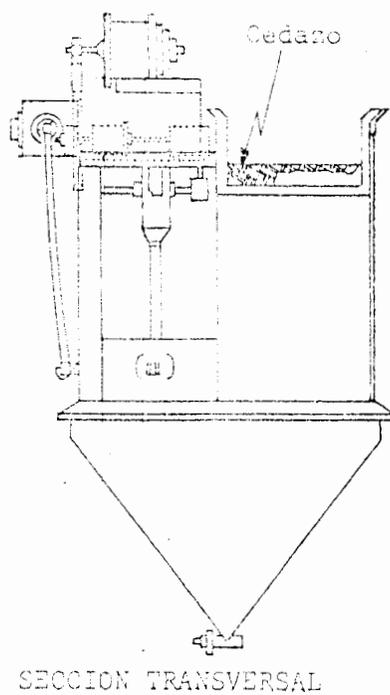
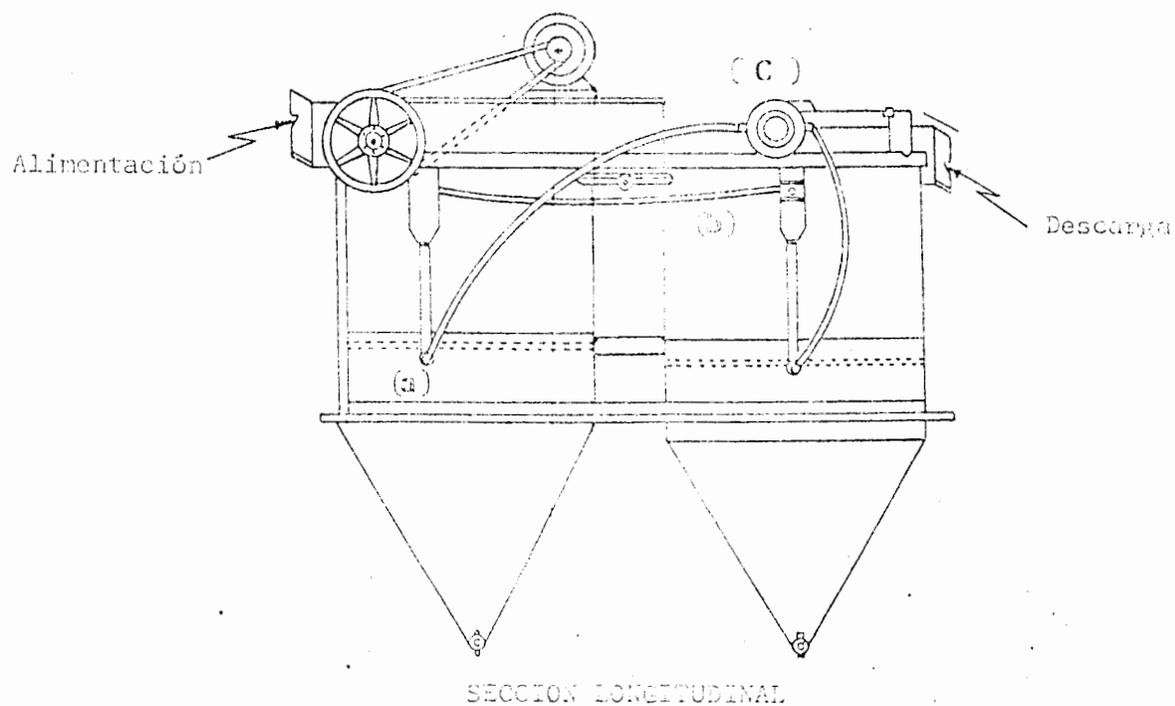


FIG. No. 14 PULSADORA DENVER

te gruesa en la parte superior para atrapar el material rechazado, la cual es fácilmente removible.

Las pulsadoras de un solo compartimento se fabrican únicamente en tamaños de 8 x 12 pulg. Las máquinas duplex tienen 2 tamaños de compartimentos, de 8 x 12 hasta 24 x 36 pulg. para capacidades de nueva alimentación de 7 a 100 toneladas por 24 hrs. La longitud de la carrera se puede ajustar hasta 3.5 pulg., y la velocidad usual de operación es de 300 golpes por minuto.

c) PULSADORA RICHARDS. Esta pulsadora fue la precursora de las actuales pulsadoras. Consiste esencialmente de un tanque de pulsación dividido, con un cedazo fijo, debajo del cual el agua se alimentaba por medio de una válvula rotativa (fig. 15) La descarga de concentrados de la criba se vacía a través del sistema usual de compuerta. Cuando se operaba con cubas cortas, la cama estaba sujeta únicamente a los impulsos de pulsación, por lo que se mantenía considerablemente floja o suelta. La velocidad de operación de estas máquinas era del orden de 200 golpes por minuto. Si se deseaba más succión, se bajaba la velocidad hasta 170 ó 150 golpes y se abría la puerta de la criba. Debido al hecho de que se podía mantener una cama de 8 a 10 pulg., y considerando también la relativamente baja succión, se podían obtener concentrados muy limpios. El consumo de energía también era muy bajo comparado con las pulsadoras con mecanismos de succión-bombeo, pero el consumo de agua era considerablemente más alto.

d) PULSADORA PAN-AMERICAN. Esta pulsadora ha sido empleada principalmente para la limpia de concentrados sucios provenientes de las concentraciones

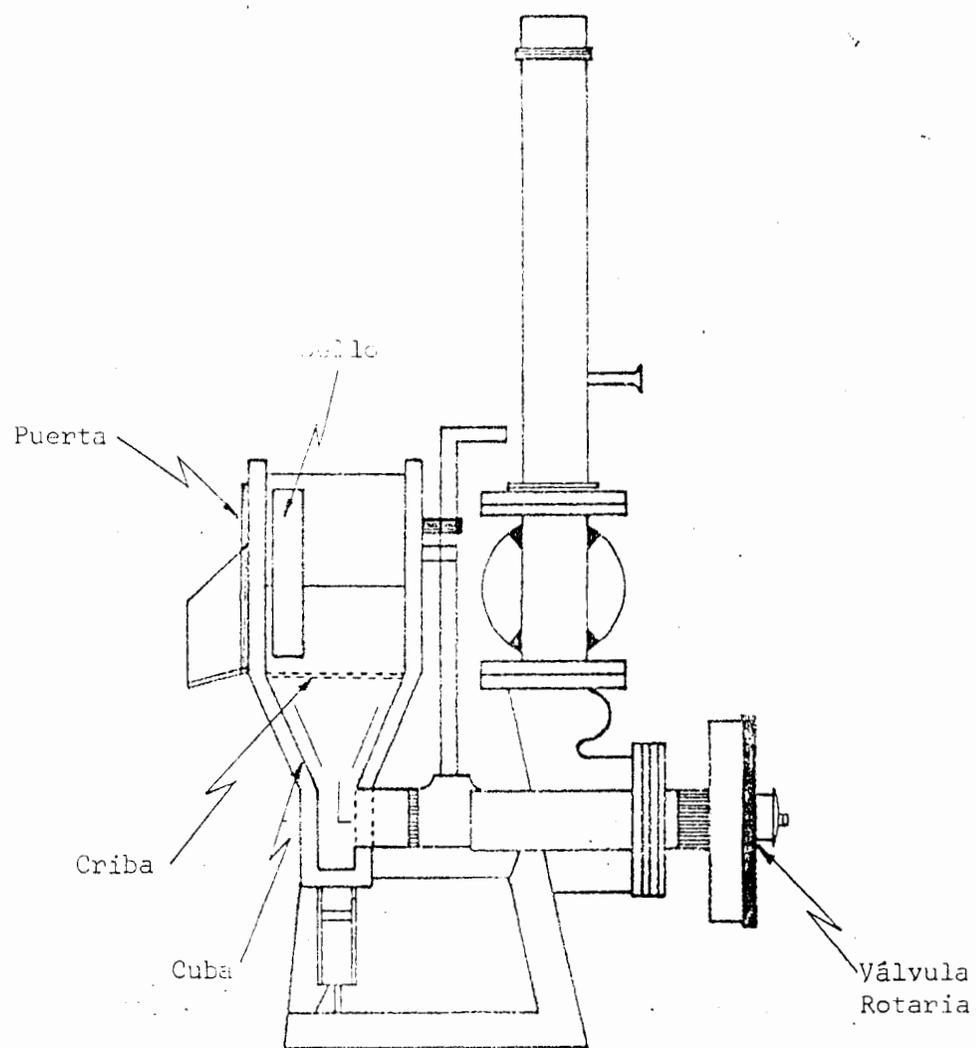


FIG. No. 15 PULSADORA RICHARDS

primarias en los dragados de placeres de oro; como concentradora primaria en operaciones de baja escala y en circuitos cerrados de clasificación, en molienda de mineral aurífero; pero en este último tipo de operación, la cantidad de agua adicionada por medio de la pulsadora, puede resultar contraproducente.

La máquina no requiere energía, excepto para proporcionar una cabeza de agua de 5 a 10 libras.

La sección ilustrada en la fig. No. 16a muestra la forma típica de una criba cargada con munición de acero (a), sostenida por una parrilla (B), mientras otra parrilla similar (C) mantiene el cedazo en su lugar y proporciona un obstáculo para mantener la cama de municiones en su lugar, evitando que salten fuera de la malla.

En la fig. No. 16 b, (E) es el asiento de la válvula, y (D) es un diafragma de hule al cual se sujeta el asiento. El movimiento ascendente se debe a la presión ejercida por el agua cuando entra por (A), lo que produce el levantamiento del diafragma resistido por el resorte (B), el cual cierra la válvula cuando la presión ascendente se reduce momentáneamente por el escape del agua hacia el interior de la máquina a través de (F). El rango de pulsaciones es de 400 a 600 por minuto, mismos que pueden ser ajustados variando la tensión del resorte. Los tamaños standard son 12 x 12; 18 x 18 ; y 24 x 24 pulg. El tamaño de alimentación no debe exceder de 0.5 pulg. siendo el de 1/4 pulg. el tamaño deseable, debido a la cantidad de agua requerida para mantener una actividad eficiente en la cama de municiones, tamaños mayores pueden afectar adversamente la recuperación de mineral más fino a causa de

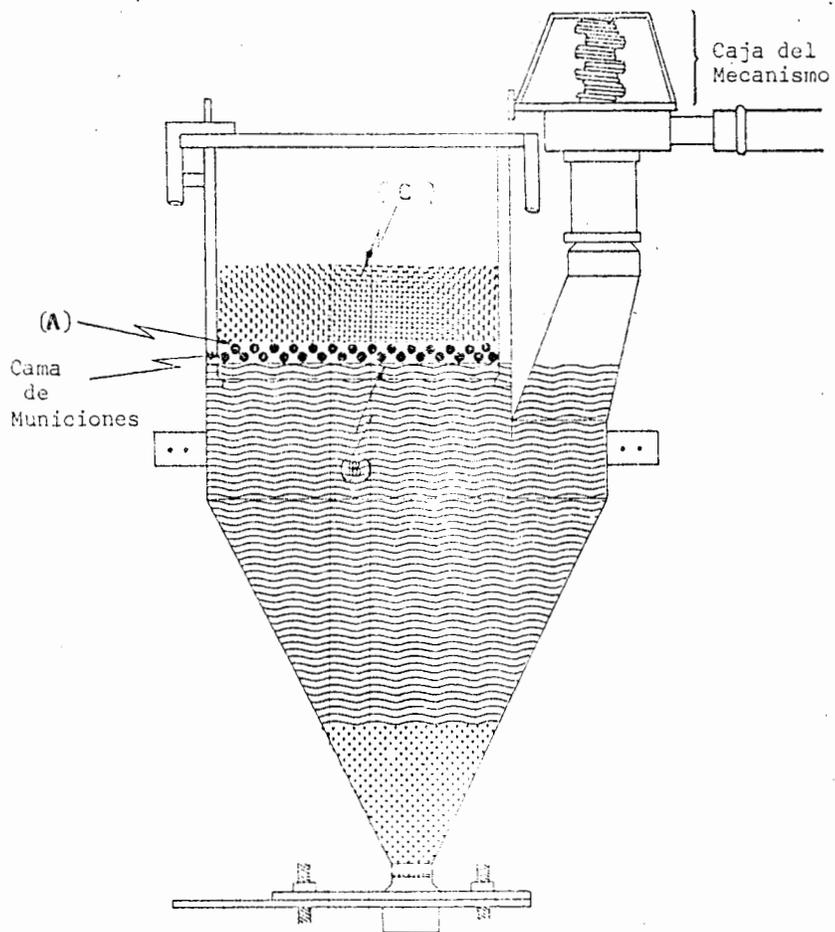


FIG. No. 16a PULSADORA PAN-AMERICAN

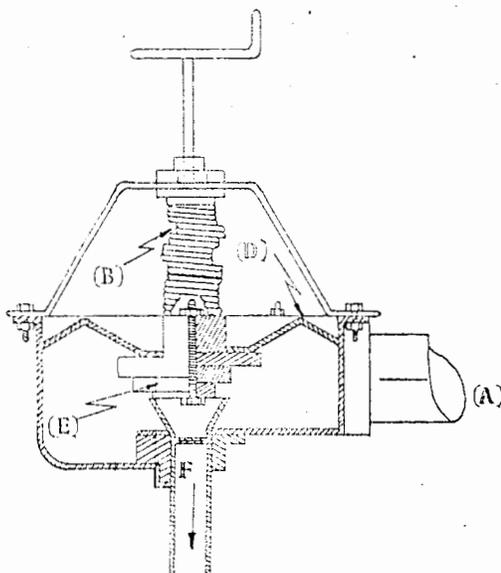


FIG. No. 16b DETALLE DEL MECANISMO DE LA PULSADORA PAN-AMERICAN

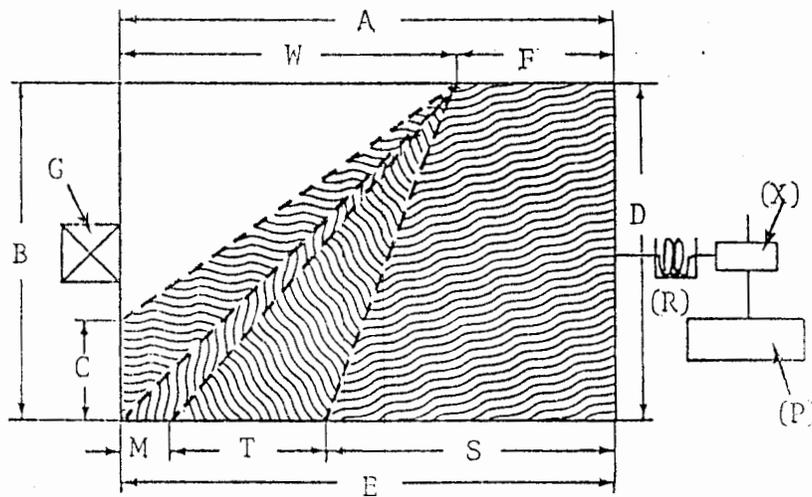


FIG. No. 17 MESA RITTINGER

la ausencia de succión.

I.4. MESAS CONCENTRADORAS

I.4.1. PRINCIPIO DE OPERACION.

Las mesas concentradoras modernas son aparatos de concentración gravimétrica que consisten básicamente de superficies planas, inclinadas ligeramente con respecto a un plano horizontal, sacudidas por un movimiento diferencial en la dirección del eje más largo y lavadas en ángulos rectos a la dirección del movimiento, por una corriente de agua. Las formas antiguas de proporcionar el efecto de sacudida, era el de agitar en dirección de la pendiente, provocando que los materiales más pesados tendieran a subir en contra de la corriente de la pulpa. Mesas para concentración de materiales pesados tales como la Salzburg, Schemnitz, Halley y la Gilpin Country fueron de este tipo, las cuales, actualmente se encuentran obsoletas y fuera de uso.

I.4.2. MESA RITTINGER

La más simple y antigua mesa con pendiente lateral fue la mesa Rittinger, la cual muestra esquemáticamente su acción separadora en la Fig. No. 17, donde (A) es el lado de la alimentación, (B) es la orilla final de concentración, (E) la zona de colas y (D) la cabeza de la mesa por donde se proporciona el movimiento. La cubierta se inclina hacia donde indican las flechas por medio de la polea (P), el excéntrico (X) y el rodillo conector flexible (R); y es abruptamente frenada al final del empuje horizontal por el bloque (G). La alimentación se introduce en el área (F), las lamas fluyen directamente en dirección de la pendiente cayendo fuera de la mesa en la zona (S), el material granular se mueve por efecto de la sacudida hacia (C) y es lavado por el flujo de agua introducida en (W). Las colas se des-

cargan en (T); los medios en (M) y los concentrados en (C).

En los tipos modernos de mesas concentradoras, los obstáculos o riffles longitudinales son colocados en la superficie de la mesa con arreglos variados según el tipo de material en proceso. Algunos fabricantes construyen la superficie en dos o más planos ligeramente inclinados unos con respecto a otros. Las mesas construidas por los distintos fabricantes, difieren en la silueta de la superficie rectangular, en el tipo de mecanismos de movimiento, y en los métodos de operar las suspensiones sobre la mesa, los cuales han sido mejorados grandemente con relación al modelo original de Rittinger.

En modelos con superficies lisas como la Rittinger, el tamaño máximo de alimentación que puede ser tratado eficientemente es de 1.0 mm. Por muchos años, el tamaño máximo de alimentación tratado en mesas obstaculizadas mediante riffles fue de 2.5 mm., y en muchas plantas, este tamaño fue menor aún. Con algunos de los actuales métodos de distribución de los riffles, muchos minerales metálicos son tratados eficientemente en tamaños que varían de 6.3 a 9.5 mm. y en mineral de carbón, tamaños hasta de 57.1 mm. han sido manejados exitosamente.

a) CAMPO DE APLICACION. Las mesas concentradoras son llamadas mesas "areneras" o "deslamadoras" de acuerdo con el tamaño de material que tratan, y son clasificadas como mesas de concentración áspera o de concentración fina, de acuerdo con el tipo de servicio que presten en una determinada localidad.

Las mesas "areneras", en general tienen riffles relativamente profundos,

y el espacio entre ellos usualmente varía entre 3/4 a 1.25 pulg. Las "deslamadoras" no están "enrifleadas" tan profundamente, y el espacio entre riffles es mucho mayor que en las areneras, con objeto de formar zonas de asentamiento de pulpas en reposo relativo que permitan el asentamiento de los sólidos pesados, dejando que las lamas en suspensión continúen su viaje a través de la corriente de agua. Este tipo de mesas, siempre tienen una porción de la superficie lisa o sin riffles; sin embargo cualquier mesa arenera con una porción lisa, puede ser usada como deslamadora, y una deslamadora puede ser usada como arenera, siempre y cuando las zonas de asentamiento no sean muy grandes.

Las mesas para concentración áspera o burda usualmente están enrifleadas en su totalidad, y los riffles son relativamente profundos. De esta forma, estas mesas pueden tratar grandes tonelajes y además atrapar mineral muy fino en forma de concentrados de baja ley, desechando al mismo tiempo, las colas finales empobrecidas.

Las mesas para concentración fina, con algunas excepciones, tienen una porción lisa para separar la ganga fina de la banda de concentrados; los riffles son menos profundos que las de las mesas ásperas, y en general ofrecen menos resistencia al flujo de sólidos que las ásperas.

I.4.3. MESA WILFLEY

La mesa concentradora Wilfley mostrada en la Fig. No. 18a, es una mesa con pendiente lateral, enrifleada sobre algo más de la mitad de la superficie. Los riffles en el modelo original (fig. 18b) terminan en una línea diagonal que se extiende desde el extremo delantero de la caja de alimentación, hasta la esquina opuesta de la mesa.

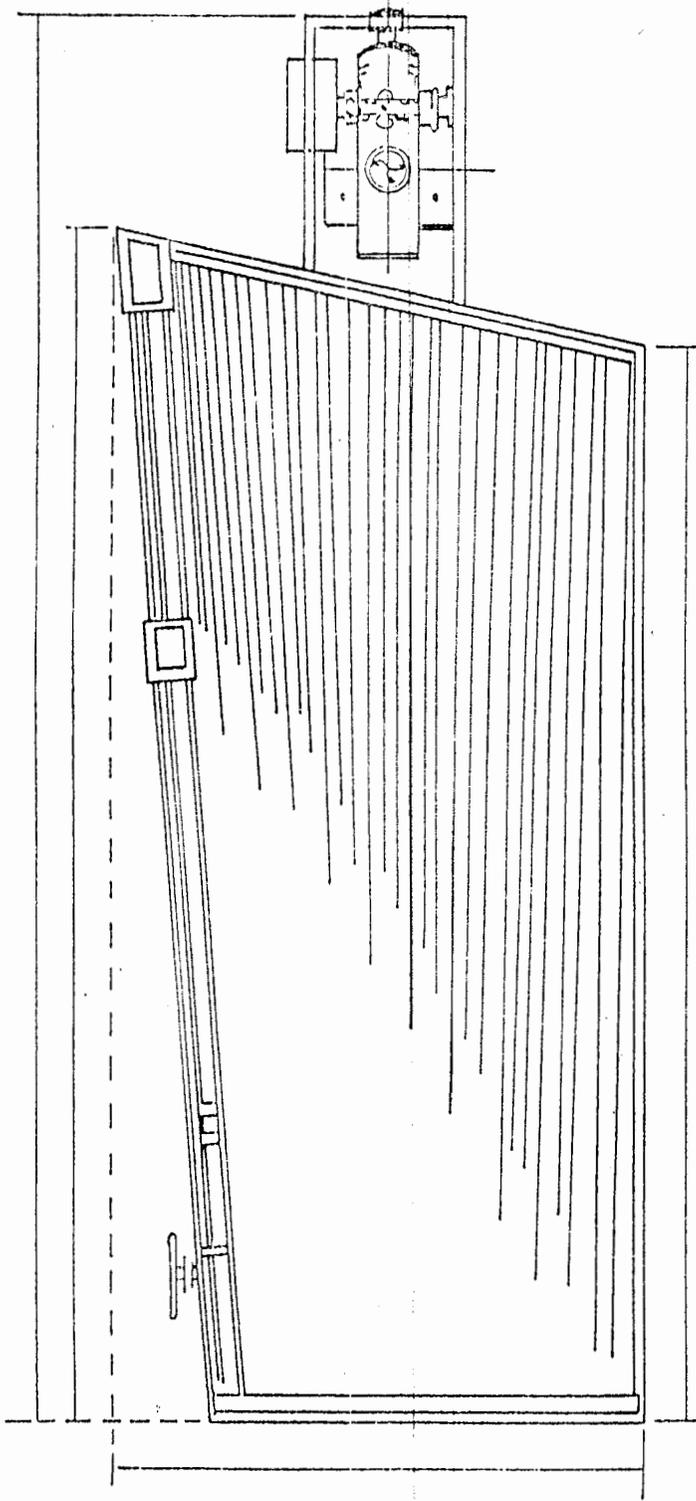


Fig. 18a MESA CONCENTRADORA WILFLEY ESTANDAR

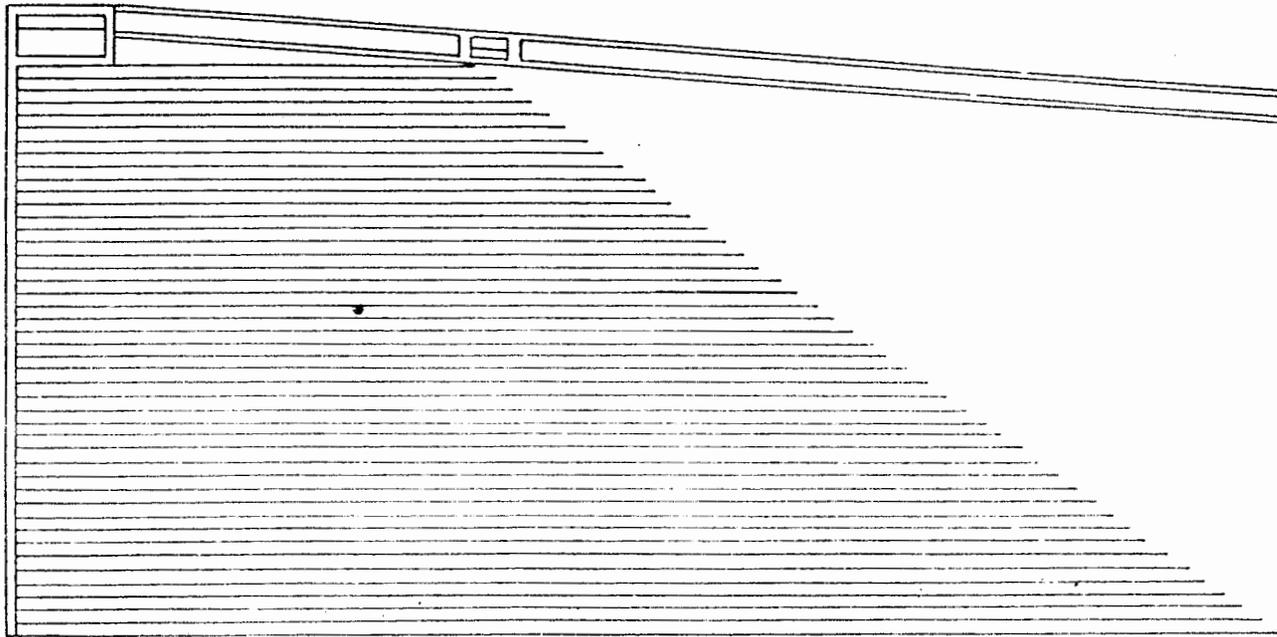


Fig. 18b ENRIFFLADO DE LA MESAS WILFLEY

a) DESCRIPCION. La fig.18a ilustra las dimensiones estándares de las mesas Nos. 6, 11-D y 14; todas ellas iguales con excepción de la base. La parte superior de la caja de alimentación se encuentra a 3-ft 3 pulg. del suelo cuando la mesa se encuentra nivelada, y 6 pulg. más alta cuando se inclina a su máxima pendiente.

La cubierta está formada por tiras de madera colocadas respecto a los ejes de tres viguetas huecas de acero rellenas de madera, y armadas longitudinalmente por cuatro miembros adicionales, que constituyen la base de la mesa. Todo este conjunto está armado sobre dos elementos estructurales de acero, cada uno de los cuales posee cojinetes deslizantes, los cuales a su vez descansan en otros tantos cojinetes de soporte, colocados en la estructura de cimentación.

La estructura de cimentación, puede ser de acero, madera o concreto. Las estructuras de acero están formadas por dos canales de 12-pulg. de peralte por 15-ft de longitud, separadas entre sí por espaciadores de fierro fundido de aproximadamente 24-pulg. Estas canales llevan dos asientos maquinados de forma circular, con objeto de proporcionar una superficie lisa de asentamiento, donde se apoyarán los soportes del yugo. Estos yugos sostienen los elementos estructurales cruzados formados por canal de 3-pulg., y que fueron descritos líneas arriba.

b) MOVIMIENTO. El movimiento motriz del aparato, es proporcionado por un mecanismo tipo "junta de codillo", como el ilustrado en la fig. No.19a y 19b

. Las partes esenciales del mecanismo de movimiento son: El eje (a), la

polea motriz excéntrica (b), las bisagras (c), y el yugo o cuerpo (d). La acción consiste en que la bisagra delantera presiona contra el bloque fijo (e), y la pérdida de movimiento muerto, se evita por la compresión del resorte (f) colocado entre el yugo y el bloque fijo (g). El yugo se fija a la cubierta de la mesa por medio del vástago (h). En los aparatos modernos donde el mecanismo de movimiento se encuentra confinado y auto-lubricado, el yugo se encuentra sellado por ambos lados con tapones de hierro fundido conectado por dos vástagos de acero.

c) AJUSTES DE OPERACION. Los ajustes de operación más comúnmente empleados en la mesa de concentración Wilfley, son:

Longitud de la carrera del mecanismo de movimiento

Velocidad de operación (golpes por minuto)

Angulo de inclinación de la cubierta

Cantidad de agua empleada para el lavado

Distribución del agua de lavado

Dilución de la pulpa de alimentación

Localización de los cortadores o divisores de las bandas de productos obtenidos.

Para el adecuado ajuste del resorte del mecanismo, se afloja éste con la máquina en operación, hasta escuchar un pequeño golpeteo, señal de que el resorte está totalmente flojo, en seguida se empieza a apretar hasta el cese del golpeteo. Un apriete mayor, ocasionará desgaste excesivo del mecanismo, mayor consumo de energía, y en el peor de los casos, la ruptura del resorte.

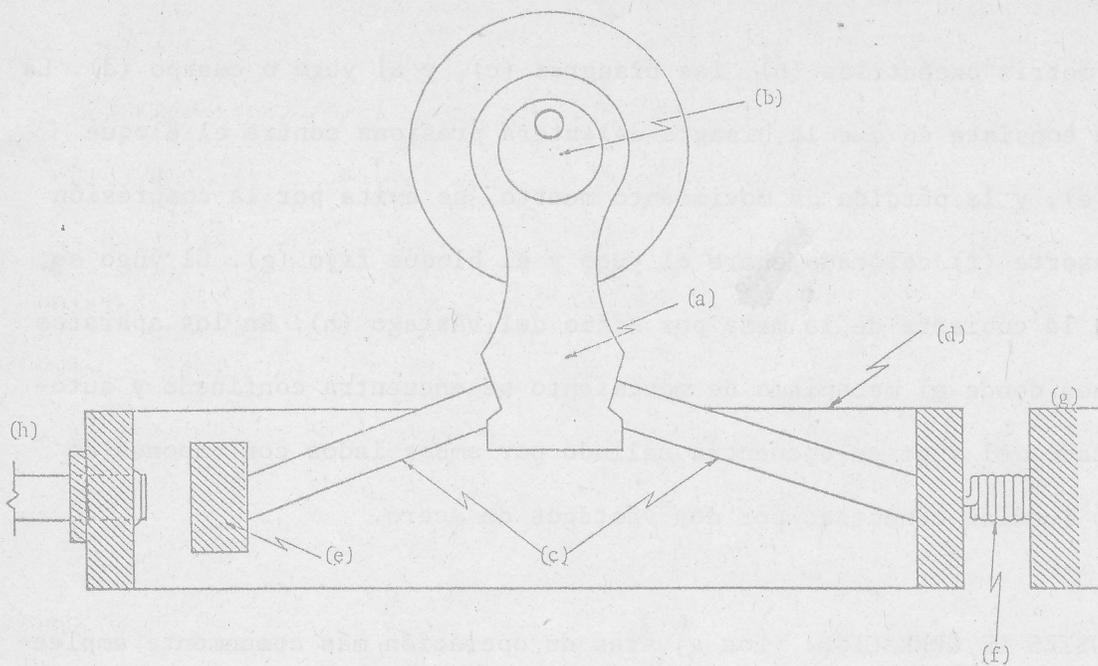


Fig. 19a. SECCION TRANSVERSAL

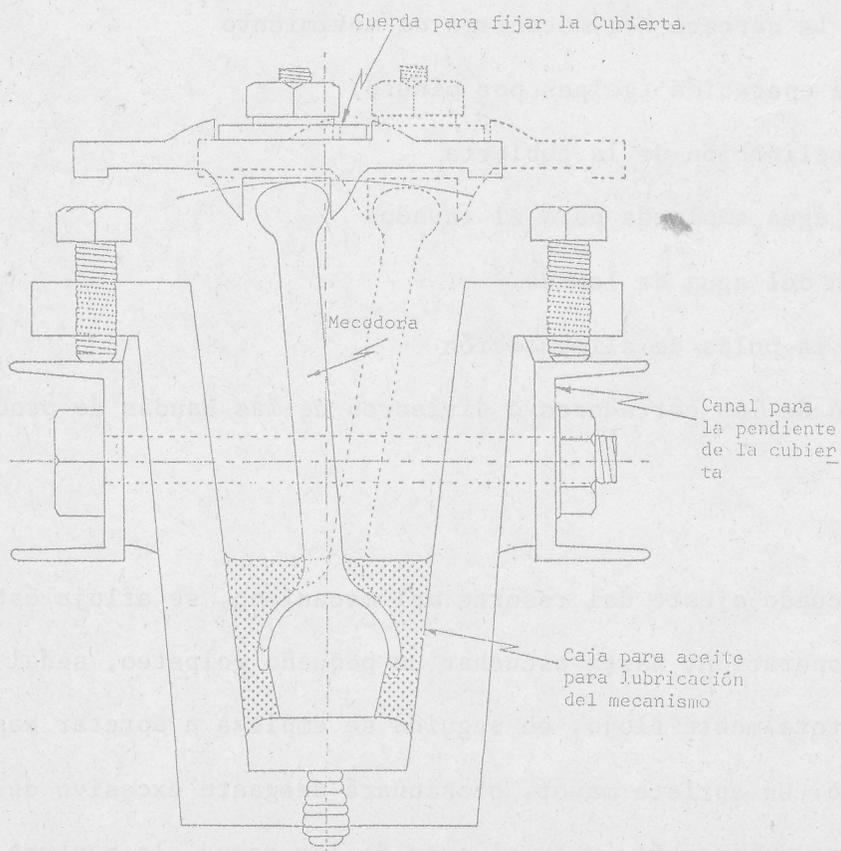


Fig. 19b. SECCION LONGITUDINAL

MECANISMOS DE MOVIMIENTO PARA MESAS CONCENTRADORAS
(Junta de Codillo)

La longitud del desplazamiento (carrera), está controlada por el ajuste vertical del bloque (e) de la bisagra fija, la cual disminuye la longitud y agudeza de la carrera, por efecto del levantamiento de la bisagra. El rango usual de operación de carrera y velocidad es de 1/2 pulg. a 300 r.p.m. para material fino; y de 3/4-pulg. a 269-280 r.p.m. para materiales con tamaños de alimentación de 20 a 65 mallas.

d) CUBIERTA. La cubierta de la mesa se encuentra forrada con tela ahulada cuando se entrega de fábrica, aunque también puede ser usado como recubrimiento cualquier otro material semejante, como por ejemplo, linoleum, con la desventaja de que este último tiene una duración sensiblemente menor que la del hule. La capa ahulada deberá contener suficiente relleno de óxido de zinc (40% aprox.) para prevenir la absorción de agua. Otros tipos de recubrimientos también puede ser usados dependiendo del tipo de mineral por tratar, tales como telas recubiertas con piroxilina, cemento y fibra de vidrio.

e) RIFFLES. Normalmente se colocan sobre la superficie ahulada empleando angostas pero largas tiras de madera clavadas a la superficie, aunque también, los riffles pueden ser formados acanalando la superficie del linoleum, o bien usando recubrimientos de materiales con rugosidades semejantes en su superficie.

El enriflado estándar de una mesa Wilfley Fig. No. 18b, se hace colocando el primer riffle cuya longitud será igual al largo de la mesa, paralelo a la orilla de descarga, debiendo ser las medidas de esta tira, 1/2-pulg. de alto, y 1/4 pulg. de ancho. El riffle más corto, de aproximadamente 4-ft de largo,

1/4 pulg. de ancho y 1/4 pulg. de alto, se coloca paralelo al primero y parcialmente debajo de la caja de alimentación. A continuación, se colocan otros 44 riffles del mismo ancho, espaciados aproximadamente 1.5 pulg. de centro a centro, entre los dos riffles previamente colocados. La línea de origen para la colocación de los riffles deberá ser la cabecera de la mesa correspondiente al lado del mecanismo, y el extremo final de las 46 tiras deberá formar una línea diagonal respecto al plano longitudinal de la mesa. La altura de los riffles intermedios deberá ser graduada proporcionalmente, tomando como base de altura la de las tiras extremas.

Otros tipos de enrifflados se pueden ver en las figs. Nos. 20a y 20b.

f) CAJAS ALIMENTADORA Y LAVADORA . Las cajas de alimentación y lavado son abiertas y están colocadas en la orilla más alta de la mesa. La caja alimentadora está sujeta a la cubierta y tiene una longitud aproximada de 1/4 a 1/3 de la longitud total de la mesa, partiendo del extremo del mecanismo. La caja lavadora se extiende a lo largo de la distancia remanente, permaneciendo sujeta a la cubierta al igual que la caja alimentadora. La salida del flujo en ambas cajas se hace por medio de perforaciones en la parte alta de las mismas, y éste puede ser regulado tapando o destapando dichas perforaciones manualmente.

El movimiento de agitación mantiene la parte pesada de los sólidos alimentados en suspensión, lo suficiente para provocar su flujo y distribución en la mesa. La salida de agua para el lavado también puede ser proporcionada por una tubería perforada, teniendo ésta como desventaja el continuo salpicar.

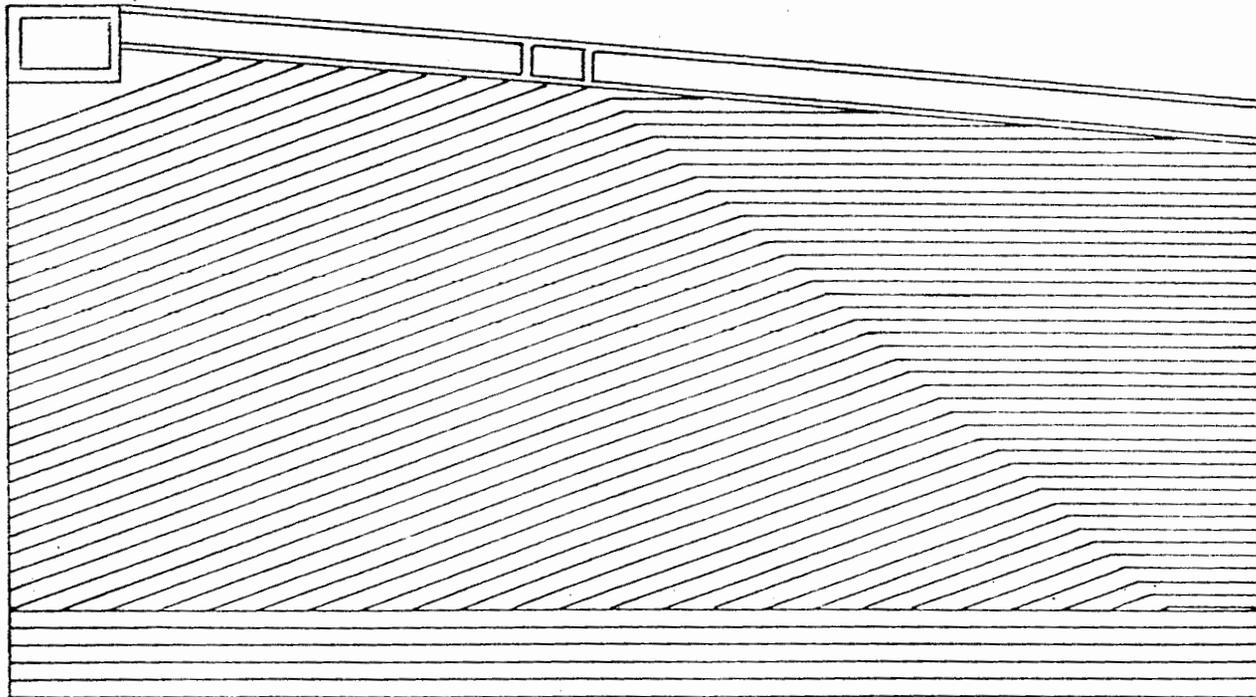


Fig. 20a. MESA WILFLEY No. 10 CON ENRIFFLADO PARA MATERIALES GRUESOS

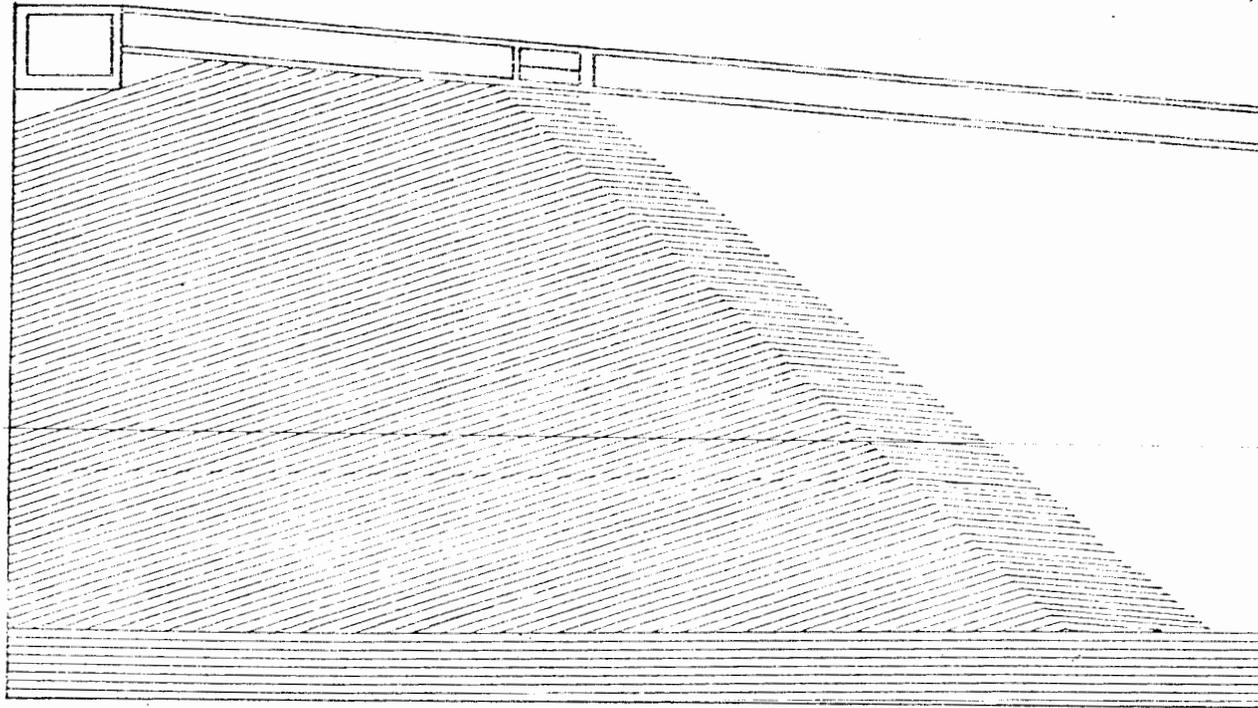


Fig. 203 MESA WILFLEY No. 10 CON ENRIFFLADO PARA MATERIALES FINOS

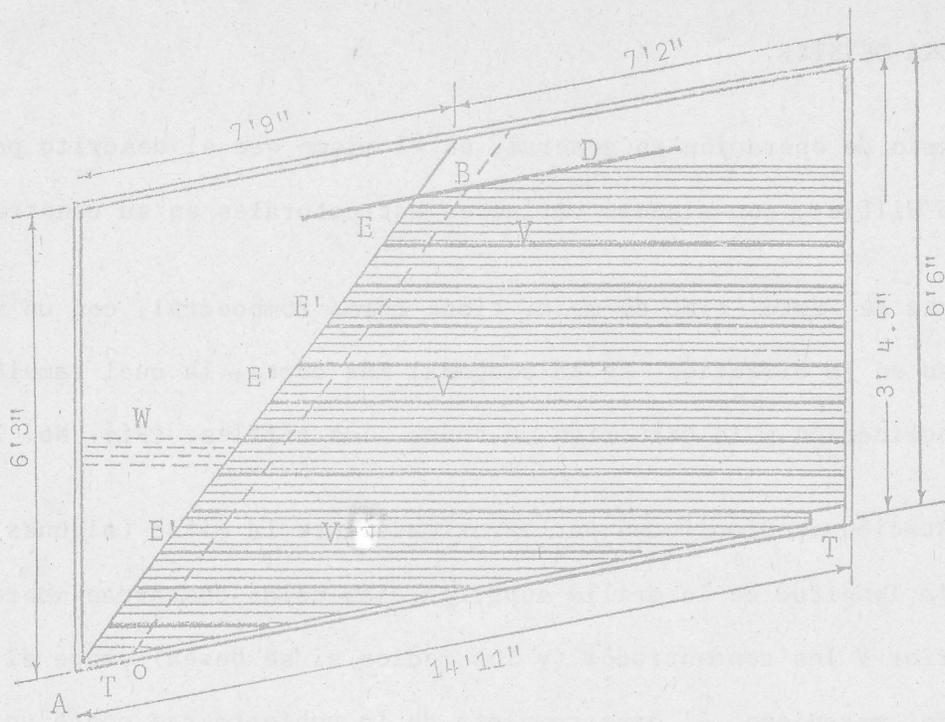
I.4.4. MESA DEISTER

El principio de operación en general, es el mismo que el descrito para la mesa tipo Wilfley, con algunas variantes estructurales en su construcción.

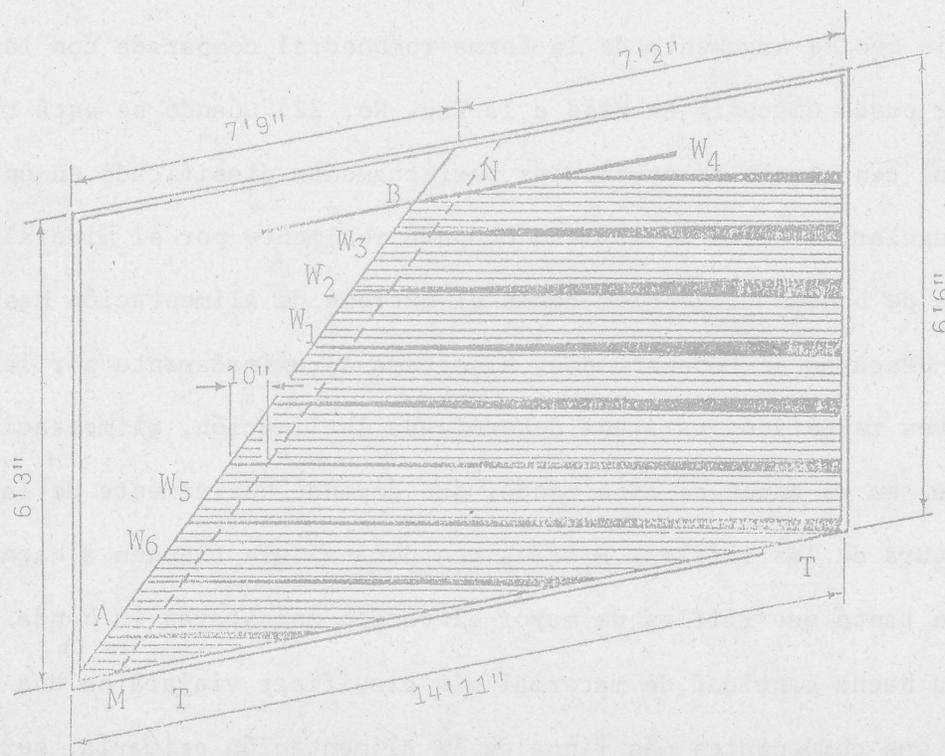
La cubierta de este tipo de mesa, tiene forma romboedral, con un movimiento rectilíneo en la dirección de la diagonal más corta, la cual también es el eje de inclinación y la dirección de todos los riffles. (Fig. No. 21).

La alimentación se distribuye por aproximadamente la mitad (algunas veces más) de la longitud de la orilla superior. Las colas descargan sobre la orilla inferior y los concentrados (y los medios si se desea) sobre el extremo opuesto del mecanismo. El área completa de la cubierta cae sobre un mismo plano, teniendo una porción de ella sin riffles, la cual es variable dependiendo del tipo de servicio que está efectuando.

La ventaja que se argumenta de la forma romboedral comparada con la rectangular, se puede discutir en base a la Fig. No. 22. Cuando se está tratando un mineral con tamaño de particular perfectamente clasificado en una cubierta rectangular, el área de la mesa ocupada realmente por el mineral toma la forma de bandas diagonales desde el extremo de alimentación hasta la esquina de descarga de concentrados, bisectada aproximadamente por la línea CD. Los ajustes requeridos para una determinada inclinación, alimentación y agua de lavado, es el ancho de esta banda, que depende básicamente de la profundidad o altura de los riffles. Riffles con poca altura tienden a hacerla más ancha, en tanto que riffles de mayor elevación angostarían la banda de material. Una buena cantidad de material sin clasificar viajará en una banda muy ancha, y sus componentes más finos de la alimentación primaria, serán descargados en una buena cantidad, entre los puntos B y J (ver fig. No.21). En



(A)



(B)

Fig. 21 MESA DEISTER

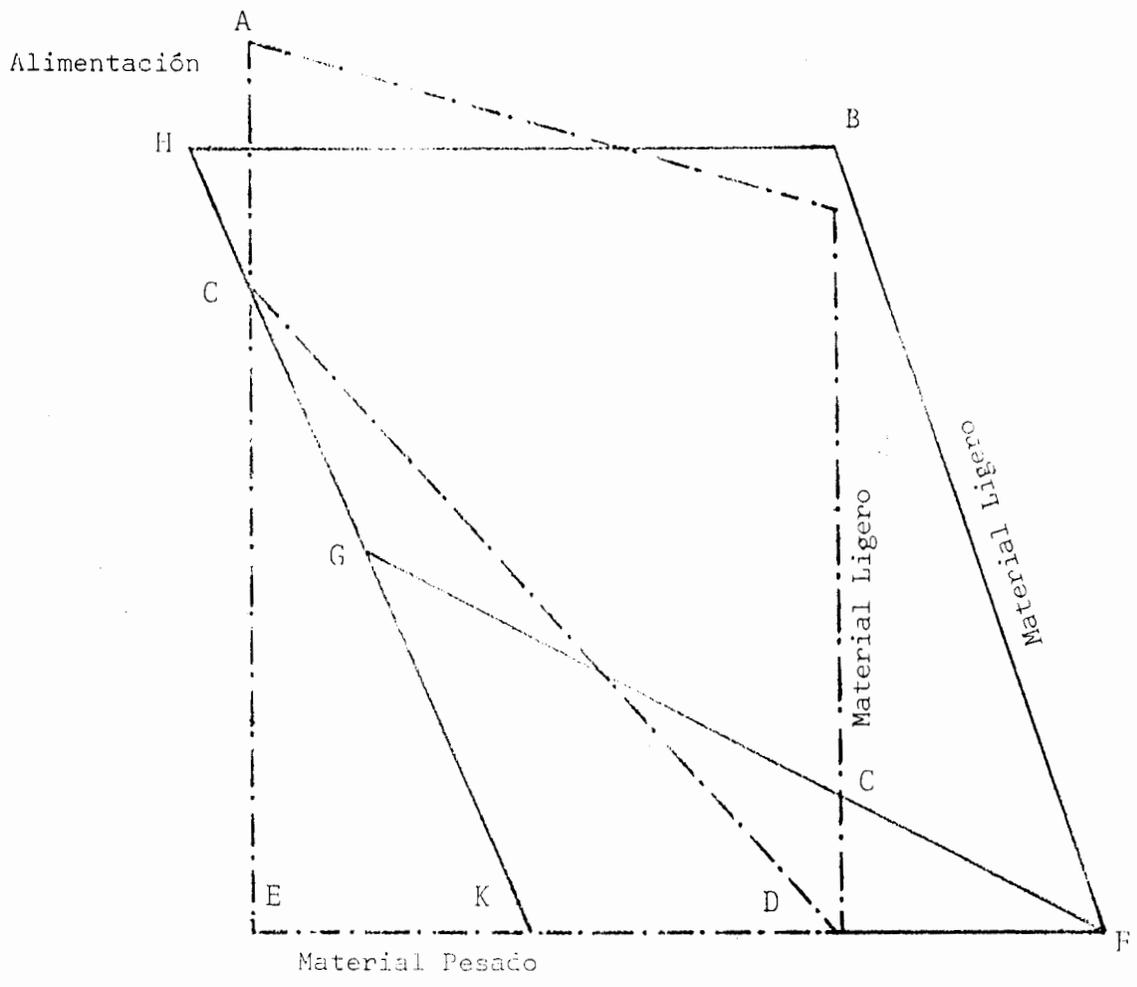


FIG. 22 COMPARACION ENTRE LAS MESAS RECTANGULAR Y ROMBOEDRAL.

una mesa rectangular, la tasa de alimentación está limitada a la cantidad de material que puede ser asentado y estratificado durante su paso por el área enrifflada ABCD. La cubierta romboedral con el área enrifflada CHBFG, hace posible que quede disponible una área enrifflada adicional marcada como BFJ en la trayectoria de las lamas, lo que permitirá el asentamiento de algún material que en una mesa rectangular podría haber sido descargado a lo largo de la línea BD. Por lo tanto, la mesa romboedral podrá tratar un tonelaje mayor de alimentación clasificada, o bien podrá manejar una mayor cantidad de material alimentado que la mesa rectangular, con una cantidad igual de pérdidas en las colas.

a) DESCRIPCION. La base de la mesa está constituida por un par de canales paralelos de 9 pulg. de peralte, unidos en la parte inferior por soleras en los extremos y en el centro. La pendiente longitudinal se ajusta por vibración debajo del área de concentrados. El mecanismo motriz y el brazo de balancín se encuentran montados en una de las cabeceras, y otro balancín y un resorte helicoidal de compresión en la cabecera opuesta. Montadas sobre las orillas superiores de los canales, hay 3 asientos de base circular en los cuales se sostiene el sub-bastidor de inclinación, evitando que los balancines reciban el peso. El sub-bastidor, construido de acero estructural hueco, descansa en los asientos en 3 puntos de sus líneas diagonales, las 2 esquinas de afuera se apoyan en bloques de elevación ajustable. La máxima inclinación en mesas estandar es de 6° , fabricándose también mesas de "Cran Inclinación" en donde el ángulo puede alcanzar los 12° .

La cubierta está construida de madera de ciprés, en tiras colocadas diagonalmente al marco del bastidor. El miembro longitudinal principal de la cubier-

ta, tiene un hueco en cada extremo, en donde se colocarán los extremos superiores de los brazos de los 2 balancines, en medio de los cuales la cubierta se mantiene en constante tensión. La mesa puede ser inclinada durante la operación, sin pérdidas de impulso en el movimiento motriz, la superficie de la cubierta se recubre con linoleum o tela ahulada encima de la cual se colocarán los riffles, los cuales podrán ser de madera de pino, de madera dura, o de hule, debiendo el último de ellos ser cementado o pegado a la cubierta ahulada.

b) RIFFLES. Las mesas concentradoras Deister, se caracterizan por poseer una gran cantidad de riffles de poca altura, con algunas tiras más altas dispersas sobre la superficie con objeto de formar diferentes áreas de "reposo" que permitan el asentamiento de las partículas.

Existen diferentes formas, longitudes y alturas en los riffles, cada uno de los cuales es diseñado para diversas operaciones y diversos tipos de minerales por tratar. La separación entre riffles también variará dependiendo de las características físicas del mineral y de la capacidad de tratamiento. La altura usual de los riffles varía entre 1/4 y 1/16 pulg., llegando a contener algunos riffles de 1/32 pulg. de altura en el arreglo total de enrifflado.

c) MOVIMIENTO. El sistema básico motriz del movimiento, es muy semejante al descrito para las mesas Wilfley, empleando el mismo principio de "junta de codillo" con algunas variantes en los elementos estructurales en el mecanismo.

1.5. MECANISMOS Y METODOS MISCELANEOS DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA

I.5.1. MEDIO PESADO

a) INTRODUCCION. Separaciones gravimétricas mediante el uso de líquidos pesados para usos comerciales han sido definidos en un gran número de patentes emitidas a lo largo de los últimos 60 años. Los líquidos recomendados para este uso, han sido soluciones acuosas más o menos concentradas de sales metálicas altamente solubles, por ejemplo cloruro de zinc o líquidos orgánicos de gravedades específicas relativamente altas como lo es el tetracloruro de carbón y algunos otros hidrocarburos halogenados.

Los elementos indeseables en todas estas propuestas han sido la corrosividad, inestabilidad y/o la naturaleza tóxica de los líquidos propuestos, sus elevados costos iniciales, y la dificultad y alto costo que involucra la separación y recuperación de los líquidos contenidos en los productos finales.

b) APLICACIONES. El uso de líquidos pesados como medio empleado en la separación de minerales puede ser de utilidad en:

- 1) Obtención de concentrados en operaciones de pequeña o mediana capacidad.
- 2) Como paso intermedio en operaciones de gran capacidad de tratamiento, con objeto de reducir el tonelaje en las etapas subsecuentes de operación.

- 3) Para la obtención de concentrados finales más limpios.
- 4) Para la obtención de concentrados sucios susceptibles de ser tra
tados posteriormente en etapas de limpieza.

El empleo de líquidos pesados se ha difundido a través de diferentes métodos de separación gravimétrica, siendo en el método de "Hundimiento-Flotación" (Sink-Float) donde se tiene la mayor aplicación. Mediante este proceso, de manera muy general, se experim
entan y prue
ban las características de las soluciones en el tratamiento de grandes tonelajes. El sistema de Sink-Float, básicamente consiste en sujetar una pulpa compuesta por una mezcla de partículas sólidas, a la acción de flotabilidad dentro de un líquido en reposo de características fluidas, donde la densidad del medio deberá ser tal que las partículas más ligeras tiendan a subir a la superficie, mientras que la más pesada tenderán a hundirse dentro del recipiente, siendo la fuerza gravitacional la única fuerza impulsora actuante.

Los materiales y los minerales empleados en la formación de estas so
luciones se encuentran referidos en el Capítulo I de estas notas bajo el título de "MATERIALES EMPLEADOS EN LA PREPARACION DE LAS SUSPENSIONES".

I.5.2. ESPIRAL HUMPHREYS

Para una mejor descripción del principio de operación y los princi
pales componentes de este mecanismo, se hará referencia en la Fig. No. 23.

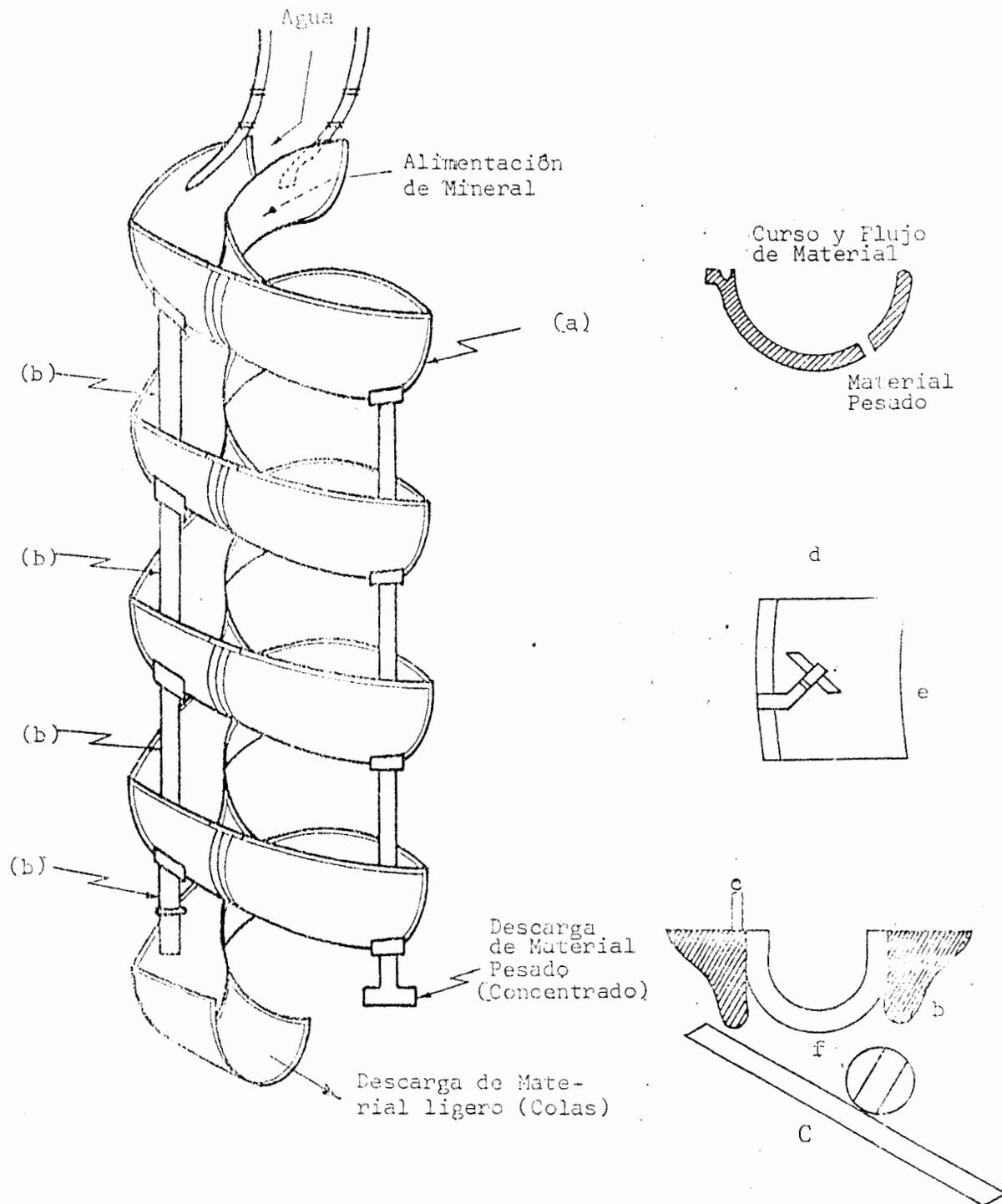


Fig. No. 23 ESPIRAL HUMPHREYS

El espiral concentrador HUMPHREYS, consiste de una espiral lavadora de fondo curvado (a) de diámetro espiral constante alrededor de un eje vertical. Cuando se alimenta con una pulpa deslamada de minerales de diferentes gravedades específicas (Ejemplo: arenas de placeres auríferos), los materiales más ligeros, que son los que más rápidamente entran en suspensión por efecto del impulso del agua, adquieren velocidades tangenciales sensiblemente más grandes que los materiales pesados y no suspendidos, provocando que el material en suspensión ascienda a través de la orilla exterior del espiral por efecto de la fuerza tangencial del flujo. De manera semejante, los fragmentos avanzan hacia la orilla interior por medio de un mecanismo que pudiera ser considerado como una clasificación inversa en un canalón. Como resultado de ello y debido a su peso específico después de un corto período de tiempo, los materiales pesados van avanzando hacia la parte más baja del lavador curvado, mientras que la ganga avanza a lo largo de la pendiente exterior. De esta forma los concentrados (y medios) salen por el conducto acanalado (b) que se encuentra localizado a todo lo largo del fondo curvado del lavador, un poco cargado hacia la orilla interior. Separadores removibles y ajustables (c), mantenidos en posición por clips de resorte (f) guían más o menos el flujo de concentrados hacia su respectiva salida de descarga. El agua del lavado es decantada por la canal (d), por medio de pequeños tubos ajustables (e), sujetos a la orilla del espiral en lugares estratégicos para sacar la cantidad de agua deseada en un determinado lugar.

El volumen de la corriente disminuye hacia el extremo inferior del espiral debido a las descargas de concentrado durante el trayecto; como consecuencia de esto, el poder de arrastre del flujo decrece, permitiendo

El asentamiento de los medios en la parte baja de la canal. Las colas finales descargan al final del espiral.

APLICABILIDAD. El espiral Humphreys, se utiliza para hacer separaciones burdas de valores minerales y tepetate, en los casos en que el mineral tiene un valor marginal y resulta conveniente separarlo de las colas de flotación de relativamente alto valor, con objeto de elevar la ley de los concentrados hasta alcanzar un valor económicamente costeable.

El fabricante de estos aparatos, afirma que cuatro espirales ocupan un espacio de 20 x 20 ft. y tratan 1000 tons. por día de cromita aurífera, oro de placer, arenas y colas.

I.5.3. CONOS REICHERT.

Desde hace muchos años Australia ha sido uno de los productores más grandes en el mundo de rutilo y zirconio, debido a los minerales que recupera de sus playas orientales desde Queensland hasta New South Wales. Las operaciones antiguas que procesaban depósitos de alta ley, se llevan a cabo esencialmente con esas concentradoras. Sin embargo al correr de los años las leyes se vieron disminuidas y las mesas originales tuvieron que ser suplidas por equipos que permitieran una mayor capacidad de procesamiento, siendo entonces cuando aparecieron los espirales. Cuando las plantas requirieron aún más capacidad y mayor movilidad, entró en boga el uso de canoas de punta estrecha, pudiéndose entonces tener operaciones tan grandes como se deseara.

Este procedimiento, aunque es un buen método de concentración por su flexibilidad y movilidad, presenta la gran desventaja de que el roce de las partículas contra las paredes de la canoa, reduce mucho la efi

ciencia de concentración.

Con base en todas las experiencias anteriores, y utilizando el principio de concentración por medio de canoas, Ernest Reichert, australiano por naturalización, inventó los conos que hoy llevan su nombre durante los años sesentas.

Estos aparatos tienen la gran ventaja de que no hay rozamiento de partículas contra ninguna pared, puesto que en este caso el lecho es circular, no tiene partes móviles, y disponen de capacidades hasta de 80 toneladas por hora. El invento de los conos Reichert es de gran trascendencia en los procesos de concentración gravimétrica, pues un sólo juego de estos conos, puede efectuar trabajos de 50 mesas concentradoras, reduciendo de manera considerable los costos de primera inversión en comparación con los de la planta concentradora a base de equipo convencional. Es importante señalar que estos aparatos, en la mayoría de los casos, no producen concentrados finales de ley comercial, sino que simplemente son "pre-concentradores" que producen materiales de mucho mayor ley que el de las cabezas originales alimentadas, con una relación de concentración comprendida dentro del rango de 10: 1, por lo que se hará necesario una concentración subsecuente por medio de algún otro proceso metalúrgico, antes de su venta comercial .

El éxito obtenido con este tipo de mecanismos, ha abierto un vasto campo en la rama de procesamiento de minerales , con eficiente separación de partículas en el rango de 50 - 60 micras, lo que ha hecho posible la

aplicación de los conos en tratamientos de jales de plantas de flotación que aún contienen valores minerales de alto peso específico, tales como oro, plomo-plata, zinc tungsteno, etc.

OPERACION Y DESCRIPCION. Una unidad, consiste de varios conos apilados unos sobre otros para permitir varias etapas de concentración dentro de la misma estructura. Los conos miden dos metros de diámetro y están fabricados de fibra de vidrio, revestidos con una cubierta de hule. La unidad completa se instala sobre una estructura circular hecha de tubo de acero (fig. No. 24). La instalación completa pesa aproximadamente una tonelada, y mide 7 metros de altura. Los conos colocados con el ápice hacia arriba, sirven solamente para recibir el flujo de pulpa y distribuirlo uniformemente a los conos concentradores propiamente dichos, que son los que se encuentran colocados con el ápice hacia abajo, según se puede apreciar en la fig. No. 24.

La carga en forma de pulpa, con un contenido de sólidos entre 50 y 60 %, se alimenta por gravedad a un distribuidor circular de hule moldeado que distribuye uniformemente sobre el primer cono, mismo que tiene un repartidor anular de dos vías en su periferia, el cual a su vez divide la carga pasándola a los dos conos inferiores, que son los conos de concentración primaria. (fig. Nos. 25a y 25b).

El modelo 2-DSS-VD consiste de dos conos concentradores primarios dobles, y dos etapas de conos limpiadores de flujo variable que producen el primer concentrado. Por debajo de éstos, hay dos primarios más, iguales a los primeros, los cuales producen un concentrado que se limpia en dos conos separados para producir el segundo concentrado. Finalmente, las colas de los segundos conos primarios, pasan a la última sección de conos dobles que producen un concentra--

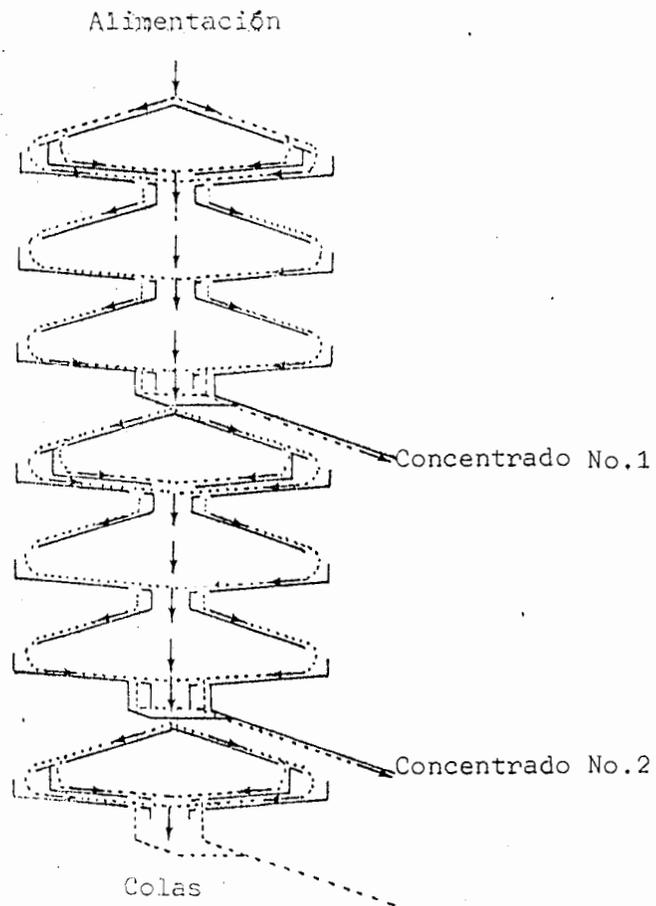


Fig. No. 24 CONOS REICHERT
(Configuración Interna)

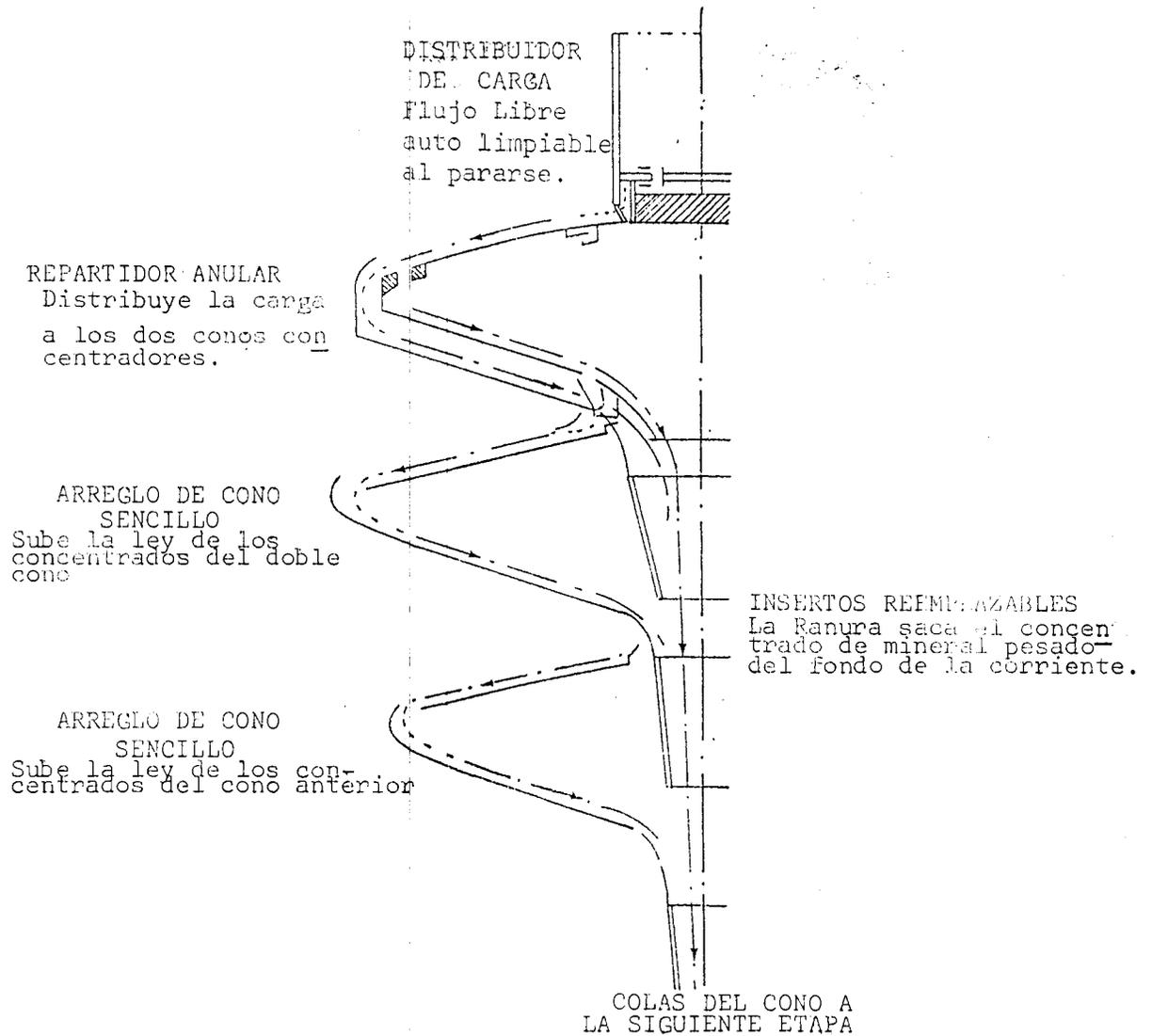


Fig. No. 25a DETALLE DE LA OPERACION DE LOS CONOS REICHERT



FACULTAD DE INGENIERIA

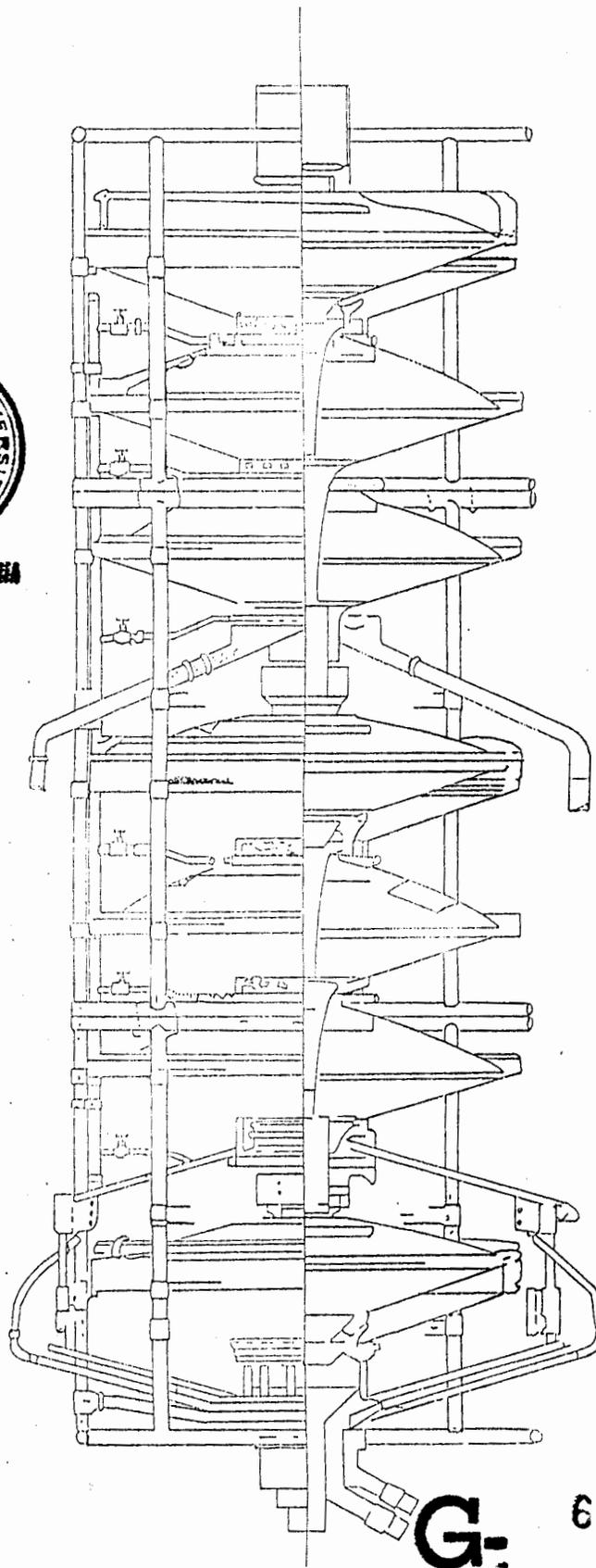


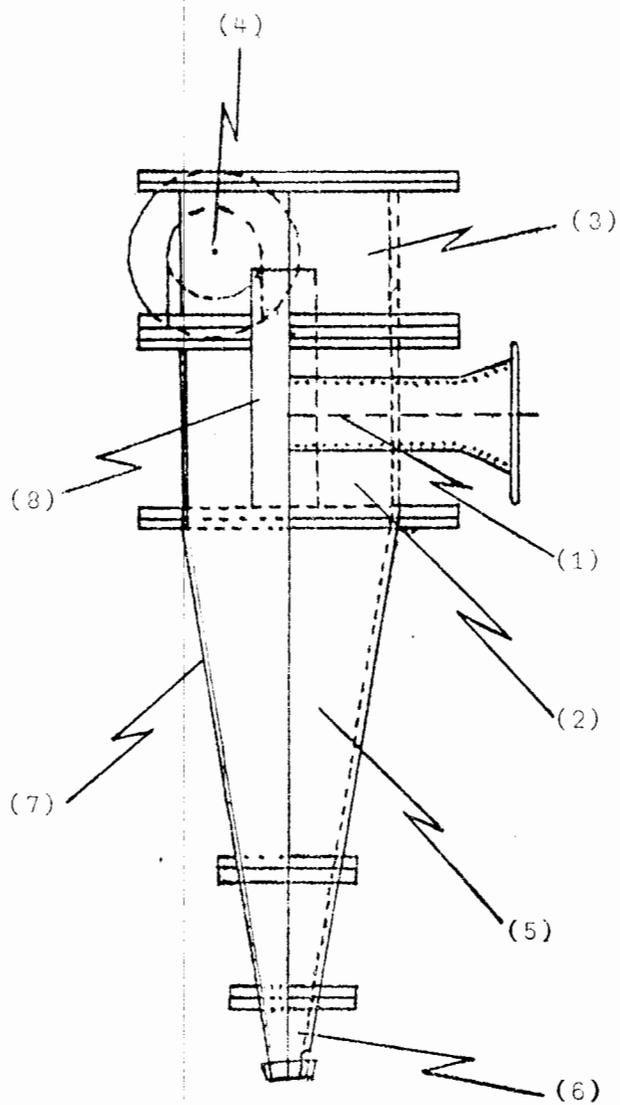
Fig. No. 25b. CONCENTRADORES DE CONOS REICHERT
(Arreglo de doble Cono de tres etapas)

do agotativo el cual se recircula a la cabeza, y las colas finales se llevan a la presa de jales.

I.5.4. HIDROCICLONES

La construcción de un hidrociclón puede apreciarse en la figura No. 26. Consiste de un cono abierto en su vértice, coronado en su parte superior (en que tiene su mayor diámetro) por un cilindro alimentador de corta altura. Para la mayoría de los diseños, al cono se le da un ángulo de 20° , pero para separaciones de concentrados muy finos, se les da un ángulo de 30° , obteniéndose un mejor resultado. El diámetro del cilindro de alimentación y el ángulo del cono, definen el tamaño del ciclón. La parte superior del cilindro se cubre con una placa a través de la cual se proyecta un tramo corto del tubo conocido como localizador del vórtice (vortex finder). La alimentación entra tangencialmente en el cilindro a través de un tubo colocado en la pared lateral, bajo una presión que usualmente varía de 5 a 10 libras por pulgada cuadrada. La entrada tangencial de la pulpa al cilindro, le imparte una velocidad rotacional que genera fuerzas centrífugas, que en magnitud están por encima de la fuerza de gravedad. Bajo la influencia de esta fuerza, las partículas sólidas se separan de acuerdo con su tamaño y peso específico. Las partículas gruesas son impulsadas hacia los lados del cono y descienden siguiendo una trayectoria en espiral, hasta alcanzar la abertura del ápice inferior a través del cual son descargadas. Las partículas finas, junto con la mayor parte del agua, son tomadas por el remolino (vortex) que se forma en el centro, antes de que alcancen las paredes del ciclón y viajan a trayectoria ascendente, hasta que llegan al localizador del vórtice, a través del cual son descargadas. El remolino de la pulpa, forma alrededor de ella un vórtice de aire en la mitad del co-

no. La velocidad rotacional de la pulpa debe ser lo suficientemente rápida para trasladar a través del vórtice una corriente de aire de volúmen suficiente para permitir que se forme esta columna central de aire. El remolino de aire parece ser indispensable para conseguir una operación satisfactoria del hidrociclón. La descarga (underflow) sale a través del espacio anular existente entre la parte inferior de la boquilla colocada en el ápex y la columna entrante de aire, formando una especie de regadera (rocío) de pulpa en forma de cono o de paraguas. La formación del paraguas para la descarga constituye uno de los controles visuales de operación, es decir, si se forma este paraguas, la operación es correcta, pero si la descarga adopta forma de chorro directo indica que el ciclón se encuentra sobrecargado. El derrame (overflow) pasa a través del localizador del vórtice a un cilindro de descarga colocado en la parte superior, al que ocasionalmente se refiere como cámara de rocío, y que posee una tubería lateral de salida. En algunos modelos la cámara de descarga se omite y el localizador del vórtice se conecta directamente a la tubería de descarga, misma que de preferencia, deberá tener un diámetro algo mayor. El ciclón se fabrica con lámina de acero de casi 1/4 pulg. de espesor. El interior está sujeto a un intenso desgaste por la acción abrasiva de las partículas de mineral en movimiento constante y deberá ser protegido por un revestimiento de hule suave, como lo es el Linatex, de 1/4 a 3/8 de pulgada de espesor, aumentando a 1/2 pulg. en la boquilla que se coloca en el ápex del cono. Algunas veces se emplea un revestimiento de alta resistencia, pero resulta mucho más costoso. El ciclón generalmente se fabrica en secciones pequeñas para facilitar el revestimiento y las reparaciones. (Ver fig. No. 26).



- 1.- Entrada de alimentación
- 2.- Cámara alimentación
- 3.- Cámara/ derrame
- 4.- Salida derrame

- 5.- Cono de 20°
- 6.- Grifo/derrame (Vórtice)
- 7.- Revestimiento ahulado
- 8.- Localizador del vórtice

FIG. No. 26 HIDROCICLON

I.6. CONCENTRACION NEUMATICA

Los concentradores neumáticos son aquellos mecanismos en los cuales se emplea aire para efectuar el movimiento diferencial de partículas de diferentes gravedades específicas.

I.6.1. CONCENTRADORES NEUMATICOS DE MESA

Este grupo de concentradores gravimétricos, está formado por aquellas máquinas en las cuales la separación es efectuada aprovechando la diferencia que existe entre velocidades de asentamiento de diferentes partículas contenidas en una superficie pulsante formada por las mismas partículas.

Los elementos esenciales en todos los tipos conocidos de concentradores neumáticos son: una superficie porosa que soporta una masa de partículas; un suministro de aire de sople ascendente que atraviesa la superficie de soporte y por lo tanto pasa a través de la masa de partículas; los medios necesarios para producir la expansión y compresión de la masa formando capas a diferentes profundidades dentro de la cama. En un jig hidráulico, también éstos son los elementos básicos de concentración, con la única diferencia fundamental del medio separador: en las primeras es un flujo gaseoso y en las últimas el medio es un líquido.

El tipo de estratificación que se efectúa con material grande y pesado de una gravedad específica determinada en el fondo de las capas en ese material, es el mismo en ambas máquinas. La respuesta a los controles de operación, por supuesto también será la misma. En otras palabras, estos aparatos, a pesar de poseer la apariencia y forma ge

neral de las mesas concentradoras usadas en la concentración gravimétrica con agua, y que son llamadas "MESAS NEUMATICAS", son realmente jigs neumáticos.

TIPOS DE MESAS. Existen diferentes tipos de mesas para concentración neumática, cuyas diferencias estriban básicamente en los métodos de efectuar la dilatación intermitente de la cama, y en los medios de provocar y controlar el flujo de los diferentes estratos.

a) MESA NEUMATICA HOOPER. Ilustrada en la Fig. No. 27 utiliza una corriente pulsante de aire para dilatar la cama, y la fuerza gravitacional para mover los estratos tanto superiores como inferiores sobre una pendiente descendente, guiadas a lo largo de orillas divergentes por medio de deflectores adecuados.

La cubierta (a) fig. 27, forrada con una tela o paño de tejido fino o por otro tipo de material poroso, y sostenido en la ranura (b), es ajustable para proporcionar una inclinación longitudinal, o bien para permanecer estacionaria. Por encima del paño, se encuentran colocados dos grupos de riffles metálicos, los cuales actúan como las guías de material; el grupo colocado en la parte baja es de 1/4 pulg. de alto, espaciado 1 pulg., y corre hacia un lado de la cubierta, mientras que el grupo superior de 3.5 pulg. de alto con espaciamiento de 3/4 pulg. corre hacia el otro lado. El aire (o soplillo) es impulsado intermitentemente a través de la cubierta porosa de la mesa por medio de un diafragma o fuelle de piel (d) impulsado por excéntricos colocados en el eje motriz (e). El diafragma se en-

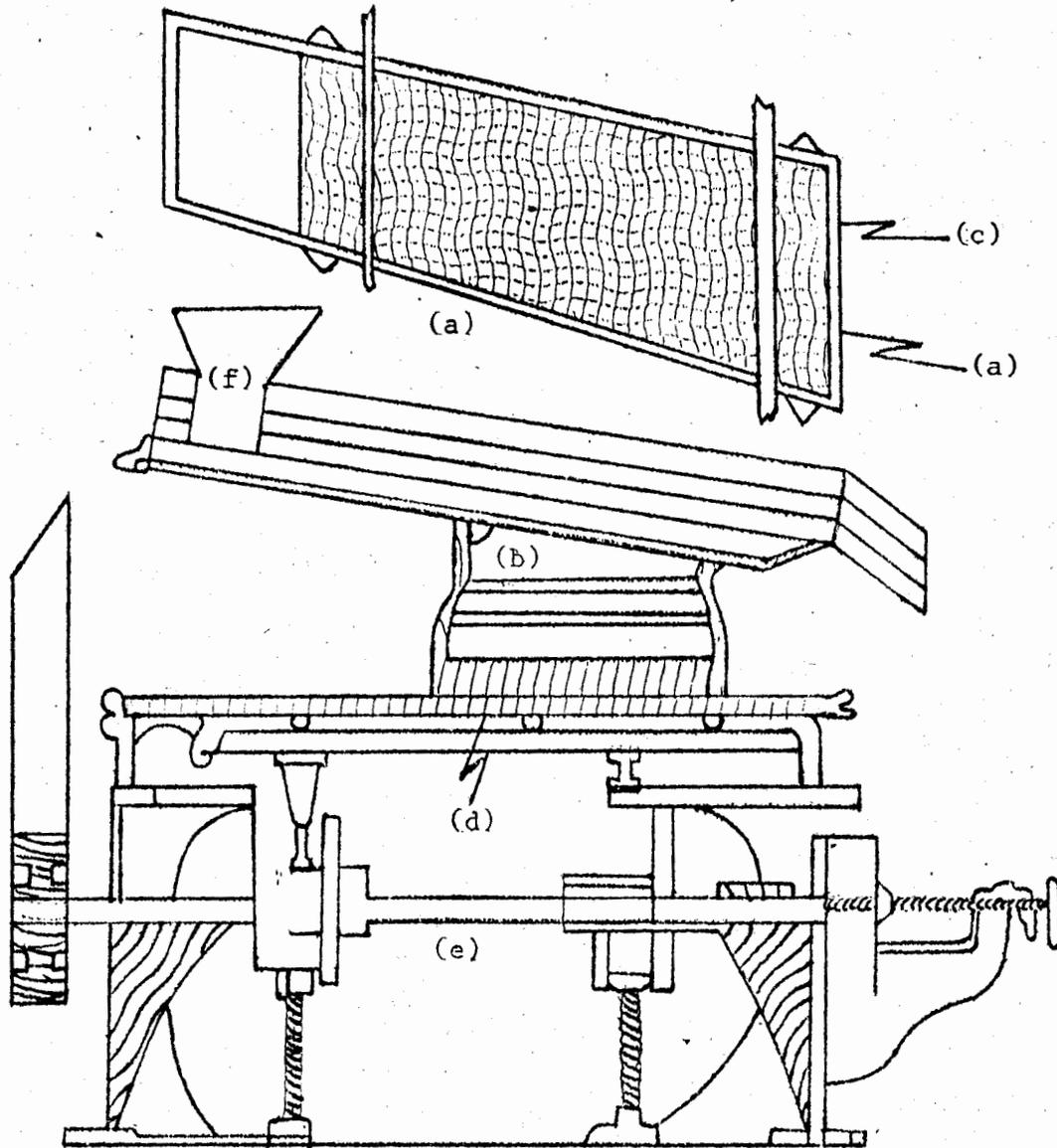


FIG. No. 27 MESA NEUMATICA HOOPER

cuentra equipado con válvulas de aleta de abertura ascendente.

- b) MECEDORA. Este tipo de mecanismo y es de mucha utilidad en zonas áridas en donde la escasez de agua, representa un problema para otro tipo de concentración gravimétrica en húmedo. La mecedora para material seco (fig. No. 27), puede ser usada en lugares donde existe escasez de agua. Las condiciones que debe reunir el material en tratamiento, consiste en que las gravas deberán estar completamente secas y desintegradas. Los elementos esenciales de la máquina son: una malla (A) con un ángulo de inclinación muy pronunciado, una caja enrifflada (B) con un fondo poroso (tela fina), a través del cual el aire es forzado mediante impulsos vigorosos proporcionados por el fuelle (C). La abertura de la malla es de 3/8 a 1/2 pulg. Las partículas finas y menos pesadas correrán hacia el extremo inferior de la caja enrifflada, cuya pendiente deberá ser de 5 a 6 pulgadas por pie de longitud. La superficie porosa deberá ser manta de tejido sencillo montada sobre una malla fina de cobre. Otros materiales porosos como el rayón o la seda, concentran bastante bien, pero permiten la entrada excesiva de polvo al interior del fuelle. Los fuelles son de manta gruesa de tejido cerrado (36 onzas aprox.). Los riffles son colocados de tal forma que permitan la formación de una cama lo suficientemente profunda para proteger el asentamiento del mineral concentrado (por ejemplo: oro).

Una máquina de 11 pulg. de ancho por 40 pulg. de largo, impulsando 250 golpes por minuto y 3 pulg. de carrera con un motor de gasolina

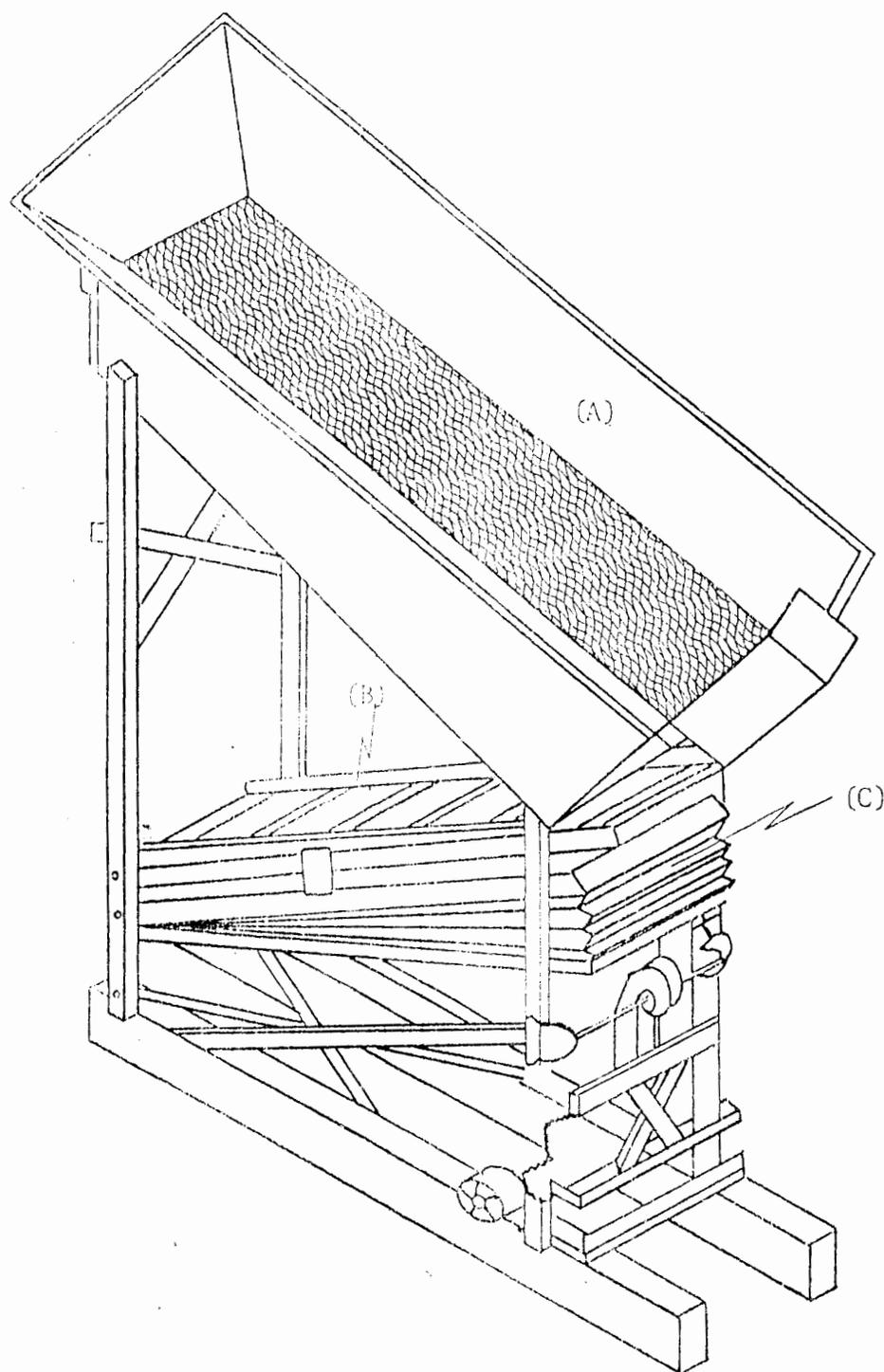


Fig. No. 28

MECEDORA EN SECC

de 3/4 de caballo, tiene una capacidad de operación de aproximadamente 0.8 yardas cúbicas por hora. La limpieza de concentrados se hace con bateas y en húmedo si se dispone de agua, de otra forma, los concentrados sucios se colectan y se hacen recircular nuevamente hasta obtener una ley del producto lo suficientemente alta para su embarque y venta.

- c) MESA DE "AIRE FLOTANTE". (Fig. No. 28). Esta mesa efectúa la dispersión de las partículas por medio de una acción combinada de avance, provocado por una superficie vibratoria y por un flujo continuo de aire ascendente a través de la cubierta. El transporte de los estratos inferiores se debe al movimiento, y la compactación a los riffles longitudinales; el transporte de los estratos superiores principalmente es gravitacional, provocado por el efecto vibratorio de la mesa. La máquina está compuesta por una cubierta enrifflada de forma trapezoidal (a), formando la tapadera de una caja de aire de poca profundidad (b), el mecanismo de inclinación está montado en los soportes inclinados de resorte (c), oscilando longitudinalmente por un excéntrico, y conectada por un tubo flexible para el transporte del aire soplador lo calizado en la base de la máquina (d).

La cubierta consiste de una malla celular metálica, con celdas en forma de diamante de aproximadamente 2.5 pulg. de lado, montadas en un bastidor de forma trapezoidal, el cual a su vez, sostiene los elementos de madera donde se clavarán los riffles y soporta también la tapa perforada en donde los riffles se fijan paralelos al riel lateral (e).

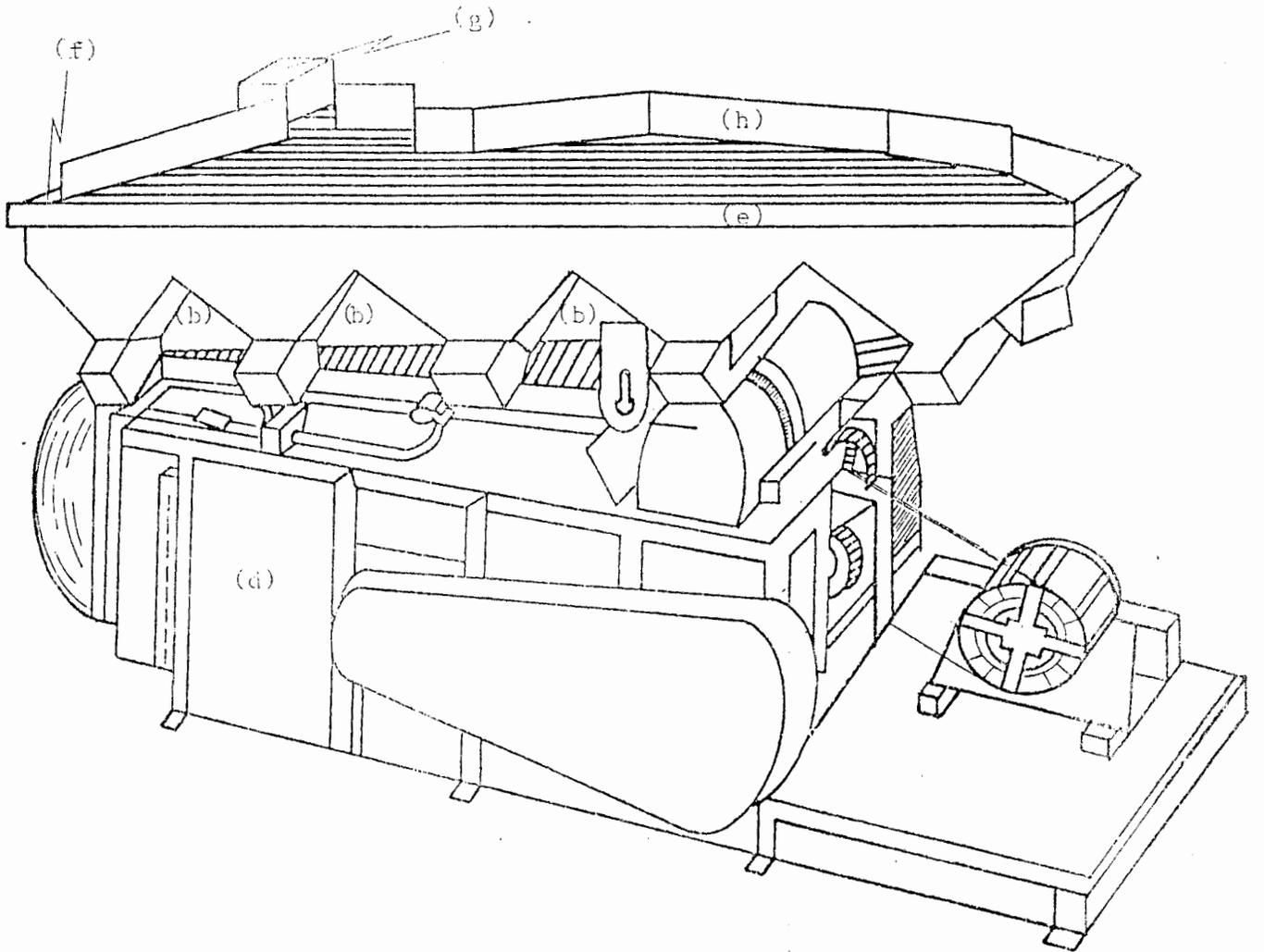


Fig. No. 29

MESA DE AIRE FLOTANTE

II.1. DEFINICION.

El término "flotación" según se emplea en estos apuntes, se refiere al proceso de concentración metalúrgica mediante el cual partículas sólidas de diferentes minerales, previamente liberadas y contenidas dentro de una masa líquida, pueden ser separadas por efecto de la acción química de reactivos específicos y por la formación de burbujas de aire.

II.2. GENERALIDADES.

a) DESCRIPCION DEL PROCESO.

En el proceso de flotación, el mineral finamente molido (mineral comercial y ganga sin valor) es agitado en el seno de una masa de agua a la que se agrega aire u otro gas. Se adicionan también reactivos, constituidos por sustancias químicas y aceites, los cuales por efectos fisicoquímicos que se definirán más adelante, provocan la adhesión de las partículas de mineral, a la película superficial que forman las burbujas de aire producidas en gran cantidad y recubiertas de partículas minerales, ascienden a la superficie en forma de globos, donde son recuperadas a manera de una espuma conocida en términos metalúrgicos como "concentrado". La ganga sin valor no se adhiere a las burbujas y es descargada como relave, al final de la máquina de flotación.

El peso o gravedad específica de los minerales no es un factor negativo determinante en la flotación. Esto significa que los minerales flota-

dos son usualmente dos o tres veces más pesados que la ganga, y que algunos de los minerales más pesados, plomo por ejemplo, son los más fácilmente recuperables por el proceso de flotación.

b) TEORIA DE LA FLOTACION.

Históricamente hablando, se ha aceptado que Alcide Froment en 1903 descubrió y aplicó lo que actualmente se conoce como "flotación por burbujas". En general, la investigación de Froment consistió en que agregando un ácido débil a una pulpa compuesta de agua y mineral finamente molido, el ácido, por acción química, formaba burbujas de gas, las cuales en traban en contacto con el mineral sulfurado y transportaban las pequeñas partículas de mineral a la superficie por efecto de flotación. Con estas experimentaciones, Froment probó la certeza de sus teorías.

Desde entonces, la tecnología ha probado que no todas las burbujas obran de la misma manera cuando actúan en la recuperación de las partículas minerales. Se ha comprobado que en la recuperación de partículas pequeñas, las burbujas grandes no son tan eficientes como un número muy grande de burbujas pequeñas cuidadosamente controladas. Esto se debe a que es el área superficial de las burbujas y no las dimensiones de ellas, la que determina la cantidad de mineral que puede ser arrastrado hasta la superficie del líquido.

Para demostrar como el área superficial aumenta con burbujas de menor dimensión, se comparará una burbuja con un cubo.

Como se sabe, un cubo tiene seis lados, un cubo de una pulgada de arista, tiene un área superficial de 6 pulgadas cuadradas. Si dividimos este cubo de 1 pulgada de lado en pequeños cubos de 1/10 de pulgada de lado ca-

da uno de ellos, tendremos 1000 pequeños cubos, cada uno de los cuales tendrá un área superficial de $6/100$ de pulgada cuadrada. El área superficial total de los 1000 cubos será de 60 pulgadas cuadradas, en lugar de las 6 pulgadas cuadradas del cubo de 1 pulgada de lado, todo esto sin ningún aumento del volumen original.

c) TIPOS DE FLOTACION

En general, existen dos tipos de flotación, "flotación a granel o masiva" y "flotación selectiva". La flotación masiva se utiliza cuando se desea recuperar en un solo concentrado todas las especies flotables de un mineral. La flotación selectiva se aplica en la recuperación de especies determinadas de minerales complejos. Mediante el uso de la flotación selectiva, el empleo adecuado del proceso y las máquinas de flotación idóneas es posible recuperar diversas clases de minerales en concentrados individuales de grado comercial. Una variante de la flotación selectiva, se le conoce con el nombre de "flotación diferencial", aplicable a minerales que por sus características físicas, principalmente el peso específico de la especie, no pueden ser flotados y obtenidos en forma de burbujas ascendentes, sino que por el contrario, el concentrado de este tipo, se obtiene en los deslaves o colas del proceso, siendo la ganga o matriz la que se obtiene por efecto de flotación en la superficie del recipiente, debido a que su peso específico es menor que el del mineral comercial.

II.3 ANTECEDENTES HISTORICOS

La patente más antigua que puede ser considerada en relación al proceso

de flotación, fue otorgada al metalurgista inglés William Haynes en 1860. Este hombre fue el primero en descubrir los diferentes grados de mojabilidad de los minerales, y aprovechando esta característica, desarrolló el proceso de "flotación aceitosa", basándose en el principio de inmiscibilidad agua-aceite.

En 1886, Carrie Evenson adiciona ácidos sulfúricos a las pulpas minerales para obtener un medio más ácido, logrando con esto una mejor acción de los aceites sobre las partículas.

Posteriormente, Cattermole experimenta adicionando diferentes tipos de aceites, ácidos y álcalis logrando obtener ligeras mejorías en los procesos anteriores. En 1887, En Dresdeu (Alemania) los hermanos Bessel, hicieron el primer intento de una verdadera flotación aplicada a la concentración de minerales de grafito, para lo cual molieron el grafito con 1 a 10% de aceite de parafina, para después pasar la mezcla a agua hirviendo. El aire expulsado del agua al hervir (en forma de burbujas), servía para realizar la flotación. Más tarde, en 1896, se propusieron el uso de ácidos y álcalis para lograr burbujas de gas por efecto de la reacción química ácido-agua. En 1898, Elmore aplica las experiencias de los hermanos Bessel para tratar 50 toneladas diarias de mineral de cobre en Gales. El primer proceso con uso masivo industrial, fue la versión de Potter en 1901, aplicado a la recuperación de zinc a partir de colas de flotación con contenidos de 20%, acumuladas en una planta de beneficio australiana donde trató 6 millones de toneladas, con recuperaciones tan bajas que en la actualidad parecerían ridículas y absurdas (42%). El proceso no empleó aceite en la flotación, sino sólo gas formado por la reacción del ácido con la ganga y el agua. Posteriormente se desarrolla el proceso Delprat, muy semejante al usado por Potter.

En 1903 el químico italiano Alcide Froment, observó que las burbujas de gas proporcionaban el medio ideal de flotación para el acarreo de las partículas aceitadas de mineral sulfuroso hacia la superficie de la pulpa. Con el descubrimiento, Froment desarrolla un proceso parecido al de los hermanos Bessel, reduciendo el consumo de aceites hasta 1-1.5%, empleando calizas y ácidos, logra obtener unas burbujas muy consistentes. Elmore, del Reino Unido, en 1904 crea la flotación por espuma, introduciendo aire dentro de la pulpa para obtener las burbujas. En 1906, Sulman (E.U.A.), Picard (E.U.A.) y Ballot (Australia) buscan y logran la creación de burbujas por medio de agitación violenta. Con este proceso aplicado en pulpas ácidas y con aceites no selectivos como colectores, se proporcionó un método muy económico para la concentración de muchos minerales sulfurosos durante el período de 1906 a 1925, resultando no obstante, inaplicable a muchos minerales complejos tales como Cu-Fe, Pb-Zn-Fe, Cu-Pb-Zn-Fe, Cu-Zn-Fe, y Cu-Ni-Fe.

Las necesidades de tratamiento de dichos minerales complejos así como la de los minerales no sulfurosos, fue el motivo de inspiración para continuar desarrollando combinaciones de reactivos más selectivos y equipo de flotación más eficiente.

Mc Intoch, metalurgista de Denver, Colorado (E.U.A.) fue el primero en empezar a flotar los sulfuros de cobre, utilizando todas las experiencias de sus antecesores, siendo también el precursor de los métodos de flotación en México. Lyster en 1912, experimenta la flotación en medios alcalinos, descubriendo así la "flotación diferencial".

En 1913, Owen introduce el aire por el fondo de las celdas, y Bradfor

(E.U.A.) utiliza por primera vez un reactivo, Sulfato de Cobre (CuSO_4), como activante de la esfalerita (Sulfuro de Zinc). Actualmente, a este reactivo se le conoce como el "activante universal".

Perkins y Sayre (E.U.A.) en 1971, comienzan a experimentar con reactivos solubles no-espumantes de origen orgánico (componentes básicos de los reactivos modernos), para la modificación selectiva de las superficies de los minerales por flotar. Sheridan y Griswold en 1922 descubren el uso específico del cianuro como depresor de pirita y esfalerita en presencia de galena. Fueron ellos también los que en forma indirecta, señalaron el camino para el mejor entendimiento de los procesos de activación y depresión.

Los procesos modernos de flotación, usualmente se considera que empezaron en 1923 cuando C.H. Keller y Lewis (E.U.A.), descubrieron el uso de los Xantatos como colectores de minerales sulfurosos y Whitworth (E. U. A.) al año siguiente (1926), introduce los aerofloats.

El proceso de flotación constituye hoy en día el más eficiente, más difundido, y más complejo de todos los métodos de concentración usados en la moderna industria minero-metalúrgica.

A lo largo de la historia de la flotación se han conocido tres tipos fundamentales de procesos:

- a) Flotación a granel con aceites (Bulk Oil Flotation)
- b) Flotación Superficial (Skin Flotation)
- c) Flotación por espumado (Froth Flotation)

A) FLOTACION A GRANEL CON ACEITES.

Este proceso se basó en el hecho de que los minerales de lustre metálico, son mojados preferentemente por aceite en presencia de agua, lográndose así la separación de la mena y la ganga puesto que la primera pasa a la interfase entre el agua y el aceite, permaneciendo en ese medio hasta ser removida y recuperada. Así se inició el estudio del proceso de flotación, apareciendo posteriormente, (de 1897 a 1907) la presentación de 25 patentes para la flotación con aceites.

Dicho proceso se desarrolló en dos formas: mezclando el aceite con el mineral seco y, posteriormente agitando las masas en medio acuoso, y otra fue la de preparar una pulpa con agua y mineral, para posteriormente agregar el aceite. De la primera forma los procesos Haynes, Everson, Delprat y Robson, fueron los más conocidos, y de la segunda forma los procesos Wolf, Scammell y Elmore. Como todos los procesos mencionados fueron obsoletos a los pocos años de haberse dado a conocer, sólo se describirá el proceso desarrollado por Elmore.

El proceso Elmore (1901-1902), consistió en la producción de una pulpa de flujo libre al mezclar una parte de mineral pulverizado con seis a diez partes de agua, agregando una parte de aceite y un poco de ácido sulfúrico. Los ingredientes se mezclaban bien y se pasaban a través de un "Spitzkasten" (un tipo de caja separadora). El concentrado se separaba haciendo fluir la capa de aceite y mineral con algo de licor de pulpa, recuperando parte del aceite, por medio de solventes, filtros o centrífugas.

B) FLOTACION SUPERFICIAL (SKIN FLOTATION).

En el proceso de flotación superficial, la separación entre sulfuros minerales y la ganga, es llevada a cabo en la superficie del agua, o en otras palabras, en la interfase aire-agua. Se le dio una considerable importancia por numerosos investigadores a los métodos de flotación superficial durante el período de 1890-1915. La mayoría de los métodos descubiertos fueron basados en el fenómeno que se describe a continuación: cuando se tienen partículas secas finamente divididas en una mena como lo es un sulfuro mineral, y se ponen suavemente en contacto con la superficie del agua, una parte de las partículas flotarán, concentrándose en una mayor proporción los sulfuros minerales en comparación con la mena original. El hecho de que los sulfuros minerales tienden a flotar y la ganga mineral tiende a hundirse, fue explicado como diferencias en la relativa mojabilidad inherente a esas especies minerales. Los sulfuros minerales mencionados flotan en agua debido a su resistencia a humedecerse. En apoyo a esta tesis, los proponentes del proceso de flotación superficial, demostraron que una aguja de acero podría flotar en agua, mientras que una aguja de cuarzo de forma y volumen similar se hunde, y por deducción, llegaron a la conclusión de que las superficies metálicas resisten a humedecerse a un mayor grado que las superficies no metálicas, y por lo tanto flotan.

C) FLOTACION POR ESPUMADO.

Uno de los descubrimientos más importantes en relación con la flotación, fue el de Froment en 1902. Este descubrimiento fue significativo e importante porque enfocó el proceso de flotación tal como se conoce hoy en día. La esencia del descubrimiento de Froment fue el empleo de burbujas de gas como el medio de transporte para llevar partículas minerales cubiertas de aceite a la superficie de la pulpa, donde son colectadas como una espuma consistente de gas, líquido y mineral.

Delprat en su descubrimiento patentado en Gran Bretaña en 1902, también empleó burbujas de gas como el medio de transporte, siendo éstas generadas por la interacción de calizas y ácido sulfúrico, ambos suministrados a la pulpa mineral.

Elmore usó burbujas de gas como medio flotante en su patente Británica de 1906, en el cual las burbujas de aire fueron generadas por la formación de un vacío parcial en una pulpa mineral cubierta de aceite, conteniendo un ácido o un álcali según se deseara, dando como resultado, una espuma mineralizada como en los procesos de Froment y Delprat. Con el proceso Elmore de vacío, se lograron algunos éxitos comerciales, particularmente en Australia y México.

Resumiendo, se puede afirmar que para la flotación por espumado, se deben producir burbujas por generación química, por vacío parcial o por ebullición, pero correspondió a Sulman, Picard y Ballot la aportación más notable. Ellos estuvieron experimentando con los aceites de Cattermole o "proceso de granulación", siendo una de las características, la agitación violenta de la pulpa. Durante el curso de la experimentación, se observó que la es

puma empieza a formarse cuando se usan pequeñas cantidades de aceite en comparación a las cantidades que habían sido empleadas. Estas observaciones constituyeron la fundación del descubrimiento más significativo, con lo cual se hizo practicable la flotación por espumado y a la vez, económicamente costeable.

En el año 1906, en los Estados Unidos de Norteamérica, Sulman, Picard y Ballot, hicieron públicos sus descubrimientos en una revelación muy importante acerca de las cantidades de aceite empleadas necesarias para la operación adecuada del proceso de flotación por espumado.

Descubrieron que esta cantidad, no debería exceder el 1% en peso de mena tratada, y demostraron que el uso de una cantidad mayor iba en detrimento del buen funcionamiento del proceso. Al mismo tiempo idearon un aparato de flotación cuya característica principal fue la de producir burbujas de aire dentro de la pulpa mineral, por medio de un impulsor que la agitaba violentamente. Este aparato fue mejorado por T.J. Hoover en 1910.

La combinación del uso de una cantidad limitada de aceite con la producción de burbujas de aire por medios mecánicos, significó el afianzamiento para establecer el proceso de flotación por espumado. Este éxito fue adaptado por la industria minera no-ferrosa de los metales comunes, primero en Australia y después en Estados Unidos, donde su crecimiento desde 1912 ha sido admirable.

El nuevo proceso revolucionó el beneficio de minerales y se ha dicho que no hay otro proceso que haya causado tal incremento en la producción de los

metales comunes en un período igual. Subsecuentemente, Welsch en una Patente de E.U.A. en 1918, introdujo aire directamente a la pulpa por medio de un compresor, dirigido a la parte inferior, por medio de tubos verticales sumergidos en una celda. La mezcla de aire y pulpa se completó por medio del principio de elevación por aire (Air Lift). Hunt y Forrester mejoraron enormemente el aparato de Welsch a mediados de los años veinte, con su método de introducir el aire bajo presión en la pulpa por medio de tubos sumergidos verticalmente, siendo Callow quien introdujo aire a presión directamente abajo de la pulpa, pero dispersándolo a través de un medio poroso.

II.4 PRINCIPIOS DE TRABAJO.

Los procesos de flotación aprovechan tres principios fisicoquímicos fundamentales.

- a) Mojabilidad
- b) Tensión Superficial
- c) Adsorción.

a) MOJABILIDAD

Este principio se puede definir en términos generales, como la habilidad o tendencia que tienen los materiales a mojarse o cubrirse de agua. Su aprovechamiento en el proceso consiste en formar películas recubridoras con compuestos químicos repelentes, que ataquen a las partículas minerales que se desea flotar, tornándolas hidrófobas, en cuya condición son relativamente flotables. Por el contrario, las partículas que componen la ganga, deberán tener superficies absorbentes de agua, es decir, hidrófilas, en cuyo caso éstas tenderán a caer al fondo del recipiente, o a permanecer en suspen-

si3n dentro del seno del l3quido. Este principio, como se mencion3 con anterioridad, fue descubierto en 1860 por William Haynes, quien not3 los diferentes grados de mojabilidad de los minerales. El compuesto repelente m3s antiguo fue el aceite, el cual fue empleado extensivamente por Haynes en sus experimentaciones.

Por las caracter3sticas f3sicas y qu3micas intr3nsecas de los sulfuros, en la actualidad se les considera en t3rminos generales como minerales naturales no-mojables, clasificando bajo las mismas consideraciones a los minerales oxidados, como mojables.

EFFECTO DE MOJABILIDAD.

Para considerar los efectos de la mojabilidad, se hace referencia a las interfaces que act3an sobre una part3cula de material contenida en un recipiente s3lido parcialmente lleno de un determinado l3quido (generalmente agua), y un gas (usualmente aire). Las interfaces as3 formadas se denominan: (a) Interfase s3lido-aire; (b) Interfase aire l3quido y (c) Interfase s3lido-l3quido.

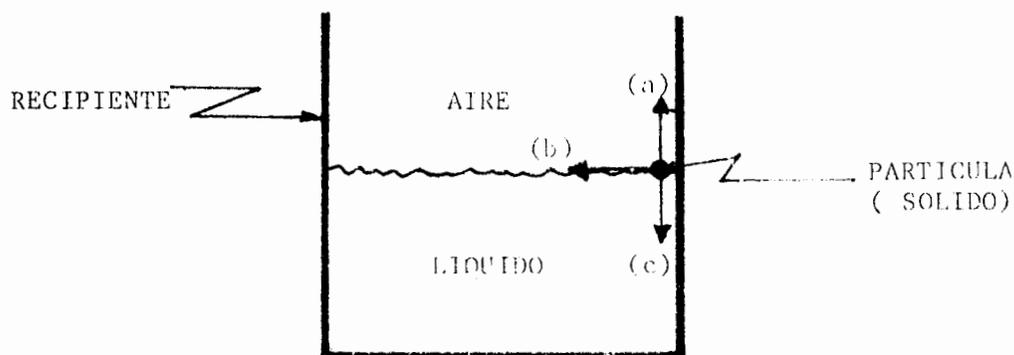


Fig. No. 2 INTERFASES

El mecanismo fundamental de adhesión de una burbuja a una superficie sólida es hasta ahora parcialmente desconocido, excepto en lo que se refiere al enunciado basado en la segunda ley de la termodinámica, que dice que cuando una burbuja se adhiere a una partícula sumergida en agua en equilibrio estático, el sistema alcanza un nivel de energía potencial mínima para las condiciones predominantes. Esto suena muy teórico, y no es tan informativo como las fuerzas actuantes.

Todos los líquidos poseen una energía de superficie libre (energía potencial) en la capa de moléculas colocadas más al exterior y la cual representa su superficie. Esta energía es el resultado de la atracción que existe entre las moléculas que componen el líquido y cuya naturaleza determina sus propiedades físicas. El único líquido que necesita ser considerado en conexión con la flotación es el agua. En una masa de agua o de cualquier otro líquido, las moléculas que lo componen ejercen fuerzas de atracción unas con respecto a otras, mismas que disminuyen más rápidamente al aumentar la distancia entre ellas. La atracción llega a ser despreciable con un espaciamiento del orden de 5 millonésimas de milímetro. Para entender las condiciones que dan origen a la energía libre, es necesario considerar lo que acontece en un instante de tiempo tan corto a modo de que pueda asumirse que las moléculas no poseen movimiento.

ANGULO DE CONTACTO Y GRADO DE MOJABILIDAD.

El trabajo que debe realizarse para desalojar una partícula mineral adherida a una burbuja, está en función de su tenacidad o habilidad para pegarse a dicha burbuja, es decir de su grado de mojabilidad o flotabilidad.

Esto podría calcularse fácilmente si se conocieran las energías libres disponibles en la superficie de la partícula antes y después de su adhesión, pero hasta hoy no se ha concebido ningún método posible para efectuar este tipo de determinaciones. Sin embargo, el grado de flotabilidad puede ser determinado en forma indirecta, en condiciones ideales, a base de medidas del ángulo de contacto, aunque los resultados obtenidos no necesariamente se aplican a las condiciones de flotación conseguidas en la práctica.

En la figura No. 3 se ilustra el diagrama de fuerzas de la ecuación de Young, que expresa la relación de equilibrio entre las fuerzas involucradas en la determinación de ángulo de contacto de las burbujas, cuya expresión analítica sería:

$$F_{SA} + F_{WA} \cos \theta = F_{SW} \text{ ----- (1)}$$

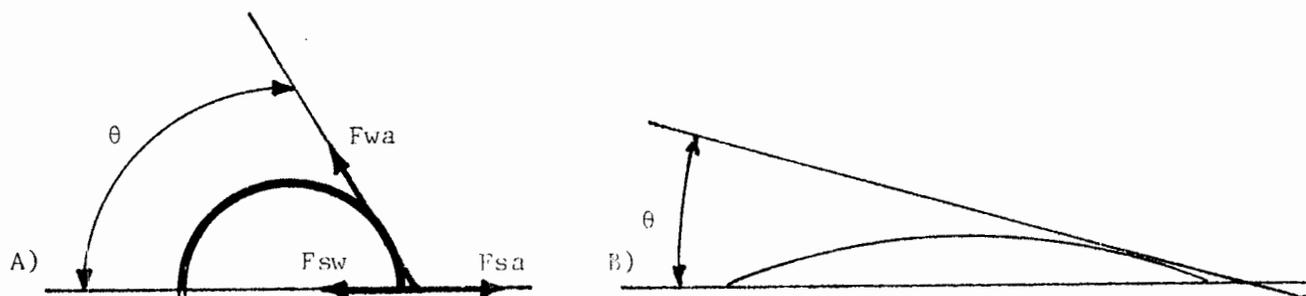


Fig. No. 3. ANGULOS DE CONTACTO.

En la figura No. 3, se muestra como dos gotas de agua colocadas en diferentes tipos de superficies asumen formas diferentes ofreciendo distintos ángulos de contacto. El ángulo de contacto designado por la letra griega θ , es aquel comprendido entre la tangente a la interfase aire-agua en su punto de contacto con el sólido en la superficie del propio sólido. En una su-

perficie aceitada repelente al agua, la gota tiende a permanecer en forma esférica (Fig. A), por lo que el ángulo de contacto correspondiente es grande. Por lo contrario, en una superficie que tiende a atraer a la gota, ésta se extiende, formando un ángulo considerablemente más pequeño (fig. b). En forma matemática se puede asumir que una tensión hipotética F_{sw} actúa en todos los puntos de línea de contacto de la interfase agua sólido, tendiendo a jalar la gota hacia adentro para producir el mínimo de área humedecida, y una tensión F_{sa} que tiende a jalar hacia afuera para producir el mínimo de área seca. Con una superficie hidrofóbica, I_{sw} es comparativamente más grande que F_{sa} , por lo que la gota tenderá a abultar se tomando la configuración de una esfera. Con una superficie hidrofílica sucede lo contrario, por lo que la gota se extenderá. En ambos casos, la acción de la tensión superficial del agua, representada por la componente F_{wa} , es la de confinar la superficie curva de la gota en contacto con el aire, al área mínima posible. Relacionando estas condiciones con la segunda ley de la termodinámica, hace que la gota de agua llegue a conseguir un equilibrio a un nivel mínimo de energía resultante, numéricamente expresado como:

$$W = E_{WA} + E_{WS} - E_{AS} \text{ ----- (2)}$$

donde E representa la energía interfacial por unidades de área.

Las medidas del ángulo de contacto, pueden ser medidas de manera aceptable utilizando el método de "captura de burbuja". El aparato es mostrado diagramáticamente en la figura No. 4. El mineral sometido a prueba, deberá tener una superficie perfectamente plana y limpia, y se colocará en el

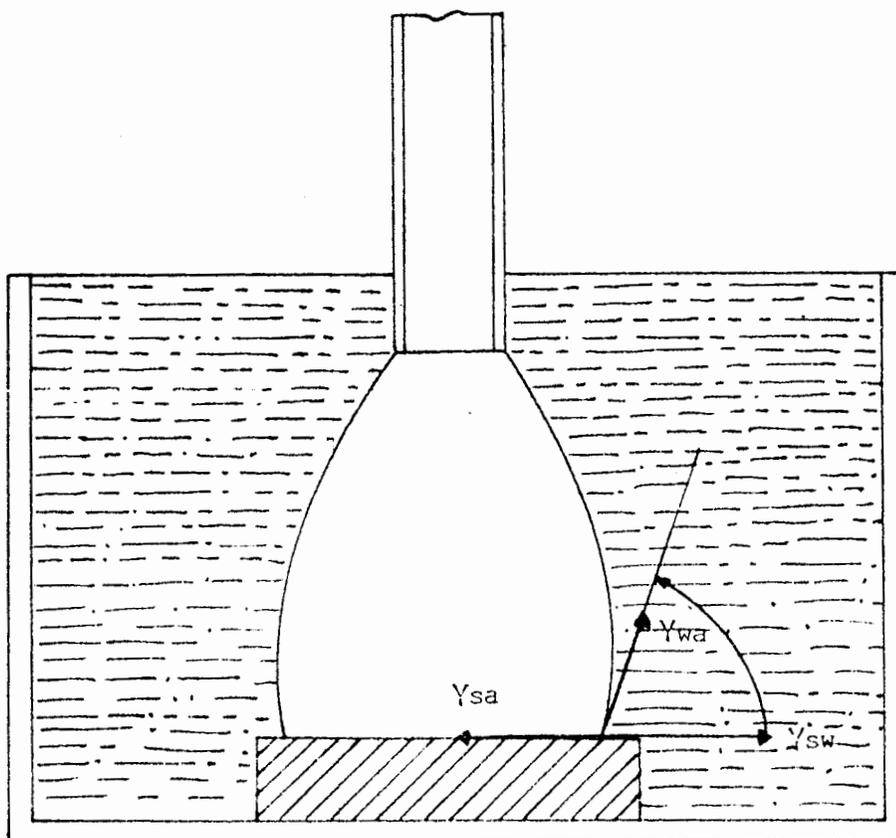


FIG. No. 4 METODO DE " CAPTURA DE LA BURBUJA" PARA LA MEDICION DEL ANGULO DE CONTACTO.

fondo de un recipiente de vidrio, para después cubrirlo con agua a una concentración predeterminada del reactivo colector seleccionado. Después de que la solución ha sido agitada durante el tiempo requerido, se presiona una pequeña burbuja en el extremo de un tubo, poniendo ésta en contacto con la superficie del mineral y permitiendo que alcance el equilibrio. Entonces, se mide el ángulo de contacto a base de proyectar la burbuja sobre una pantalla de vidrio esmerilada (opaco). El valor del ángulo θ así obtenido, es una medida de la flotabilidad del mineral en las condiciones específicas de la prueba.

b) TENSION SUPERFICIAL

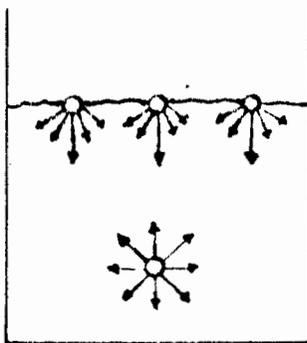


Fig. No. 5

Es la tendencia que muestra la superficie de un líquido a contraerse a un área mínima, esto es, a un nivel mínimo de energía, por lo que todas las moléculas colocadas en la superficie del fluido el efecto de una membrana difícil de romper (Fig. No.5). La ruptura de esta membrana se logra abatiendo la tensión de la superficie de contacto mediante el uso de sus reactivos químicos.

Para impedir la fusión o unión de las burbujas en el agua, y para hacer que formen la espuma en la superficie, deberá cubrirse la membrana superficial con algún medio estabilizador, el cual resulta ser un agente espumante. El efecto del espumante, es reducir ligeramente la energía superficial de la interfase aire-agua, y por lo tanto, estabilizar las burbujas.

Las propiedades principales que deben atribuirse a un agente espumante, son

que debe ser soluble en agua para que pueda formar parte de la fase líquida, pero que sus moléculas deban tener tan poca atracción por el agua, de tal modo que virtualmente sean empujadas a la superficie de las burbujas y concentradas o adsorbidas ahí. Los únicos compuestos que satisfacen los requisitos anteriores son aquéllos con características heteropolares, es decir, aquellos que poseen propiedades tanto polares como no polares.

La disminución de la energía de superficie (tensión superficial), de la película envolvente de la burbuja, se debe al hecho de que las moléculas del espumante tienen menor atracción por el agua que la que tienen las mismas moléculas de agua entre sí. De esta forma, se tendrá que efectuar menos trabajo para llevar una molécula del espumante, que una molécula de agua a la superficie. Así pues, una burbuja con moléculas de espumante adsorbidas en su interfase aire-agua tendrá una tensión superficial más baja que una de agua pura. Mientras más moléculas de espumante existan en la interfase, menor será su tensión superficial. Para una concentración determinada de espumante y un volumen de aire en la pulpa, las burbujas llegan a estabilizarse con un tamaño más o menos homogéneo, el cual en la práctica varía de 1 a 3 mm. en diámetro.

Operacionalmente, se ha comprobado que mientras mayor sea el abatimiento de la tensión superficial, los productos concentrados serán más limpios, ya que las partículas adheridas o las burbujas serán las más no-mojables. La consecuencia de éstos será que las recuperaciones disminuirán sensiblemente, pero la ley del concentrado será más alta o de mayor pureza como se apuntó líneas arriba. El problema que se presenta si se abate demasiado la tensión superficial, es que las burbujas que se formarán serán grandes y frágiles rompiéndose muy fácilmente al llegar a la superficie;

aún más si el abatimiento de la tensión superficial se exagera hasta el límite, sólo se conseguirá crear efervescencia en la superficie, con los consecuentes resultados negativos. Por el contrario, si el abatimiento de la tensión superficial es muy limitado, el resultado será la creación de burbujas pequeñas, resistentes y con un gran poder de arrastre, lo que acarrea como consecuencia el aumento en la recuperación del producto, pero con leyes más bajas por ser estos productos del tipo conocidos como "concentrados sucios". Al primer tipo de espumas descritas se les conoce con el nombre de "Espumas inestables", y al segundo tipo se les llama "Espumas estables".

c) ADSORCION.

Es la propiedad que poseen algunas substancias de atraer a un líquido, no por medio de la absorción ni de la atracción capilar, sino mediante la adherencia de partículas a su superficie. En otras palabras, es la concentración de un soluto (generalmente un líquido o un gas) en la superficie de un líquido o en el contacto con un sólido. Esta propiedad físicoquímica es ampliamente aprovechada en el proceso de flotación, para el recubrimiento de las partículas en procesos por los agentes químicos que proporcionarán a las mismas, las propiedades de mojabilidad o no-mojabilidad descritas con anterioridad, así como también las características de adherencia a las burbujas que se formarán durante la operación.

II.5. ACONDICIONAMIENTO

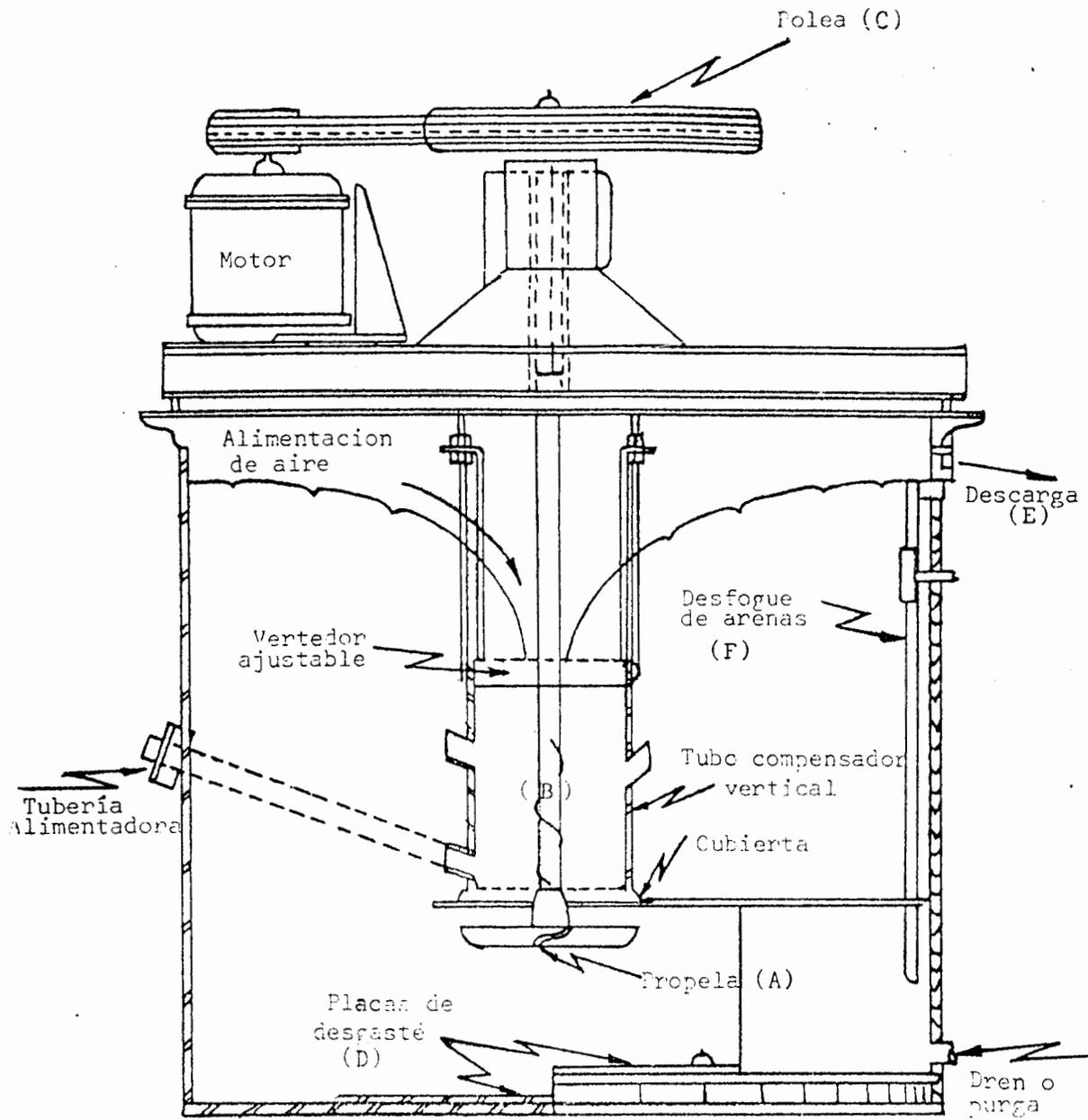
En general, el término "acondicionamiento" se refiere fundamentalmente al proceso de preparación química de las partículas contenidas en las pulpas minerales, para su posterior tratamiento en la máquina de flotación. Para el buen funcionamiento del proceso de flotación, es requisito esencial la presencia de un agente colector que recubra las partículas que se desean separar. Esto necesariamente implica que algunas de las especies minerales contenidas en la pulpa, estarán sujetas a dicho efecto de recubrimiento, mientras que otras no lo estarán, por lo que será función del acondicionamiento el asegurar dicho efecto, o bien dar los pasos necesarios que conduzcan a lograrlo.

La acción de acondicionamiento, involucrará efectos tales como activación y depresión por lo que aquel tratamiento dirigido específicamente hacia la obtención y mantenimiento de un efectivo agente colector - recubridor de un determinado mineral, se llamará genéricamente "ACTIVACION", mientras que aquéllos encaminados a prevenir la entrada de minerales indeseables dentro del derrame de concentrados se encontrarán agrupados bajo el nombre de "DEPRESORES".

PRINCIPIOS GENERALES.

a) ACTIVACION.

Por naturaleza, los obstáculos con que tropieza un buen agente colector recubridor son de carácter físico y químico. Se ha encontrado que para que un "recubridor" sea útil para causar la adherencia en las burbujas,



TANQUE DE AGITACION

éste debe ser "orientado", con su molécula final de hidrocarburo fuera de la superficie de la partícula. Para recubrimientos causados por acción química, se hace necesario el uso de una película monomolecular. Si la reacción continúa más allá de ésto a causa del efecto de penetración de la partícula primera por los iones colectores, el arreglo original del enrejado del sólido recubierto, (el cual mantiene la película colectora en la posición deseada) es cambiado, y los componentes de la película se rearreglan por sí solos en una película multimolecular, en las cuales prevalece su propia conformación cristalina. Esto normalmente resulta en una superficie en la cual los elementos polares y no polares se alternan. En estas condiciones, las burbujas no atacan a las superficies. Estas películas múltiples ocurren en recubrimientos de superficies minerales relativamente solubles, particularmente con pequeños iones colectores. El remedio consiste en: reducir la solubilidad de la superficie del mineral limpiando la película gruesa del colector, reduciéndola a una película monomolecular antes de intentar la flotación, o bien frenar la formación de películas multirecubridoras, cubriendo las partículas previamente con una monopelícula de aceite, a medida que aquéllas se formen.

b) DEPRESION.

Depresión es lo contrario de activación. Esto comprende los pasos que deberán tomarse para prevenir la flotación de determinadas partículas minerales o grupos de minerales. El efecto de depresión se aplica tanto para mantener en el fondo de la celda a la ganga y medios de baja ley, como para evitar la flotación de uno o más minerales normalmente activables

por determinado reactivo colector.

Los métodos de depresión son múltiples, pero éstos han sido agrupados de acuerdo a su propósito específico en un número reducido de clases:

- (1) Prevención de activación por sales solubles presentes en la pulpa.
- (2) Sellado de las superficies contra la reacción colector.
- (3) Destrucción o nulificación de las películas recubridoras del colector.
- (4) Dispersión.
- (5) Producir absorción de agua

Para cada una de estas clases de depresores existen en el mercado reactivos específicos que producirán los efectos deseados de acuerdo con el tipo de minerales en tratamiento, los cuales serán detallados en el capítulo correspondiente a "reactivos de flotación".

II.6. CALCULO DE UN TANQUE ACONDICIONADOR.

Problema:

En una planta metalúrgica, se tratan 200 ton. de mineral por día, con una densidad de 3 ton./m³, una dilución de 4 a 1, y un tiempo de acondicionamiento de 30 min. ¿ Cuáles serán las dimensiones del tanque acondicionador para tratar dicho mineral ?

SOLUCION

DATOS: Capacidad de la planta = 200 ton./día
 Densidad = $\rho = 3 \text{ ton./m}^3$
 Tiempo de acondicionamiento = 30 min.
 Dilución = 4:1

CALCULO DEL VOLUMEN

$$\rho = m/v \Rightarrow v = m/\rho ; v_{\text{min.}} = \frac{200 \text{ ton}}{3 \text{ ton/m}^3} = 66.6 \text{ m}^3$$

DILUCION 4:1 \Rightarrow 200 ton. (min.) : 800 ton. (agua)

$$\therefore v_{\text{agua}} = \frac{800 \text{ ton.}}{1 \text{ ton/m}^3} = 800 \text{ m}^3$$

$$v_{\text{pulpa}} = v_{\text{min.}} + v_{\text{agua}} = 66.6 \text{ m}^3 + 800 \text{ m}^3 = 866.6 \text{ m}^3$$

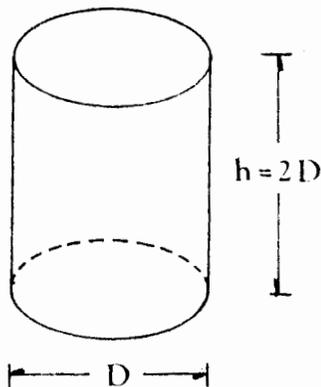
que es el volumen total tratado en 24 horas.

Si: 24 horas = 1,440 min.

$$\begin{array}{ccc} 866.6 \text{ m}^3 & \text{---} & 1,440 \text{ min.} \\ X \text{ m}^3 & \text{---} & 30 \text{ min.} \end{array} \Rightarrow X = 18.05 \text{ m}^3$$

$$\therefore v = 18.05 \text{ m}^3 \text{ (volumen manejado en 30 minutos)}$$

CALCULO DE LAS DIMENSIONES



$$V_{\text{cil.}} = \frac{\pi D^2 h}{4} \dots \dots \dots (1)$$

como $h = 2D$ (por convención). y sustituyendo h en (1), se tiene:

$$V_{\text{cil.}} = \frac{\pi D^2 (2D)}{4} = \frac{\pi D^3}{2} \dots \dots \dots (2)$$

despejando D de la ecuación (2), se tendrá:

$$D^3 = \frac{2V}{\pi} \Rightarrow D = \sqrt[3]{\frac{2V}{\pi}} \dots \dots \dots (3)$$

sustituyendo valores en (3) se tiene:

$$D = \sqrt[3]{\frac{2(18.05)}{\pi}} = \sqrt[3]{11.49} = 2.26 \text{ m} ; D = 2.26 \text{ m} \therefore$$

$h = 2D = 2(2.26) = 4.56 \text{ m} \therefore$ Las dimensiones serán:

(diámetro) $D = 2.26 \text{ m}$; (altura) $h = 4.56 \text{ m}$

Si se conocen los tiempos que se necesitan para acondicionar un mineral en particular, el tamaño del acondicionador que se requiera puede calcularse utilizando la tabla 2, en la que el factor "C" de capacidad, representa la capacidad en pies cúbicos del acondicionador que se necesita para cada tonelada tratada por 24 horas, para un tiempo de contacto de 1 min.

Porcentaje de sólidos en la pulpa.	Relación aproximada (w/s).	Factor de capacidad (C)
50	1/1	0.03
45	1.2/1	0.035
40	1.5/1	0.04
35	1.8/1	0.05
33	2/1	0.055
30	2.3/1	0.06
25	3/1	0.075
22	3.5/1	0.09
20	4/1	0.10
17	5/1	0.12
14	6/1	0.14
12.5	7/1	0.16
11	8/1	0.19
10	9/1	0.21
9	10/1	0.23

Tabla 2

Para encontrar el tamaño del acondicionador, el factor de capacidad correspondiente a la dilución de pulpa requerida, se multiplica por el tonelaje por tratarse en 24 horas y por el tiempo de contacto en minutos.

Lo anterior, proporciona la capacidad exacta requerida del tanque en pies cúbicos, a la cual, deberá añadirse de un 15 a un 20% extra, para conseguir que el nivel de la pulpa quede abajo de la parte superior del tanque y para las fluctuaciones que registre la alimentación. Las dimensiones del tanque, pueden entonces ser obtenidas de la tabla 3.

Tamaño del acondicionador diam. x altura (pies)	Capacidad del Tanque (ft ³)	Velocidad del impulsor (r.p.m.)	Motor h.p.	Peso de embarque con tanque de acero (lb)
4 x 4	50	210-250	2	1275
5 x 5	100	210-250	3	1775
6 x 5	170	175-200	3	2200
7 x 7	270	175-200	5	2800
8 x 8	400	170-190	5	3500
10 x 10	785	130-150	7.5	6200
12 x 12	1360	130-150	10	9900
14 x 14	2160	130-150	15	12200

Tabla 3.- Tanques Acondicionadores "Denver"

II.7. CONSTANTES DE TRATAMIENTO

a) TAMAÑO DE ALIMENTACION

El tamaño de alimentación de partículas que serán sometidas a los procesos de flotación, dependerá directamente de los grados de liberación de las partículas comerciales, del poder de arrastre de los reactivos químicos por emplear, y del peso específico del mineral. Esta constante de operación se determina por experimentación metalúrgica en laboratorio, y se encuentra íntimamente relacionada con la determinación previa que se hizo para la obtención del tiempo óptimo de molienda.

Como ejemplo de los tamaños máximos de alimentación en flotación de sulfuros usando reactivos sulfhídricos, se han recabado los siguientes datos estadísticos de plantas metalúrgicas en operación en los Estados Unidos de Norteamérica.

Once plantas concentradoras de plomo-zinc han reportado moliendas de aproximadamente 28 mallas. De 14 plantas beneficiadoras de cobre, 6 de ellas reportaron moliendas de 48 mallas, de otras 6 plantas, tamaños de 35 mallas, y las restantes, moliendas de 65 y 100 mallas respectivamente. Minerales auríferos en general son molidos cuando menos a 65 mallas, y en algunos casos se reducen hasta tamaños de 200 mallas, antes de ser sometidos a flotación. Minerales no sulfurosos pueden ser tratados en tamaños tan gruesos como 10 mallas (previamente deslamados), particularmente carbón, grafito, mica y talco, debido a su bajo peso específico. De lo ante-

rior y dada la diversidad de tamaños de operación, se puede deducir en una forma muy general que los rangos de alimentación óptimos para flotación de sulfuros, quedarán comprendidos entre 48 y 65 mallas (*).

Durante la última década (1970-1980), se ha venido observando que los procesos de molienda han tenido que llegar a tamaños por debajo de las 150 mallas, en virtud de que los minerales comerciales se encuentran más finamente diseminados, lo que ha permitido su beneficio económico, aumentando paralelamente los ritmos de producción minera y dando como resultado, un aprovechamiento más integral de los yacimientos. Hoy en día, no resultaría extraño hablar de tamaños de molienda de 200 a 325 mallas.

b) DILUCION DE LA PULPA.

Durante la etapa de preparación de la pulpa, se requiere de ciertas condiciones necesarias se cumplan para que la acción de los reactivos sea óptima y efectiva.

En primer lugar, es esencial que toda la mena sea humedecida convenientemente, lo cual se logra realizando la etapa de molienda en agua. En segun

(*). Fuente Información: F.W. Taggart. Handbook of Mineral Dressing. J. Wiley and Sons. 1951.

do lugar, cualquiera que sea el tamaño de molienda, la pulpa creada tendrá una gradación de partículas, que van desde el tamaño máximo (fijado por los ajustes que se hacen en los clasificadores), hasta el tamaño de las lamas más finas. Por razones de economía, la pulpa deberá ser tan densa como sea posible con objeto de conservar la concentración y consumo de reactivos al mínimo.

En la práctica, la relación agua - sólidos, normalmente no excede de 4 a 1. Para menas de peso específico promedio, la relación varía de 3:1 a 4:1 esto debido a que los clasificadores de la sección de molienda, ordinariamente tienen que operar con una dilución comprendida entre esos límites. Sin embargo, la clasificación de menas de peso específico más alto, puede ser conducida en pulpas más densas, y por lo tanto, su flotación se lleva a cabo con relaciones agua - sólidos que varían entre 1.5 : 1 y 2:1, aplicables a la flotación selectiva de galena y de esfalerita en gangas piríticas.

En términos metalúrgicos, se ha adoptado por convención el mencionar en una relación de dilución, primero el contenido de agua y después el contenido de sólidos. Resulta importante resaltar el hecho de que la dilución deba ser tomada en términos de peso, y no de volumen.

EJEMPLO PARA EL CALCULO DE DILUCION DE PULPAS.

Supóngase un mineral de matriz cuarzosa con peso específico de 2.5 ton/m^3 , del cual se requiere obtener los volúmenes para las diluciones dadas en la siguiente tabla, asumiendo una capacidad de tratamiento de 100 toneladas diarias.

SOLUCION:

Capacidad de tratamiento = 100 ton/24 hrs.

Densidad = 2.5 ton/m^3

(para fines prácticos, se asume que $\rho = p.e.$)

DILUCIONES REQUERIDAS

	<u>Agua</u>	<u>Sólidos</u>
Caso (a)	2	1
Caso (b)	3	1
Caso (c)	4	1
Caso (d)	5	1

1) Determinación del porcentaje de sólidos para cada caso:

$$(a) \quad 2 + 1 = 3 = 100 \%$$

$$\begin{array}{l} 3 - 100 \% \\ 1 - X \end{array} \quad X = 33\%$$

$$(b) \quad 3 + 1 = 4 = 100 \%$$

$$\begin{array}{l} 4 - 100 \% \\ 1 - X \end{array} \quad X = 25\%$$

$$(c) \quad \begin{array}{l} 4 \div 1 = 5 = 100 \% \\ 5 \text{ ----- } 100 \% \\ 1 \text{ ----- } X \% \end{array} \Rightarrow X = 20 \%$$

$$(d) \quad \begin{array}{l} 5 + 1 = 6 = 100 \% \\ 6 \text{ ----- } 100 \% \\ 1 \text{ ----- } X \% \end{array} \Rightarrow X = 15 \%$$

2) Determinación de volúmenes totales para cada caso:

(a) Dilución 2:1 (100 ton. de mineral : 200 ton. de agua)

$$\rho = \frac{m}{v} ; v = \frac{m}{\rho}$$

$$\text{- Para el mineral} \quad V_{\text{min.}} = \frac{100 \text{ ton.}}{2.5 \text{ ton/m}^3} = 40 \text{ m}^3$$

$$\text{- Para el agua} \quad V_{\text{agua}} = \frac{200 \text{ ton.}}{1 \text{ ton/m}^3} = 200 \text{ m}^3$$

$$\therefore V_{\text{pulpa}} = V_{\text{min.}} + V_{\text{agua}} = 40 + 200 = 240 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{pulpa}} = 240 \text{ m}^3 \text{ ----- caso (a)}$$

(b) Dilución 3:1 (100 ton. de mineral : 300 ton. de agua)

$$V_{\text{min.}} = 40 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{agua}} = 300 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{pulpa}} = 340 \text{ m}^3 \text{ ----- caso (b)}$$

(c) Dilución 4:1 (100 ton. de mineral : 400 ton. de agua)

$$V_{\text{min.}} = 40 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{agua}} = 400 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{pulpa}} = 440 \text{ m}^3 \text{ ----- caso (c)}$$

(d) Dilución 5:1 (100 ton. de mineral : 500 ton. de agua)

$$V_{\text{min.}} = 40 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{agua}} = 500 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{pulpa}} = 540 \text{ m}^3 \text{ ----- caso (d)}$$

Resumiendo, la tabla original puede ser complementada de la siguiente forma:

	Agua	Sólidos	% Sólidos	Volumen total (m ³)
Caso (a)	2	1	33	240
Caso (b)	3	1	25	340
Caso (c)	4	1	20	440
Caso (d)	5	1	16	540

El costo por concepto de reactivos en una operación de esta naturaleza es alto, y puesto que el consumo de la mayoría de los reactivos depende de su grado de concentración en el agua más que de la cantidad de minerales valiosos presentes en la mena, resultará más conveniente y económico realizar la flotación en pulpas tan densas como sea posible.

Si el derrame del clasificador no fuese tan denso como el requerido para una flotación económica, se podrá instalar un tanque espesador que se deberá situar entre las secciones de molienda y flotación, siempre y cuando el costo y mantenimiento de este tanque, no exceda el resultado económico final del proceso, antes de su instalación.

Si por el contrario, la pulpa proveniente del clasificador resulta demasiado espesa en las celdas primarias de flotación, será tal la cantidad de material estéril que arrastren las espumas, que las subsecuentes "limpias" no podrán producir un concentrado final de grado o ley suficientemente alta para hacerlo costeable.

c) DENSIDAD DE LA PULPA.

Dentro de los conceptos de dilución de la pulpa, resulta de suma importancia considerar la densidad, la cual resulta ser una variable dependiente de la operación de clasificación. La densidad de la pulpa puede disminuirse por dilución, pero no aumentarse si no se cuenta con mecanismos adecuados de deshidratación:

Al aumentar la densidad de la pulpa, se intensifica la levitación a consecuencia de disminuir la atracción gravitatoria ejercida sobre las partículas; se aumentan las contracciones de la disolución con una adición dada de reactivos, y por consecuencia las velocidades de reacción. La ley de un concentrado para un rendimiento dado, suele ser más bajo en las pulpas espesas, debido a la aglomeración de las espumas.

La densidad de la pulpa en los procesos de flotación, reviste gran importancia desde los puntos de vista químicos y mecánicos del proceso. A través de su efecto en el volumen, determina los tiempos de reacción de una pulpa con un contenido determinado de sólidos en un tanque acondicionador de volumen conocido, para ser tratado posteriormente en las máquinas de flotación. Dado que la mayoría de los reactivos son incorporados a las pulpas en base a kilogramos por tonelada de sólidos, la densidad de la pulpa determina la concentración adecuada de reactivos, y consecuentemente el punto de equilibrio y velocidad de reacción de los mismos. En general, el acondicionamiento en pulpas muy espesas, permite la adición de reactivos en cantidades sensiblemente menores. Esta es una de las razones por las cuales en la práctica operacional, se adicionan reactivos

solubles desde el principio del proceso en el molino. Cuando el reactivo es un líquido insoluble en la preparación empleada para flotación de no-metálicos, por ejemplo diésel, aceites derivados del petróleo o aceites grasos, las pulpas densas son particularmente útiles en el efecto del revestimiento de las partículas, dado que evitan que las gotas de aceite caigan al fondo del recipiente, siendo éste prácticamente "embarrado" en las superficies expuestas de las partículas, con menor dificultad.

El efecto de flotación es normalmente más rápido y completo en pulpas densas, pero la ley del concentrado es más baja. La densidad de la pulpa puede ser regulada abriendo o cerrando válvulas de agua en los acondicionadores que contienen las pulpas, mismas que serán enviadas posteriormente al proceso de flotación.

La densidad de las pulpas de flotación pueden variar en la práctica sus contenidos de sólidos desde el 5% hasta el 50% o más por litro de pulpa, siendo estas pulpas densas definitivamente más altas en la obtención de concentrados sucios y limpios con alimentación de sulfuros pesados, que con alimentación de minerales diseminados (ver tabla). Una celda unitaria puede trabajar con pulpas densas hasta con un 75% de sólidos.

DENSIDAD DE PULPAS EN FLOTACION DE SULFUROS.*

Tipo de Mineral	Densidad de la Pulpa (%)			
	Concentrados sucios.		Concentrados limpios.	
	Rango sólidos	Promedio sólidos.	Rango sólidos	Promedio sólidos.
Sulfuros pesados:				
Cobre-fierro.....	30 a 50	35	10 a 50	30
Plomo-Zinc				
Plomo.....	30 a 50	40	5 a 50	-----
Zinc.....	20 a 40	35	10 a 45	-----
Diseminados:				
Cobre.....	18 a 33	25	10 a 23	15
Pirita-Oro.....	15 a 45	30	20 a 40	26
Plomo.....	24 a 33	28	5 a 15	6

* Taggart F.W. Tabla No. 23. Sección 12 "Flotación". p. 12-98. Handbook of Mineral Dressing. J. Wiley and Sons. 1950

d) TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO.

El factor tiempo es fundamental en el fenómeno de acondicionamiento, tanto en la acción recubridora del reactivo colector, como en la operación de la maquinaria de flotación. Los requerimientos de tiempo que satisfagan económicamente el fenómeno químico de acondicionamiento, usualmente pueden ser satisfechos adicionando reactivos en un punto o puntos determinados dentro

del flujo normal de la pulpa, e inclusive desde el molino. Aún así, si el tiempo de acondicionamiento es muy corto, puede ser instalado un tanque acondicionador, que no es otra cosa que un simple depósito con un factor de tiempo predeterminado, y un mecanismo de agitación que previene la segregación de partículas por sedimentación. Dicho tanque deberá ser construido de tal forma que tenga alimentación a varios niveles, con objeto de permitir el cambio del tiempo de acondicionamiento como una variable de operación, sin afectar el ritmo de alimentación o la densidad de la pulpa.

El tiempo de acondicionamiento para flotación de sulfuros puede variar desde 5 minutos hasta 3 hrs, siendo el promedio usual en condiciones normales, entre 15 y 20 minutos. Esta constante de operación se determina experimentalmente en un laboratorio.

e) TIEMPO DE FLOTACION.

Se determina por experimentación metalúrgica, variando los resultados obtenidos, en función del tipo de mineral, clase de separación, tamaño de alimentación y tipo de maquinaria de flotación por emplear. El tiempo de flotación puede variar considerablemente en los rangos intermedios comprendidos entre minerales de lenta flotación y minerales de flotación rápida. Así por ejemplo, se tienen tiempos de flotación para concentrados sucios y medios de minerales diseminados de cobre, comprendidos entre 3.5 y 10 minutos, siendo el promedio general 7 minutos, mientras que para minerales cupro-piríticos (calcopiritas), el tiempo varía entre 15 y 25

minutos con un promedio usual de 18 min. Por otro lado, minerales complejos de Plomo-Zinc-Fierro requieren de 15 a 20 minutos y así sucesivamente dependiendo del origen, tipo y variedad de las especies minerales.

El tiempo de limpia para concentrados, puede ser mayor o menor que el empleado en la obtención de los concentrados sucios, dependiendo fundamentalmente de la calidad de separación lograda previamente. Cuando la limpia es tan simple como sólo separar la matriz rocosa, el tiempo empleado es de aproximadamente 1/6 del tiempo usado en la obtención del concentrado sucio. Cuando se efectúan limpias selectivas de concentrados a granel (Ej. Pb-Zn-Fe-Cu), el tiempo de limpia es aproximadamente 6 veces más que el empleado en la concentración primaria. Limpias de concentrados con requerimiento de alto grado de pureza, el tiempo de flotación será de 3 a 10 veces mayor.

f) FLOCULACION .

Las partículas recubiertas por el colector, no necesariamente se adhieren individualmente a las burbujas dentro de una celda de flotación. Estas llegan a estar en contacto entre sí al igual que con las burbujas, y cuando chocan, tienden a adherirse debido a que la envoltura recubridora, constituida por hidrocarburos, desarrolla más atracción hacia la partícula que la atracción ejercida por el agua. La formación de grumos (flóculos) que se realiza de esta manera, recibe el nombre de "floculación". Los flóculos pueden llegar a adherirse a las burbujas como si fueran partículas consideradas individualmente, formando una espuma de apariencia compacta característica de una flotación normal. La fuerza de adhesión que conserva intacta

tos los flóculos, es una función de la energía interfacial " F_{sw} " (Ver Fig. No. 2) de las superficies originales cubiertas por el colector. Con colectores comunes tales como Xantatos y Aerofloats, la tenacidad de adhesión puede ser suficiente para conservar un flóculo más o menos intacto durante la flotación en la zona superior de la celda, donde la agitación es menos violenta y en donde las burbujas al elevarse, colectan la mayoría de su carga de partículas minerales. Con colectores muy potentes, particularmente con ácidos grasos empleados para minerales no-metálicos, la floculación puede ser tan intensa que las partículas de la ganga quedan atrapadas y encerradas en el interior de los flóculos, por lo que se harán necesarias varias operaciones de limpia para conseguir un producto final aceptable, lo cual se traducirá en el aumento de los costos de operación respectivos.

Dentro de los agentes floculantes más comunes, se pueden mencionar los siguientes:

- a) Cal. Se emplea para iniciar la floculación a manera de acelerar la velocidad de asentamiento de una pulpa.
- b) Alumbre. Se utiliza en las sales ferrosas y férricas, para producir el mismo efecto que la cal.
- c) Comas polimerizadas. Compuestas por resina y polímeros sintéticos, los cuales proporcionan solubilidad a algunos compuestos.

g) DISPERSION

Fundamentalmente es el medio de asegurar que todas las partículas contenidas en la pulpa están liberadas para actuar como partículas individuales en respuesta a cualquier tratamiento subsecuente. En general, es un signo de que las partículas no han sido recubiertas por el agente colector, constituyendo éste, un efecto totalmente opuesto al efecto de floculación.

II.8 REACTIVOS DE FLOTACION.

Las operaciones de trituración y molienda, están encaminadas a liberar de la ganga las partículas minerales valiosas. La liberación (separación) no necesita ser completa, pero la gran masa o proporción de las partículas minerales valiosas deberá presentarse constituida por partículas libres.

De la sección de molienda la pulpa pasa a la sección de flotación de la planta. Ahí es agitada con reactivos apropiados cuya acción es hacer que las superficies de las partículas minerales se conviertan en hidrófobas o sea repelentes al agua en cuya condición las partículas son flotables. Las partículas que componen la ganga deberán tener superficies atraídas por el agua; es decir, ser hidrófilas, en cuya condición no son flotables. Los reactivos pueden haber sido agregados para humedecer o conservar humedecidas las partículas de la ganga que pueden tener una tendencia a flotar. La operación que consiste en preparar las superficies de las partículas minerales de este modo, se conoce con el nombre de acondicionamiento. Después de un período determinado de acondicionamiento, la pulpa pasa a la máquina de flotación. Entonces se introduce aire en la pulpa junto con un reactivo espumante al que se le denomina Espumante, cuya función es la de hacer que la entrante corriente de aire desbarate o rompa formando burbujas pequeñas. Es conveniente hacer notar que el espumante algunas veces se agrega durante la operación de acondicionamiento. Las partículas minerales que son repelentes al agua se adhieren a las burbujas en cuanto establecen contacto con ellas. Las burbujas cargadas con las partículas de minerales de la pulpa en donde se colectan forman una espuma que continuamente se derrama o bien es ratri-

llada descargándola sobre el vertedor de la celda. Los minerales de ganga tienen poca o ninguna tendencia para pegarse a las burbujas por lo que salen de la máquina de flotación como colas.

Para apreciar la razón que se tiene para emplear tipos específicos de reactivos y los métodos por usarse, se hace necesario llegar a un entendimiento o comprensión sobre las reacciones físicas y químicas que tienen lugar.

Genéricamente, los reactivos químicos de flotación, se encuentran divididos en 4 grandes grupos:

- I. Colectores o promotores
- II. Espumantes
 - a) Selectivos
 - b) No selectivos
- III. Modificadores
 - a) Reguladores de P.H.
 - b) Activantes
 - c) Depresores
- IV. Floculantes y Dispersantes

De acuerdo con el laboratorio que los produzca, estos reactivos recibirán diferentes denominaciones comerciales, aunque su efecto fundamental (con ligeras variantes de parente), básicamente será el mismo para un mismo tipo de mineral.

En ocasiones existen reactivos particularmente experimentados y puestos en el mercado, dirigidos a la recuperación de especies minerales específicas, los cuales, por razones técnicas o comerciales no resulta atractivo la producción de su equivalente a los laboratorios competidores.

Al final de esta sección de reactivos de flotación, se relaciona una lista representativa, de los productos químicos de más difusión en la industria minero-metalúrgica, donde se indicará su efecto primario sobre las partículas de mineral comercial que se pretenden recuperar, y su campo de aplicación.

II.8.1. COLECTORES.

También conocidos como "promotores", actúan sobre las partículas de mineral proporcionándoles una película no-mojable, teniendo preferencia por una sola especie.

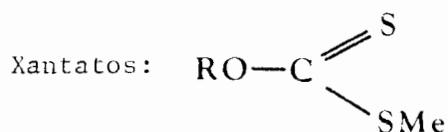
a) COLECTORES PARA MINERALES SULFUROSOS.

En cuanto comenzó a usarse la flotación, los minerales que se flotaban se les proveía de un colector que formara una película o cubierta en sus superficies, empleándose para ello un aceite constituido por hidrocarburos por ejemplo, petróleo crudo, brea de madera o brea creosotada de carbón, etc. Estos aceites eran absorbidos en grados diversos por minerales que tienen un lustre metálico, tales como los sulfuros minerales de los metales básicos. El proceso de revestir así a las partículas era conseguido median-

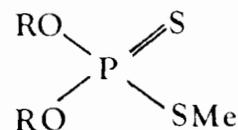
te una vigorosa agitación del aceite en la pulpa, dentro de un tanque acondicionador, o en las propias celdas de flotación para emulsionarlo lo más que fuera posible, para enseguida salpicarlo en forma forzada, sobre las superficies de las partículas que formaban la mena. Por lo general el consumo variaba entre 0.6 y 1.0 libra de aceite por tonelada de mineral tratado. Los sulfuros minerales c, en general, aquéllos con un lustre metálico, retenían el aceite y llegaban a "embarrarse" con él, de tal modo que podían ser flotados. Algunas de las partículas que componían la ganga eran revestidas en grados diversos, pero el gran conjunto de ellas permanecía comparativamente inafectado. El proceso era tosco y el grado del concentrado era bajo comparado con la práctica moderna, puesto que muchas clases de minerales que forman las rocas también mostraban tendencia a llegar a ser cubiertas por la película. Por otra parte, era virtualmente imposible recuperar una clase de mineral selectivamente de otro presente. El proceso todavía está en uso aunque en una forma modificada para flotar carbón y, como ya se explicó, ciertos aceites ligeros son buenos colectores para el grafito, para la molibdenita y para el azufre nativo, pero, por otra parte, los aceites hidrocarburos han sido sustituidos por los muchos más versátiles reactivos químicos colectores, entre los cuales se pueden mencionar como los más comunes, los Xantatos y los Aero-floats.

Los colectores químicos son compuestos polar no-polar de un tipo especial. El grupo no polar consiste de una cadena o cadenas de hidrocarburos las cuales varían en longitud y en estructura con los diferentes reactivos. El grupo polar corresponde a un radical activo químicamente soluble en agua, al cual, para el caso de colectores aplicables a sulfuros minerales, usualmente contiene uno o dos átomos de azufre. Los más comunes y más poderosos colectores o sea los xantatos y los ditiofosfatos(aerofloats) tienen ,

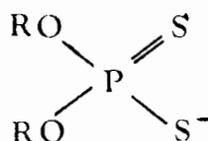
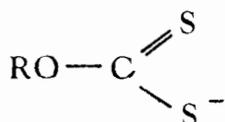
dos átomos de azufre en las estructuras siguientes:



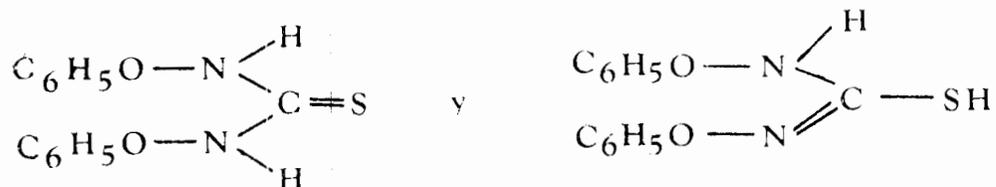
Aerofloats



En estos compuestos "R" representa la cadena de hidrocarburos y "M" es un metal alcalino en el caso de los xantatos. En los aerofloats, "M" puede ser un álcali o un metal alcalino-térreo; un ión de amonio, o un hidrógeno. El radical polar "SM" constituye el grupo soluble, ionizándose en la solución con la producción de un catión "M⁺" y los grandes iones respectivamente, llevan la cadena o cadenas de hidrocarburos.

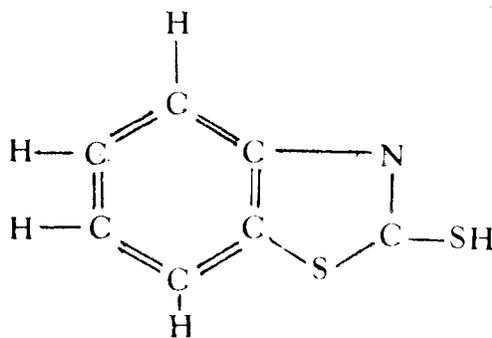


Otros reactivos de un tipo algo similar, que son colectores para sulfuros minerales son la tiocarbanilida, los mercaptans o mercaptanos y los dixantógenos. La tiocarbanilida se considera compuesta de dos formas tautoméricas que están en equilibrio en cada compuesto:



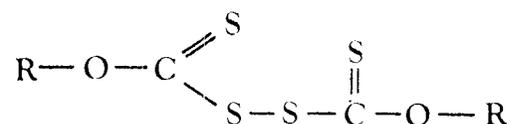
La primera forma es insoluble en agua, pero el grupo "SH" de la otra forma es soluble y capaz de ionizarse por lo que éste probablemente se considere como responsable de la ligera solubilidad del compuesto.

Los mercaptanes tienen una forma estructural "R-SH", "R" puede ser una cadena de hidrocarburos, lineal o ramificada, o puede tener una estructura cíclica tal como aquella del colector más comúnmente usado de este grupo:



El grupo "SH" torna al reactivo soluble y ionizable en agua, especialmente en una pulpa convertida a alcalina con carbonato de sodio con sosa cáustica.

Los dixantógenos tienen una fórmula general:



Son insolubles en agua, pero contienen una huella de xantato residual procedente del proceso de fabricación. Son normalmente usados conjuntamente con el xantato en el circuito de flotación. Una molécula diantogenato ofrecería una fuerte atracción por un ión o molécula de xantato si se emulsionase en agua, y es probable que sea absorbida en la cadena de hidrocarburos del xantato y así llevada a la fase de agua.

Dentro de una amplia gama de pH y en la ausencia de depresores, los colectores anteriores son específicos para los sulfuros minerales, esto es, en las condiciones correctas, son capaces de formar películas colectoras sobre las partículas minerales. Existe evidencia de que el radical polar y posiblemente también el átomo de azufre doblemente ligado, se adhiere a la superficie del mineral con el grupo de hidrocarburos orientados a manera de alejarse de él. La forma en que se efectúa la adhesión no ha sido esta-

blecida en forma definitiva. Sin duda alguna la absorción sea seguida de una reacción que involucre metátesis. Esto no puede asegurarse. Podría ocurrir con un colector como el xantato, si el sulfuro metálico de la mena se oxidase a sulfato, en cuyo caso, el ión xantato reemplazaría al ión sulfato con la producción del menos soluble xantato metálico sobre la superficie del mineral, por lo contrario, ha quedado establecido que una película colectora puede formarse sin oxidación, quedando anclado el anión colector a un catión en la superficie del mineral por un intercambio de absorción. Para una discusión exhaustiva de las diversas hipótesis que existen en la formación de películas o envolturas colectoras, el lector deberá consultar otras fuentes de información especializadas.

Se conoce un hecho concerniente a la adhesión de colectores; esto es, que el grupo de hidrocarburos está orientado de tal modo que se aleja de la superficie del mineral formado en ella, lo que equivale a una película de hidrocarburo. Siendo esto así, uno esperaría que el ángulo de contacto fuese el mismo para determinado colector cualquiera que fuese el mineral envuelto por la película. También, puesto que una larga cadena de hidrocarburos es más repelente al agua que una que es corta, el ángulo de contacto deberá aumentar en tanto aumenta el número de átomos de carbono en la cadena.

b) COLECTORES PARA MINERALES NO SULFURADOS

El colector que es más comúnmente usado para los minerales no metálicos tales como calcita, fluorita, barita, etc., es un ácido graso con el radical carboxil representando al grupo polar y con una fórmula general $R-COOH$, en la que "R" es un hidrocarburo de cadena larga. El átomo de hidrógeno pue-

de ser reemplazado por un metal alcalino, por un alcalino-térreo o por algunos metales básicos con la formación de un jabón. El más útil de estos colectores es el ácido oleico ($C_{17}H_{33}COOH$). Este es adsorbido ya sea como una molécula o como el anión, en la superficie del alcalino-térreo y en algunos minerales metálicos básicos con la formación en última instancia, de una película de oleato insoluble. La reacción exacta no se conoce, pero es probable que sea el anión $R-COO^-$, el que es adsorbido, puesto que la ionización del ácido oleico ocurre en una amplia gama de pH, independientemente de su ligera solubilidad en el agua. Los ácidos grasos con cadenas comparativamente cortas, no son apropiados porque sus jabones alcalino-térreos son relativamente solubles en agua y no formarían películas repelentes al agua. El oleato de sodio, en común con los jabones de sodio de los ácidos de cadena larga, es considerablemente más soluble en agua que lo que puede ser el ácido del cual se deriva, y se ioniza más rápidamente. Por tanto, es usual, aunque no siempre necesario, conducir la flotación con ácido oleico en un circuito transformado a alcalino con sosa cáustica o con carbonato de sodio para formar el jabón sódico. La adición directa del oleato de sodio no es recomendable por lo común, pues puede producir una espuma voluminosa que es difícil de controlar. En tanto que el ácido oleico es el más común y en lo general el más satisfactorio de los ácidos grasos colectores, otros reactivos de tipo similar se encuentran disponibles en el mercado actual.

Una desventaja de los ácidos grasos es que casi siempre es necesario ablandar o suavizar el agua en los circuitos de molienda y flotación, pues cualquier catión existente en la solución que forman jabones insolubles, tales como Ca^{++} , Mg^{++} , y Fe^{+++} , etc., reaccionarían de inmediato con el ácido

graso precipitándolo: la cantidad precipitada se desperdiciaría hasta donde de la flotación concierne. Con algunos minerales que no son sulfuros, ciertos detergentes y agentes humectantes se constituyen en colectores efectivos, teniendo la ventaja de que no son afectados por el agua dura. De éstos son típicos los sulfatos orgánicos y los sulfonatos, que pueden ser representados por las fórmulas generales $R-C-SO_3M$ y $R-SC_3M$, respectivamente. "M" puede ser un metal alcalino, usualmente sodio, o menos frecuentemente hidrógeno o amonio. "R" puede ser una cadena lineal, una cadena ramificada o un hidrocarburo cíclico, a menudo con una estructura muy complicada. Los grupos polares más comunes son los sulfatos y los sulfonatos, pero se fabrican reactivos con otros grupos, tales como los fosfatos, acetatos, etc., todos ellos se ionizan fácilmente en el agua. Compuestos no ionizables también se elaboran con uno o más grupos orgánicos solubles, tales como el ácido de etileno, incorporado en su estructura. Los compuestos de cadena larga son los más activos en la superficie. Son los detergentes y uno de sus usos comerciales corresponde a la emulsificación de la suciedad y grasa, extendida en telas, obligándola a ser suspendida en el agua del mismo modo como lo hacen los jabones ordinarios. Los grupos de hidrocarburos tienden a dejar la fase agua y adherirse a la grasa, la que es similar a ellos en estructura. Si está presente suficiente detergente en el agua, cada mancha de grasa en la superficie que se va a limpiar, se cubre con moléculas del detergente con sus grupos no polares, proyectándose hacia la grasa en tanto que los radicales polares u orgánicos comunes solubles, se orientan hacia el agua. Cuando se aplica agitación, las manchas de grasa embarradas o embijadas, se agrupan en gotitas, las cuales, conservando una capa exterior de grupos polares solubles, permanecen suspendidas en el agua formando una emulsión, dejando limpia la

previa superficie grasosa. Los agentes humectantes son similares a los detergentes, pero sin cadena de hidrocarburos más corta, tienen menos tendencia a reunir la grasa bajo la acción de la agitación, transportándola libremente de la superficie en la que está adherida. La grasa de este modo, queda en el lugar revestida con una película continua de grupos polares u orgánicos solubles, los que atrayendo al agua, permiten, en efecto, que la superficie se humedezca.

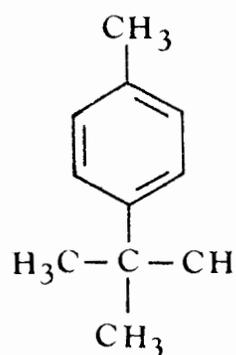
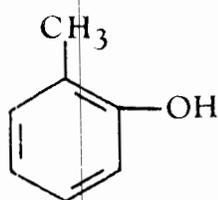
II.8.2. ESPUMANTES

Actúan sobre el líquido de la pulpa, abatiendo poco o mucho la tensión superficial. Los espumantes más comúnmente usados en la práctica son el aceite de pino y el ácido cresílico. Ambos llevan una carga polar de hidróxilo y un hidrocarburo cíclico del grupo no polar. El aceite de pino se obtiene de la destilación destructiva de ciertas especies de árboles de pino americano. Consiste principalmente de terpineol con una pequeña proporción de otros alcoholes de terpeno e hidrocarburos. Los hidrocarburos son insolubles, en agua, pero son emulsionados por los alcoholes durante la agitación que se realiza en el acondicionador o en la celda de flotación, siendo levantados en suspensión. El ácido cresílico es un producto derivado de la destilación de la brea del carbón. Consiste principalmente de xilenoles con una pequeña proporción de creosoles. No deberá contener más de alrededor del 1% de hidrocarburos y deberá estar sustancialmente libre de bases de fenol y piridina.

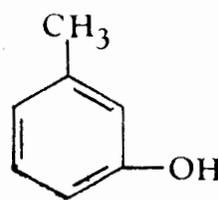
El aceite de pino es un vigoroso espumante no selectivo con cierto poder colector para los sulfuros minerales, a causa de los hidrocarburos de

terpeno que contienen éstos, por lo que tienden a cubrir o a revestir todas las partículas minerales sin diferencia alguna, haciéndolas así que floten en grados variables. El ácido cresílico, por el contrario, produce una espuma frágil con poco poder colector; sin embargo, la espuma puede endurecerse o atiesarse, mediante la adición de ácidos con más brea, los cuales, aunque prácticamente insolubles en agua, son emulsionados y llevados en suspensión por los creosoles y xilenoles.

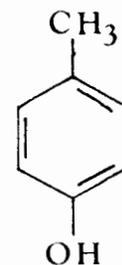
La estructura de α -terpineol, el principal componente del aceite de pino, y la de los xilenoles y creosoles del ácido cresílico, se muestran abajo. El xilenol tiene cuatro variedades isoméricas y el cresol, tres.

 α - TERPINEOL

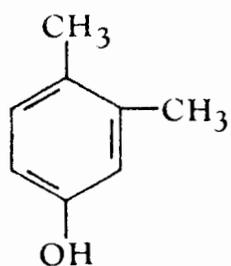
ORTACRESOL



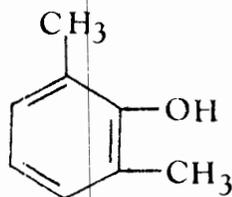
METACRESOL



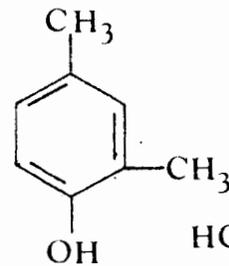
PARACRESOL



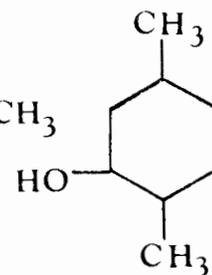
XILENOL 1,2,4



XILENOL 1,3,2



XILENOL 1,3,4

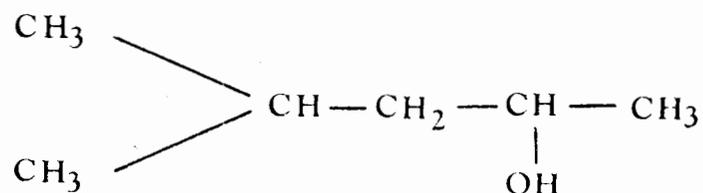


XILENOL 1,4,5

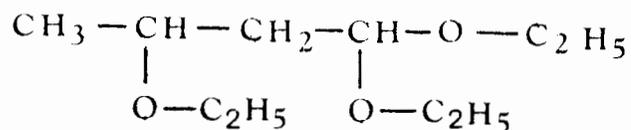
Todos los componentes antes mostrados, tienen una estructura cíclica volumi

nosa, la que aparentemente acrecenta su valor como espumante al impedir que sus moléculas se apretujen demasiado cerca en la superficie de la burbuja. Un compuesto simétrico de cadenalineal o alargada como lo es el alcohol normal alifático, tendería a arreglar sus moléculas "hombro con hombro" en la interfase agua-aire, para formar una superficie, constituida con retazos de capas íntimamente unidas, en lugar de distribuirlas al azar es susceptible de ser más efectiva para la estabilización de las burbujas.

Otra clase de espumante en uso común consiste de alcoholes alifáticos secundarios con 6 a 8 átomos de carbono o algunas veces de alcoholes primarios y secundarios mezclados. Un ejemplo típico es el carbinol metil-isobutílico, el cual es preparado con la siguiente fórmula estructural.



Un espumante de otro tipo, que está logrando un uso que va en aumento en la flotación contiene dos o más grupos solubles alkoxy (OCH_3 , $-\text{CC}_2\text{H}_5$, etc.) adheridos en varios puntos a una cadena recta de hidrocarburos. Un reactivo de este tipo que ha dado buen resultado es el triethoxybutano.



Los grupos alkoxy son más solubles que el radical hidróxilo del espumante convencional y la espuma producida tiende a ser más ligera y de más espesor. Se dice que los resultados obtenidos en la práctica son substancialmente los mismos que los correspondientes al espumante convencional con un consumo más bajo.

Un número de reactivos empleados en flotación tienen propiedades espumantes tales como el ácido oléico y algunos de los aerofloats. Sin embargo, son esencialmente colectores y se describirán bajo ese rubro en la clasificación.

La producción de una espuma persistente, de selectividad deseada, es la de mayor importancia para obtener éxito en operaciones de flotación. La acción de espumar consiste en la introducción de pequeñas burbujas de aire en la pulpa de flotación y la recuperación de las burbujas mineralizadas enteras, en la superficie de la pulpa. Esto se realiza por la introducción de un espumante o agente espumante en la pulpa. Un buen espumante debe ser capaz de pasar rápidamente a la interfaz entre agua y aire. Los espumantes más comúnmente usados son compuestos heteropolares, activadores de superficie, que contienen una parte polar solubilizante que atrae el agua y una parte no-polar que atrae el aire. Los compuestos activadores de superficie de este tipo tienden a ser adsorbidos en las interfaces de aire-agua en concentraciones mucho mayor que las existentes dentro de la masa de líquido. En una interfaz de aire-agua, tales espumantes se orientan con el grupo polar hacia el agua y el no-polar hacia el aire.

Los hidrocarburos saturados, insolubles en el agua, tales como el kerosene no no formarán una espuma conveniente. Los hidrocarburos no-saturados tienden a formar una espuma ligera. Las materias orgánicas, tales como aceite de pino, alcoholes fenoles y ácidos grasos generalmente forman una apreciable cantidad de espumas relativamente estables.

Los espumantes solubles en agua, los cuales contienen varios grupos solubilizantes, han tenido, recientemente, un gran éxito en diversas operaciones de flotación. El espumante AEROFROTH 65 Frother pertenece a este tipo de compuestos.

Los espumantes comúnmente usados en la práctica moderna de flotación, incluyen aceite de pino; ácido cresílico; alcoholes de cadenas largas tales como algunos de los espumantes AEROFROTH y otros similares. Una clase de reactivos, conocida como espesadores de espumas, imparte estabilidad a la espuma en ciertos casos. Las creosotas son típicas de esta clase.

II.8.3. MODIFICADORES

Los modificadores se conocen por su efecto activante y su efecto depresor según sea el caso. En la práctica, siempre precederán en su acción al colector. Para su mejor entendimiento, a continuación se definirán estos términos y se ampliarán los conceptos.

Activación y depresión.

La recuperación de un mineral por flotación no consiste sólo en revestir

al mineral valioso con una capa colectora que sea capaz de adherirse por sí sola a una burbuja, separándola así de los minerales de la roca que forman la ganga. A algunos minerales no puede hacerseles que tomen una película colectora en su estado natural, pero pueden ser revestidos si su superficie es cambiada a través de una reacción con un reactivo activante especial. El proceso corresponde a lo que se conoce con el nombre de activación.

En la flotación de meras que contienen dos minerales comerciales que tienen que ser recuperados por separado por ejemplo, galena y esfalerita, uno de ellos puede ser deprimido por un reactivo especial, mientras que el otro tendrá que ser capacitado o activado para que pueda flotar. El proceso de impedir o evitar que una película colectora se forme sobre las partículas minerales que no se desean flotar, se llama depresión y es realizada por medio de un reactivo depresor o depresivo.

La flotación de una clase de mineral con preferencia sobre otro, se conoce con el nombre de "flotación selectiva". Si la segunda clase de mineral es recuperado subsecuentemente, la operación se describe como una flotación selectiva en dos etapas o pasos.

Mucho progreso se ha conseguido en años recientes, al desarrollar métodos para separar varias clases de minerales, llegándose a efectuar flotaciones de tres, y aún de cuatro etapas. Por ejemplo, menas conteniendo sulfuros minerales de plomo, cobre, zinc y fierro, pueden ser tratadas para rendir cuatro concentrados sucesivos en los que cada clase se recupera por separado más o menos, sin contaminación de los otros elementos.

El uso de depresores no necesariamente está confinado a la flotación selectiva. Si no se toman precauciones, los minerales de la ganga son capaces de flotar, apareciendo en el concentrado y diluyéndolo en un grado indeseable. Esto puede deberse al hecho de haber sido envueltos por un colector usado en el circuito. Por ejemplo, el talco, algunas micas y lutitas y el grafito, pueden ser cubiertos en grados diversos por un espumante con propiedades colectoras, tal y como resulta ser con el aceite de pino. El cuarzo, en presencia de ciertos metales pesados y de sales alcalino-térreas, es capaz de adsorber sus cationes diseminados en solución, los que pueden activarlo al grado de hacerlo flotable en presencia de un ácido graso. En estos ejemplos se necesita el uso de un depresor para impedir una activación.

Una condición floculada de la pulpa puede causar que una cantidad excesiva de ganga flote, contaminando la espuma. La floculación se corrige en tales casos, mediante la adición de un reactivo dispersante, el cual es muy similar, en su acción, a un depresor. El dispersante usualmente es un compuesto ionizable, uno de cuyos iones es adsorbido en la superficie de los minerales de ganga, dotándolos de una carga electrostática. En esta condición, ellos se repelen entre sí y permanecen dispersos en la pulpa como partículas separadas. Ciertos coloides pueden también ser empleados para el mismo objetivo.

II.8.4. FLOCULANTES Y DISPERSANTES.

En general, los floculantes sirven para aglomerar las partículas finas en suspensión, para formar partículas más grandes susceptibles de flotar. Por el contrario los dispersantes se emplean para separar partículas que se en-

cuentran aglutinadas.

FLOCULANTES

Las partículas cubiertas por el colector, no necesariamente se adhieren en lo individual a las burbujas en una máquina de flotación. Llegan a estar en contacto entre sí en la pulpa lo mismo que con las burbujas, y cuando chocan tienden a pegarse, porque las envolturas constituidas por hidrocarburos desarrollan más atracción una con otra, que con respecto una a otra con el agua. La formación de grumos, que se efectúa de este modo, recibe la denominación de floculación. Los flóculos pueden llegar a adherirse a las burbujas en la máquina de flotación, como si ellos fueran partículas consideradas individualmente, formando una espuma "blindada" de apariencia compacta que es característica de la flotación por espumas. La fuerza de adhesión que se conserva intacta con los flóculos, es una función de la energía interfacial "SW" de las superficies originales cubiertas por el colector. Si el área total de contacto de las partículas de un floc es "s", entonces, una área de "2s" y una energía equivalente de "2s SW", desaparece con la formación del floc. Por tanto esta cantidad de energía se necesitaría para desbaratarla. Con los colectores comunes, tales como los xantatos y los aerofloats, la persistencia de adhesión puede ser suficiente para conservar un floc más o menos intacto durante la flotación, sea como fuere en la zona superior menos violenta de una celda de flotación, donde las burbujas al elevarse, colectan la mayoría de su carga de partículas minerales. Con colectores muy potentes, particularmente con ácidos grasos de cadena larga empleados para minerales no metálicos, la floculación puede ser tan intensa que las partículas de la ganga quedan atrapa-

das y encerradas en el interior de los flóculos, por lo que varias operaciones de limpia pueden necesitarse para conseguir un producto final aceptable.

La floculación no queda sólo confinada a la aglomeración de partículas minerales revestidas con el colector como antes se expresó, ocurre siempre que el agrupamiento de partículas minerales, ya sea de las que forman las rocas o de cualquiera otras, constituye agregados que van acompañados de una reducción en la energía superficial. La resistencia que ofrece el floc, depende del descenso de energía consecuente a su formación, el cual, como ya se explicó, determina la persistencia de adhesión de las partículas entre sí. El uso de la cal para incitar la floculación a manera de aumentar la velocidad de asentamiento de una pulpa, es bien conocido en el sector minero. El alumbre, las sales ferrosas y férricas, etc., se emplean para el mismo objetivo en la industria química. Su acción no se entiende del todo, pero parece ser que el floculante se combina con los iones que ligan o unen la superficie sólida a la fase agua, con la formación de una película relativamente insoluble. Las partículas en esta condición tienden a formar flocs o grumos en virtud de que sus superficies, siendo relativamente insolubles, esto es, repelentes al agua, se concentran colocadas con un nivel de energía más bajo cuando están suspendidas individualmente en agua.

Una tercera clase de agentes floculantes consisten en gomas polimerizadas, resinas y polímeros sintéticos de composición similar, combinados con grupos que atraen al agua para dar a los compuestos alguna solubilidad. Sus grupos no polares consisten de algo que puede ser representado como láminas de hidrocarburos algo abultados. Los grupos polares son aquellos que

son fácilmente absorbidos por las superficies de rocas o de minerales y las partículas así cubiertas flocculan bajo el mismo principio como minerales cubiertos por el colector. Una intensa floculación puede obtenerse con muy pocas cantidades de estos compuestos.

DISPERSANTES

Los coloides orgánicos además de ser depresores específicos como se ha descrito anteriormente, son también dispersantes en lo general, o reactivos defloculantes, en especial la dextrina, el almidón y el quebracho. Sin embargo, no son muy apropiados para este objeto en flotación porque si están presentes en cantidades mayores que la correspondiente a lo indispensable que motiva su uso, ellos se depositan sobre todos los sólidos que forman la pulpa, incluyendo todos los minerales que han sido cubiertos por el colector, haciendo imposible que se realice la flotación. Cuando se requiere la dispersión de la sílice y de minerales silicatados y de óxidos conteniendo fierro, y éstos componen el grueso de los minerales de la ganga en la mayoría de las menas, los dispersantes alcalinos por lo general son más satisfactorios, puesto que son menos críticos en su acción y consecuentemente más fácilmente controlados. Ellos comprenden: el carbonato de sodio, la sosa cáustica y el silicato de sodio. El más común de todos y el menos crítico en su acción es la sosa cáustica. La sosa cáustica es un depresor suave y puede ser usado al mismo tiempo para regular el pH de la pulpa. Un pH por encima de casi 10, no puede ser conseguido con el carbonato de sodio, excepto con adiciones muy grandes a causa de su acción amortiguadora. Si se requiere un pH más alto, algún otro álcali puede ser usado. La cal no es apropiada por su facilidad para floccular la pulpa y en presencia de iones carbonato, se precipita como carbonato de

calcio. La sosa cáustica precisamente con el carbonato de sodio produce un alto PH con una buena dispersión. Raras veces se usa el carbonato de sodio en virtud de su costo. Tiene la desventaja adicional, cuando se usa solo, que como posee acción amortiguante, pequeños cambios en su concentración dentro de la pulpa, producirán grandes cambios en el pH. Las variaciones en la velocidad de alimentación o en la relación agua-sólidos de la pulpa, tales como las que ocurren de tiempo en tiempo en la mayoría de las plantas de beneficio traerían poco más o menos tales cambios y podrían hacer muy difícil el control de la flotación en un circuito en el que es esencial una estricta regulación del PH. Una de las pocas operaciones en las que se usa la sosa cáustica sin carbonato de sodio, corresponde a la flotación de la roca fosfórica. La sosa cáustica se agrega al acondicionador con ácido graso colector y combustóleo. Su función en este caso, probablemente se refiere no sólo a emulsionar el aceite pesado sino también a controlar el pH o a promover la dispersión.

El más potente de los dispersantes alcalinos, es el silicato de sodio. La variedad semilíquida conocida con el nombre de vidrio soluble, corresponde a una mezcla de silicatos con casi 50% de agua, siendo usada en la mayoría de las plantas para preparar la solución, pero para el caso de centros mineros alejados, el metasilicato de sodio anhidro, puede resultar más económico puesto que es menos voluminoso para transportar. Su acción es sustancialmente la misma. Puesto que la mayoría de los silicatos metálicos y de los silicatos alcalino-térreos son insolubles en agua, el silicato de sodio no deberá ser usado en un circuito conteniendo cualquier cantidad grande de sales solubles de hierro, calcio, magnesio, etc.,

algunas de las cuales, o bien todas ellas, se encuentran casi siempre en la pulpa acuosa después de la molienda. Sin embargo, el completo ablandamiento del agua del circuito, por lo común no es necesario, pues la mayoría de los cationes que se interponen, pueden ser precipitados por el carbonato de sodio o por el hidróxido. Por esta razón, el carbonato de sodio puede ser empleado o en combinación con silicato de sodio, u ocasionalmente, con sosa cáustica. La primera combinación es preferible, pues es más barata que el silicato usado solo, o que la mezcla con sosa cáustica, siendo más crítico el control del pH. Ambas combinaciones son capaces de dispersar la pulpa sin interferir con la flotación de los minerales revestidos por el colector. Una desventaja del silicato de sodio y también de los coloides orgánicos, es que los minerales de ganga pueden llegar a hallarse tan completamente dispersos, que la porción lamosa de las colas no puede asentarse en los espesadores o en un área mucho mayor como resulta ser la presa de jales. La cal o algún otro agente flocculante, tiene que ser añadidos para coagular la pulpa y la cantidad requerida puede resultar prohibitiva si la dispersión ha sido conducida o llevada al exceso. La cantidad de dispersante o de silicato añadido al circuito, deberá por tanto, ser mantenida tan baja como sea posible.

La acción dispersante del silicato de sodio parece ser algo similar a la de los coloides orgánicos. En solución, tiende a formar miscelas hidrófilas cargadas negativamente. Por lo general se asume que éstas son absorbidas en la superficie de los minerales de ganga, en especial en la sílice, silicatos y óxidos que contienen hierro dándoles o dotándolos de una carga negativa y así induciendo la dispersión por repulsión electrostática.

El carbonato de sodio y el hidróxido no forman micelas y su acción probablemente se debe a su adsorción por parte del grupo de iones hidróxilos cuando éstos están presentes en concentraciones suficientes, esto es, cuando el pH es bastante alto. En el caso de un circuito en que se use carbonato de sodio, no se sabe si el ión carbonato es adsorbido o si el reactivo simplemente sirve para establecer las condiciones correctas del pH para la adsorción del ión hidróxilo.

PREPARACION DE LA PULPA PARA FLOTACION

Para preparar la pulpa para flotación ciertas condiciones son necesarias de satisfacer si la acción de los reactivos debe ser efectiva. En primer lugar es fundamental que la mena se humedezca convenientemente, esto se logra usualmente conduciendo la etapa final de molienda, en agua. Normalmente la molienda deberá extremarse hasta liberar substancialmente todas las partículas minerales que van a concentrarse. Deberá tenerse en cuenta que no siempre esto es necesario. Con algunas menas, es posible flotar partículas del mineral que no han sido liberadas de la ganga. En tales casos puede resultar más económico moler el mineral hasta el tamaño de la malla más gruesa a la que, colas relativamente bajas en valores, pueden ser obtenidas con la producción de un correspondiente concentrado de baja ley que contenga el mineral valioso no liberado. Este concentrado de baja ley, remolido y flotado, dará un concentrado del grado requerido para la siguiente etapa de tratamiento (etapa de limpia).

Cuando un mineral lleva sustancias valiosas diseminadas y que fácilmente responden a la flotación, el límite superior de molienda normalmente está

colocado entre las mallas 35 y 48, puesto que aquellas partículas superiores en tamaño tienden a desprenderse de la espuma cayendo al fondo. Sólo unos cuantos minerales de bajo peso específico, tales como el carbón y el grafito, pueden ser flotados con tamaños de partículas más gruesas. El límite más bajo está gobernado principalmente por el hecho de que una molienda sustancialmente llevada a través de la malla 200, es demasiado costosa para que resulte económica.

PREPARACION DE REACTIVOS

Un almacén de reactivos y un cuarto para prepararlos o un compartimiento adecuado deberá establecerse en el edificio de la planta de flotación tan cerca como sea convenientemente posible al extremo en que se alimentan las máquinas de flotación. Tanques preparadores dotados de agitadores y, si fuere necesario, de algún medio o método de calentamiento, deben de instalarse para cada uno de los reactivos solubles. Las soluciones serán elevadas por bombeo cuando se requiera, a los tanques de almacenamiento situados arriba del nivel en que los alimentadores de reactivos que están abasteciendo a las máquinas de flotación. Los reactivos secos deberán almacenarse y manejarse sobre un piso o plataforma colocada un poco más alta que el piso de preparación de reactivos, pues este último tiene que ser lavado periódicamente con mangueras y agua, y puede encontrarse húmedo durante gran parte del día.

Si el diseño de la planta es tal que el piso en que están colocadas las bombas empleadas en la flotación, se encuentra al mismo nivel del terreno en el piso de arriba en que estén situadas las máquinas de flotación, el cuarto o compartimiento de preparación de soluciones puede ser convenientemente

temente colocado en el piso en que se lleve a efecto la flotación, siendo los reactivos subidos por el elevador o por una grúa de que siempre se dota al equipo de almacenes.

MÉTODOS PARA LA ALIMENTACION DE REACTIVOS

Los reactivos que son sólidos estables, tales como la cal y el carbonato de sodio pueden ser alimentados al circuito, en forma sólida. El aparato usualmente empleado consiste en una banda transportadora, de 6" de ancho, que se desliza o corre por debajo de una tolva que está llena de reactivo. La banda deberá ser movida por un motor de velocidad variable para el caso de que se requieran amplias variaciones en la velocidad de alimentación.

Los terrones suficientemente grandes que pudieran atorarse en la puerta de salida ajustada a su más baja altura, deberán ser cernidos o tamizados, quebrándolos antes de ser depositados en la tolva. Si el reactivo tiende a atorarse formando un arco o puente de salida, deberá emplearse un vibrador eléctrico en la parte de atrás de la tolva cerca del fondo.

Los reactivos que se descomponen en el aire, aquellos que sólo se necesitan en cantidades pequeñas y los reactivos líquidos, usualmente se alimentan al circuito en formas de soluciones o en forma líquida, empleando para ello alimentadores de copa o de artesa. Un diseño común de alimentador de artesa o cubo volcador se muestra en la Fig. No. 6. Consiste de un tanque dividido en cualquier número deseado de compartimientos, en el que está montada una flecha que soporta varios discos de acero de 18" a 36" de diámetro, un disco por cada compartimiento. Brazos cortos de acero se encuentran sujetos con pernos a intervalos regulares de 4" a 6" alrededor en la periferia. De cada brazo están suspendidos pequeñas artesas (o cubos),

algunas veces sólo uno, que se sostiene en su lugar, mediante resaltos o rebordes anulares colocados en cada brazo; alternativamente pueden usarse pasadores de aletas (chavetas hendidas) que atraviesan los agujeros perforados a través del brazo.

Las paredes laterales de las artesas están perforadas con agujeros un poco más grandes que los rebordes, de tal modo que las artesas poseen agujeros ligeramente más grandes que los rebordes, de tal modo que las artesas pueden deslizarse dentro o fuera de la flecha rápida y fácilmente y pueden moverse u oscilar libremente sin ocasionar movimiento lateral cuando estén en su lugar. La flecha y discos son accionados por un motor con engranaje reductor, a una velocidad para la periferia del disco que usualmente es de cerca de 10 pies por minuto, pero que puede ser mayor en plantas grandes. Montado en la pared lateral de cada compartimiento se encuentra un brazo horizontal volteador que puede ser regulado en una dirección vertical para que vuelque parte de todo el contenido de las artesas o cubos. También puede ser movido hacia adentro o hacia fuera, horizontalmente, para inclinar (volcar) sólo uno o ambos juegos de artesas. Cada compartimiento se llena con uno de los reactivos líquidos o de las soluciones requeridas. En el punto más bajo de su viaje o trayectoria las artesas se sumergen en el líquido y se llenan. Entonces son impulsadas hacia arriba por el disco giratorio hasta que, en su punto más alto, alcanzan el brazo horizontal volteador que hace se derrame, al inclinarse, la cantidad deseada del líquido conforme pasan los cubos. El líquido cae en una cubeta pequeña de donde es llevado por una tubería al punto requerido en el circuito.

Una modificación del alimentador ya descrito, lleva artesas fijas en lu-

gar de artesas basculantes sujetas al disco rotatorio, como se ilustra en la fig. No. 6 . Las artesas están espaciadas regularmente en la periferia de un disco metálico que gira a una velocidad constante, semisumergido en un depósito que contiene reactivo líquido, el cual es levantado por éstas, vertiendo su contenido controlado, en una pequeña canal dosificadora. En otros modelos, la canal receptora se mueve longitudinalmente. Ambos tipos pueden ser correctamente ajustados para descargar cualquier cantidad del líquido, desde unas cuantas gotas, hasta la totalidad del cupo de las artesas, por minuto. Los alimentadores son accionados por motores unidos a sus correspondientes engranes a velocidades que son del mismo orden que las de los alimentadores de artesas basculantes. Se fabrican de acuerdo con los tamaños del disco y de la artesa, ya sea usando simples discos, o bien compartimientos múltiples. Tienen la ventaja sobre el tipo de artesas basculantes, que son más manuales y capaces de alcanzar un ajuste considerablemente más preciso. Normalmente se fabrican de acero dulce con acero prensado, o de tanques de hierro colado, aunque en ocasiones son construidos de acero inoxidable para resistir la acción de reactivos corrosivos, tales como el Aerofloat líquido.

En tanto que puede ser conveniente en plantas pequeñas montar alimentadores individuales de reactivos en la máquina de flotación en el punto o puntos donde sean requeridos, es preferible en una planta o instalación grande, agruparlos en una plataforma colocada a la cabeza de la sección de flotación lo suficientemente alta para permitir que los reactivos sean llevados por tuberías o mangueras a sus respectivos puntos de admisión.

CAMPO DE APLICACION GENERAL

Los Xantatos se adaptan a la flotación de los minerales sulfurados y ele-

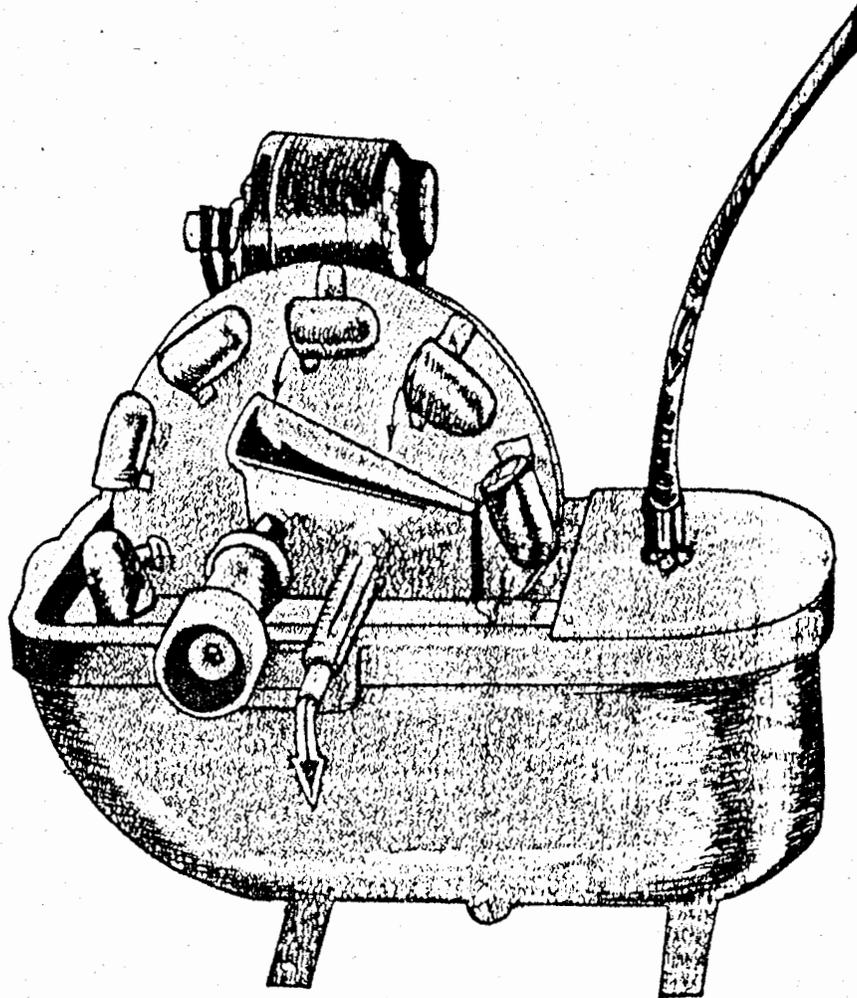


FIG. NO. 6 ALIMENTADOR DE ARTESA

mentos metálicos tales como cobre, plata y oro, así como también a un buen número de minerales oxidados de cobre y plomo. La flotación generalmente se lleva a cabo en una pulpa alcalina, aunque en algunos casos pueden usarse pulpas ligeramente ácidas. Los xantatos tienden a descomponerse en soluciones con un pH inferior a 6.0.

Los floculantes no iónicos son efectivos en la mayoría de los sólidos. De hecho estos polímeros se han usado y se siguen usando con pulpas neutras, ácidas y alcalinas para espesamiento y filtración.

La aplicación específica más difundida que tienen los floculantes, es en las operaciones de lixiviación, donde crean algunas de las separaciones de líquidos y sólidos más difíciles con que se tropieza la industria minero-metalúrgica.

Los floculantes se usan extensamente en la cianuración del oro. Además tienen aplicación en el tratamiento de minerales de níquel, en la clasificación del agua de ríos y de minas, en el espesamiento, sedimentación o filtración de concentrados y de jales o colas de flotación.

II.9. PROMOTORES PARA MINERALES METALICOS Y SULFUROSOS (Usos).

a) PROMOTORES AEROFLOAT LIQUIDOS:

Los Promotores Aerofloat 15, 25, 31, 33 y 242 son, básicamente, ácidos aril-ditiofosfóricos. Los Promotores Aerofloat 31, 33, y 242 contienen, además una pequeña cantidad de un promotor secundario de solubilidad limitada. Los Promotores Aerofloat 135 y 194 son de distinta composición química y, a diferencia de los demás miembros de este grupo de colectores, fueron desarrollados específicamente para flotación en circuitos ácidos.

Estos promotores presentan propiedades espumantes cuya intensidad decrece en el orden en que se anotan: Promotor Aerofloat 15, 25, 31, 33 y 242. El Aerofloat 242 posee propiedades espumantes muy débiles. Los Promotores Aerofloat 135 y 194 no tienen propiedades espumantes.

Los Promotores Aerofloat 15 y 25 son de uso general como promotores selectivos para la flotación de sulfuros y combinan propiedades tanto promotoras como espumantes. El Aerofloat 15 es un colector menos energético, pero es un espumante más fuerte que el Aerofloat 25.

Los Aerofloat 31 y 33 poseen características físicas esencialmente similares al Aerofloat 25, pero son colectores más energéticos que éste.

El Aerofloat 242 es un promotor fuerte, soluble en agua y con ligeras características espumantes; es especialmente útil cuando se necesita un pro-

motor selectivo, rápido y activo, y cuando no es posible acondicionar el promotor con la pulpa. Debido a su solubilidad limitada en agua, los promotores Aerofloat 15, 25, 31 y 33, deben ser alimentados en su forma original. Pueden ser mezclados entre sí en todas las combinaciones, y también con ácido cresílico en el caso de necesitarse un espumante adicional. Debido a su solubilidad parcial en el agua, se obtienen mejores resultados añadiéndolos a un acondicionador o al molino de bolas, de modo que estén completamente acondicionados con la pulpa antes de que ésta entre a la celdas de flotación.

En aquellos casos en que se requieran cantidades de colector extremadamente pequeñas, se puede preparar una emulsión mecánica del colector, antes de alimentarlo al circuito de flotación.

AEROFLOAT LIQUIDOS

REACTIVO

USOS

Aerofloat 15

Solo o combinado con promotores Aerofloat (secos) o Xantatos Aero, es un promotor efectivo para sulfuros de Ag, Cu, Pb y Zn, cuya flotación promueve selectivamente en presencia de sulfuros de hierro en un circuito alcalino. También es valioso como promotor secundario y espumante primario en la flotación de menas de Au, donde se recomienda sea usado con el promotor Aerofloat 208 y Aero Xantato 301.

Aerofloat 25

Es ampliamente usado como un promotor efectivo para minerales sulfurosos de Ag, Cu, Pb y Zn. Generalmente no flota fácilmente los minerales sulfurosos de hierro en un circuito alcalino. En un circuito ácido o neutro es un promotor espumante fuerte y no selectivo para todos los sulfuros.

Los promotores Aerofloat 15 y 25 también han hallado aplicación en la flotación de arena para vidrio, donde su principal función es la de estabilizar la espuma.

Aerofloat 31

Combinado con el promotor Aerofloat 25 se emplea principalmente en la flotación de sulfuros de Pb y Ag. Es también muy adecuado para la flotación de menas oxidadas de Au y menas de sulfuro de cobre argentífero.

Aerofloat 33

Se usa principalmente en la flotación de galena. También se usa como colector de Au y Cu metálicos, así como sulfuro de Cu. Es ligeramente más fuerte y menos selectivo que el promotor Aerofloat 31. Promueve la flotación de partículas de minerales no liberadas así como partículas gruesas de sulfuros liberados.

Aerofloat 242

Este promotor es el más selectivo de los promotores Aerofloat líquidos y es una forma soluble en agua

del promotor Aerofloat 31. Es un promotor fuerte y ha encontrado gran aceptación particularmente en la flotación de sulfuros de Pb y Cu y en la presencia de sulfuros de esfalerita y hierro, donde la selectividad hacia estos últimos sulfuros representa un problema serio. Es un promotor de acción rápida y muy adecuado para la alimentación por etapas en los circuitos de flotación. En algunos casos se ha usado como promotor en la flotación de sulfuros de Zn.

Aerofloat 194

Este colector se desarrolló específicamente para la flotación de sulfuros y Cu metálico en circuitos ácidos, tales como LPF (Lixiviación-Precipitación-Flotación) a niveles de pH de 4 a 7. Es un colector de tipo parcialmente oleoso, fácilmente dispersible en agua mediante una agitación vigorosa. La dispersión no es estable y se recomienda alimentarla sin dilución posterior al circuito de molienda, al acondicionador o a las celdas de flotación. El promotor Aerofloat 194, debe probarse en dosis que varíen entre 0.01 a 0.10 libras por tonelada de mena. Las dispersiones de este promotor, al permanecer sin movimiento por largos períodos, puede presentar sedimentos de precipitado coloidal, pero esto en nada afecta sus propiedades promotoras ni interfiere con la alimentación.

Aerofloat 135

Este promotor se desarrolló para la flotación en medios ácidos, donde funciona esencialmente como promotor conjunto de los sulfuros. Al igual que el promotor Aerofloat 194, es un buen colector para sulfuros de Cu y Cu metálico y, por tanto, merece evaluarse en el circuito LPF.

Debido a que el promotor Aerofloat 135 es un líquido oleoso de limitada solubilidad en agua su uso se prefiere al alimentarlo al molino de bolas o de barras o al acondicionador. Tiende a hidrolizarse en presencia de agua, por lo que no se recomienda alimentarlo como emulsión, si ésta ha de almacenarse durante cualquier período de tiempo.

Las películas de recubrimiento del Aerofloat 135, pueden ser destruidas rápidamente por el acondicionamiento con cal en un circuito alcalino. Esta característica permite la flotación conjuntiva en circuitos ácidos, seguida por flotación diferencial en un circuito alcalino con colectores selectivos apropiados, tales como los Aerofloats y Xantatos débiles.

b) PROMOTORES AEROFLOAT-SECOS

Los promotores Aerofloat son sales del ácido alquil ditioposfórico que fueron desarrollados originalmente para cubrir la necesidad de promotores Aero

float que tuvieran pocas o ningunas características espumantes. Se emplean extensamente en la flotación de menas de cobre-plomo-zinc, donde hace falta una acción rápida combinada con selectividad respecto a sulfuros de hierro y/o zinc. Comparados con los Xantatos y los promotores de la serie 400, y en algunos casos con los promotores Aerofloat líquidos, los promotores Aerofloat secos son más selectivos en la flotación de sulfuros de cobre, en presencia de sulfuros de zinc y hierro, o en la flotación de sulfuros de zinc derivados de sulfuros de hierro.

Estos reactivos son prácticamente no espumantes y solubles en agua. Habitualmente se alimentan a los circuitos de flotación en soluciones acuosas de 5 a 20%. La gama de promotores Aerofloat incluye al promotor Sodium Aerofloat y a promotores Aerofloat 208, 211, 238, 243 y 249. Los promotores Aerofloat de este grupo son diferentes en su composición.

En general, y fundamentalmente debido a su selectividad hacia los sulfuros de hierro, los promotores Aerofloat secos, pueden usarse con menor alcalinidad que los Xantatos para obtener resultados óptimos y especialmente en presencia de sulfuros de hierro de cobalto y de níquel.

ALROFLOAT SECOS

Reactivo	Usos
Sodium Aerofloat Ditiofosfato dietílico de sodio ;	Este promotor ha sido ampliamente aceptado en la flotación de Zn, particularmente cuando se desea selectividad con respecto a la pirita u otros sulfuros de hierro. Este reactivo es un

colector eficaz y selectivo de Zn. También se emplea extensamente en la flotación de minerales sulfurosos de Cu, especialmente ante la presencia de pirita, a la que no promueve activamente. El Sodium Aerofloat, no es colector de galena.

Aerofloat 208

(Ditiofosfato dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio)

La mayor aplicación de este promotor se encuentra en la flotación de menas de Au, Ag y Cu. Es uno de los mejores promotores desarrollados para metálicos, tales como el Au, Cu y Ag. Este reactivo, con frecuencia combinado con Xantato Aero 301, es un promotor ideal para menas de Au, y se emplea extensamente con este propósito. Este promotor es ligeramente más potente que el Sodium Aerofloat.

El promotor Aerofloat 208 fue muy selectivo para la flotación de oro metálico fino, liberado de sulfuros y ganga.

En aquellos casos en que el oro se presenta en parte libre y en parte asociado con pirita y otros sulfuros, se usa extensamente la combinación de Aerofloat 208 y Xantato Aero 301, y en ocasiones también con Aerofloat 15 como promotor suplementario como principal o único espumante.

El Aerofloat 208 también es un colector eficaz para chalcosita, bornita y covelita.

Aerofloat 211
Ditiofosfato diso-
propílico de sodio) Este reactivo es similar pero más potente que el Sodium Aerofloat y al igual que él, se usa extensamente en la flotación de esfalerita y la flotación de marmatita donde es importante la selectividad hacia la pirita.

De la misma manera que con el sodium Aerofloat, puede ser útil el empleo de un xantato Aero, adicionándolo generalmente en la etapa agotativa de la flotación. Algunos investigadores y operadores manifiestan haber logrado mejor recuperación de esfalerita lamosa con este promotor.

Aerofloat 238
Ditiofosfato di-
butílico secunda-
rio de sodio). Este reactivo se asemeja al Aerofloat 208, y por lo tanto es un colector eficaz para el oro y para menas con sulfuros de plata, cobre y zinc. No es buen colector de galena y al igual que los promotores Aerofloat ya mencionados, tiene una considerable selectividad con respecto a la pirita en un circuito alcalino. Este reactivo es un promotor excelente para sulfuros de cobre y especialmente útil en la flotación de chalcopirita en presencia de pirita cuando se desea mayor selectividad.

- Aerofloat 243 Este reactivo se asemeja al promotor Aerofloat 211, (Ditiofosfato di-isopropílico de sodio) pero es ligeramente más potente. Es un colector excelente para menas de Au, Ag, Cu y Zn.
- Aerofloat 203 Promotor para menas sulfurosas de Au, Ag, Cu y Zn. Más fuerte que Aerofloat de sodio.
- Aerofloat 249 Es un colector excelente para el Cu, particularmente cuando los medios constituyen un problema serio y aún se desea la selectividad. Tiende a producir más espumas que los demás promotores Aerofloat, por lo tanto necesitará menos espumante.
- Aerofloat 213 Promotor para menas de Au, Ag y Cu, tiene alguna tendencia a espumantes.
- Aerofloat 239 Fuerte promotor no selectivo para menas de sulfuros de Zn, Cu y de Au. También es espumante.
- Aerofloat 241 Promotor espumante para menas minerales sulfurosos de Ag, con Pb, Cu y Zn.

XANTATOS

Los Xantatos usados como reactivos para flotación son sales de sodio o potasio del ácido xántico (o ditiocarbónico). Comercialmente se producen a partir de alcoholes que poseen entre 2 y 6 átomos de carbono.

Generalmente los xantatos que contienen más de 6 átomos de carbono no son tan efectivos como aquéllos producidos de alcoholes con cadenas de carbono más cortas.

Bajo condiciones favorables, los xantatos son promotores excelentes para todos los minerales sulfurados. En ausencia de agentes modificadores, su acción es esencialmente no selectiva. En general, su eficiencia como promotores se incrementa con el aumento en el largo de la cadena de carbono, e inversamente, se tornan menos selectivos al aumentar la longitud de la cadena de carbono. Así el xantato etílico es el más débil y a la vez el xantato más selectivo. Los xantatos amílico y hexílico son los promotores más potentes y menos selectivos. Cuando los xantatos se usan conjuntamente con un agente sulfurizante, tal como sulfuros de sodio o sulfuro ácido de sodio, son buenos promotores en la flotación de menas oxidadas de plomo y cobre. Con este propósito se emplean con más frecuencia los xantatos isopropílico y amílico.

Los laboratorios Cyanamid, producen xantatos en forma de pelotillas cilíndricas que los hace prácticamente libres de polvo y fáciles de manejar. Las pelotillas de xantato tienen mayor densidad a granel que el xantato en polvo. Estas pelotillas de xantato son lo suficientemente pequeñas, como para no alterar su grado de solubilidad.

Los productos de xantato denominados con la letra "Z", son producidos por los laboratorios Dow Chemicals.

- Xantato Z-3 Es uno de los colectores más ampliamente usado para flotación volumétrica de Cu y otros sulfuros complejos.
- Xantato Z-4 Tiene el mismo uso que el Z-3 pero preferido por algunos, debido a su mayor contenido de Xantato.
- Xantato Z-5 Es un poderoso selector y floculador para flotación lenta de sulfuros semioxidados.
- Xantato Z-6 Tiene poder colector del mismo orden que el Z-5, Excelente para flotación lenta de Au metálico, arsenopirita y minerales sulfurosos.
- Xantato Z-9 Colector para menas de sulfuros de Pb, Zn, Fe. Poder colector superior y selectividad hacia pirita en circuitos de limpia.
- Xantato Z-8 Superior al Z-9 en poder colector. Excelente para minerales sulfurosos deslustrados o metálicos.
- Xantato Aero 301
(Xantato butílico secundario de sodio) Se usa ampliamente en la flotación conjunta de todos los minerales sulfurosos y, bajo condiciones adecuadas, para la flotación selectiva de menas de Cu y esfalerita, después de la activación con sulfato de C. En combinación con el promotor Aerofloat 208 se usa ampliamente en la flotación de menas de Au. También se emplea frecuentemente

en conjunto con los promotores Aerofloat 15 ó 20 para producir una combinación promotora-espumante. El Xantato 301 también ha sido empleado con bastante éxito, en la flotación de arsenopiritas y sulfuros de cobalto y níquel.

Xantato Aero 303 (Xantato Etílico de Potasio)
 Xantato Aero 325 (Xantato Etílico de Sodio)

Estos dos reactivos son esencialmente similares en su acción como colectores en flotación; y siendo los de cadena de carbono más corta, se les aplica especialmente cuando se busca la máxima selectividad. Se pueden usar solos o en combinación con uno o más promotores Aerofloat. A igualdad de peso el Xantato Etílico de Potasio contiene más Xantato disponible que la correspondiente sal sódica.

Xantato Aero 317
 (Xantato Isobutílico de Sodio)

Es un promotor muy enérgico y no selectivo para todos los minerales sulfurosos. Este promotor se considera como el mejor para la flotación de pirita en circuitos naturales, o sean los circuitos en los que el pH no ha sido ajustado ni con cal ni con ácido.

Xantato Aero 343
 (Xantato Isopropílico de Sodio).

Este reactivo es el más usado en la flotación de minerales sulfurosos, debido principalmente a su bajo costo. Se emplea en gran escala en la flotación de Cu, Pb y Zn. Sin embargo en algunos casos

se prefiere usar alguno de los Xantatos más potentes.

Xantato Aero 350
(Xantato Amónico de Potasio).

Es útil en las operaciones que requieran un promotor potente y no selectivo para los minerales sulfurosos. Con frecuencia se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación "bulk", donde se emplea un promotor más selectivo.

El Xantato Aero 350 es el preferido para la recuperación de los minerales oxidados de plomo y Cobre después de la sulfurización aunque en algunos casos, por razones de economía se da preferencia al Xantato Aero 343.

PROMOTORES PARA OXIDOS METALICOS Y NO METALICOS.

Los promotores que se usan frecuentemente para la flotación de menas no metálicas, no-sulfurosas y ácidos metálicos, incluyen los promotores de la serie 700 y otros promotores del tipo ácido graso, los promotores de la serie 800, y promotores catiónicos tal como el Promotor Aeromine 3037.

PROMOTORES DE LA SERIE 700

Los promotores Aero serie 700 son productos del tipo ácido graso de origen vegetal. Incluidos en este grupo están los promotores Aero 710, 723 y 756.

Los usos principales de esta serie, cubren las siguientes aplicaciones: la flotación de menas de hierro; la eliminación de minerales pesados que constituyen impurezas de arenas para fabricación de vidrio; la flotación de minerales no metálicos tales como cromita, scheelita, fluorita, carbonatos de calcio y de magnesio, ilmenita y roca fosfórica incluyendo apatita.

PROMOTOR AERO 710

Este reactivo es el jabón sódico de un ácido graso crudo y por lo tanto contiene ácidos oleico y linoleico además de una cantidad apreciable de ácidos rosínicos. Es soluble en agua y generalmente se alimenta a la flotación como solución al 5-20%. Con frecuencia se emplea el promotor Aero 710 en combinación con ácidos grasos más refinados como los promotores Aero 723 y 765.

Además de los usos mencionados para promotores Serie 700, el promotor Aero 710 se usa como promotor secundario en la flotación de menas de metales básicos y de metales preciosos, donde funciona principalmente como estabilizador de la espuma.

PROMOTOR AERO 723

Este reactivo es un ácido graso refinado con un contenido de ácidos grasos total de 92% y un contenido de ácido rosínico de 4%. Los ácidos grasos están presentes en partes aproximadamente iguales de ácidos oleico y linoleico.

El promotor Aero 723 se usa como promotor principal en la flotación de menas de espato flúor o fluorita.

PROMOTOR AERO 765

El promotor Aero 765 es un ácido graso altamente refinado y consiste esencialmente de ácidos oleicos y linoleicos, una pequeña cantidad de ácido rosínico y un agente emulsionante con base de ácido graso. El promotor Aero 765 es una forma emulsionable del promotor Aero 723, que se dispersa fácilmente en agua y por tanto, puede alimentarse a la flotación en concentraciones de 5-10%. Su facilidad de dispersarse en agua generalmente mejora su eficacia promotora, permitiendo así dosis más pequeñas que las necesarias con ácidos grasos ordinarios. Siendo dispersible en agua, el promotor Aero 765 es particularmente eficaz en circuitos de agua fría.

PROMOTORES SERIE 800

Estos promotores aniónicos , tipo sulfonato, fueron desarrollados originalmente para llenar la necesidad existente de reactivos de bajo costo capaces de colectar mineral ferroso al tratar por flotación menas de hierro de baja ley. Los promotores Aero de la Serie 800 son reactivos excelentes para este objeto y además han encontrado aplicación en la flotación selectiva de algunos minerales metálicos y no metálicos. Actualmente se usan

mucho para eliminar por flotación minerales ferrosos y otras impurezas de los feldespatos y de las arenas para fabricación de vidrio, con lo que se logra que estos productos no-metálicos llenen las requeridas especificaciones del mercado. También han sido empleados con éxito, en escala comercial para el tratamiento de menas de granate, cromita, baritina o barita, cianita y rodocrosita. Además, ensayos de laboratorio han probado que los promotores de la serie 800 son eficaces colectores selectivos de ciertas menas conteniendo carbonato de cobre.

La serie 800 incluye los promotores Aero 801, 825 y 899, que son jarabes viscosos o pastosos, de color obscuro y solubles o dispersibles en agua. Se alimentan a la pulpa de flotación en forma de solución o dispersión acuosa al 5-20% de concentración. Los reactivos de esta serie tienen además propiedades espumantes específicas.

En ciertos casos, especialmente en la flotación de arena silícea, se prefiere el uso combinado de los promotores Aero 801 y 825 para lograr mejor control de espuma, mayor eficiencia y el menor costo posible de reactivos.

Las cantidades necesarias varían entre 0.5 a 4 libras de reactivo por tonelada de mena.

En la flotación de menas de hierro de baja ley y de arenas silíceas, generalmente se hace necesario deslamar cuidadosamente la alimentación a la flotación para obtener los mejores resultados metalúrgicos y consumo mínimo de reactivos. Por otro lado, y ocasionalmente para ciertos no-metálicos como la barita, no se hace necesario eliminar las lamas por que éstas no interfieren con la selectividad y consumo de reactivos.

MÉTODOS DE APLICACION

En la eliminación de minerales ferrosos por flotación de cuarzo y feldespato, la alimentación de flotación se deslama y espesa a 65-75% de sólidos, acondicionándose después, con los promotores y aceite combustible en presencia de ácido fuerte, generalmente ácido sulfúrico. Este procedimiento se explica también por la flotación de menas de hierro, granate y cromita.

Se hace necesario acidular la pulpa para aumentar la selectividad del promotor y mejorar los resultados metalúrgicos. En términos generales, el pH durante el acondicionamiento debe ser entre 2 y 4. Las cantidades necesarias de colector varían mucho y se ven afectadas por el volumen del material a ser flotado y a la finura de la molienda. Por regla general, las dosificaciones son de 0.5 a 4 libras por tonelada de promotores Serie 800; 0.5 a 2 libras por tonelada de aceite combustible; y de ácido, según haga falta para mantener el pH. De ser necesario más espumante, puede usarse el promotor Aerofloat 31 o

un espumante Aerofroth que puede adicionarse durante el acondicionamiento o subsecuentemente durante la flotación.

Después de acondicionar los sólidos, generalmente durante un período hasta de 5 minutos, la alimentación a la flotación se diluye a 20-30% de sólidos y luego se flota. El pH óptimo en el circuito de flotación debe establecerse experimentalmente.

Para minerales como barita, fluorita, rodocrosita y scheelita, la flotación con el promotor Aero 825 se efectúa en circuitos alcalinos o neutros y, generalmente, no se hace necesario deslamar la pulpa. Si hace falta un espumante auxiliar, puede adicionarse el promotor Aerofloat 31 o un espumante Aerofroth.

El promotor Aero 801, desarrollado para la flotación de minerales ferrosos, también ha demostrado su aplicación como promotor de minerales tales como calcita, fluorita, barita, scheelita, wolframita, lepidolita, celestita y oxita.

El promotor Aero 899 se usa principalmente para la concentración por flotación de menas de hierro de baja ley. Este colector se comporta y tiene propiedades semejantes al promotor Aero 801.

El promotor Aero 825 es dispersible en agua. Es un promotor enérgico y produce menos espuma que el promotor Aero 801. En general, este promotor es de acción más selectiva que el promotor Aero 801.

PROMOTORES CATIONICOS

Esta clasificación tan amplia, incluye promotores tales como las aminas y las sales de las aminas; compuestos orgánicos análogos de las sales de amonio; compuestos orgánicos de sulfonio y fosfonio, en los que el azufre o el fósforo han reemplazado al átomo de nitrógeno del compuesto de amonio, y comprende también otros promotores que se ionizan de tal manera que el grupo hidrocarburo y el grupo reactivante del promotor, sean ambas partes del ion cargado positivamente (el catión).

Los promotores catiónicos se usan principalmente para separar la silvita (KCl) de la halita (NaCl). En soluciones de salmuera, las aminas y sales aminadas tendrán preferencia por el KCl separándolo por flotación del NaCl. Otro uso importante de los promotores catiónicos es en la flotación de sílica a partir de los concentrados bastos de roca fosfórica, y en separar feldespato del cuarzo en presencia de ácido fluorhídrico.

También es importante el uso de promotores catiónicos en la flotación de minerales de óxidos y silicatos de zinc después de sulfurizarlos.

PROMOTORES AEROMINE 3035 y 3037

El promotor Aeromine 3035 es la base pura de los promotores Aeromine. Siendo la base pura, es insoluble en agua, pero puede hacerse soluble mediante tratamiento con ácidos tales como acético, clorhídrico o sulfánico.

Para neutralizar completamente 100 libras del promotor Aeromine 3035, se necesitan 17 libras de ácido acético glacial. Si se desea obtener un producto con 0.5% de sal acética, se necesitará únicamente la mitad de la cantidad de ácido acético glacial. Esta última fórmula corresponde al promotor Aeromine 3037 que es soluble en agua.

Algunos operadores prefieren el Aeromine 3035 en lugar del producto parcialmente acetificado porque, a igualdad de pesos, su potencia colectora es mayor que la del promotor Aeromine 3037.

Generalmente estos reactivos de flotación se alimentan en dosis que varían de 0.1 a 0.5 libras por tonelada. Con frecuencia estos promotores se mezclan con petróleo diáfano o un aceite combustible ligero. Con la mayoría de los promotores catiónicos, estos dos colectores tienen algunas propiedades espumantes.

Además de los promotores Aeromine 3035 y 3037, también se produce la sal acética completa del promotor Aeromine 3035. Este producto es fácilmente soluble en agua.

Los trabajos de laboratorio indican que estos productos catiónicos ayudan efectivamente a la filtración de las arcillas finas.

II.10. ESPUMANTES (Usos).

La producción de un espumante persistente y de selectividad deseada, es de la mayor importancia para obtener éxito en las operaciones de flotación. La formación de espuma consiste en la introducción de pequeñas burbujas de aire en la pulpa que va a flotarse, para luego recolectar dichas burbujas enteras, cargadas de mineral, en la superficie de la pulpa. Esto se logra con la introducción de un espumante, o agente espumante en la pulpa de mineral.

Un buen espumante debe tener la propiedad de trasladarse fácilmente a la interfase agua-aire. Los espumantes más ampliamente usados son compuestos heteropolares y surfactantes, que contienen una parte polar, solubilizante y ávida de agua, y otra parte no-polar o ávida de aire. Los compuestos surfactantes de este tipo tienden a ser absorbidos en la interfase agua-aire en concentraciones mucho mayores que las que existen en la masa del líquido. En una interfase aire-agua, los espumantes se orientan con el grupo polar hacia el agua y el grupo no-polar hacia el aire.

Los hidrocarburos saturados insolubles en agua, como el kerosén, no formarán una espuma satisfactoria. Los hidrocarburos no saturados tienden a formar una espuma ligera. Los compuestos orgánicos, tales como el aceite de pino, alcoholes, fenoles y ácidos grasos, generalmente forman cantidades apreciables de una espuma relativamente estable.

Los espumantes solubles en agua que contienen varios grupos solubilizantes, han tenido una amplia aceptación. El espumante Aerofroth 65 pertenece a este tipo de compuesto.

Los espumantes comúnmente usados en la práctica moderna de flotación incluyen al aceite de pino, al ácido cresílico, alcoholes de cadena larga tales como algunos de los espumantes Aerofroth. Para impartir estabilidad a la espuma, en ciertos casos se usan compuestos que dan rigidez o inflexibilidad a la espuma. Las creosotas son típicas de esta clase de compuestos.

ESPUMANTES AEROFROTH

Los espumantes Aerofroth que ofrece la American Cyanamid Company son alcoholes alifáticos de cadena larga, con excepción del espumante Aerofroth 65 que es un producto soluble en agua y es del tipo poliglicol. Los espumantes Aerofroth se usan en la flotación de los minerales sulfurosos no metálicos, cuando se desea obtener una espuma selectiva y de textura fina, producen una espuma más o menos frágil que reduce el arrastre mecánico de partículas minerales indeseables en la espuma y por esta razón se prefieren el aceite de pino y el ácido cresílico. En el caso de menas lamosas, es conveniente obtener el tipo de espuma producido por los espumantes Aerofroth. La gama de espumantes Aerofroth incluye los Aerofroth 65, 70, 71, 73 y 77. Todos son líquidos claros que, con excepción del Aerofroth 65, tienen una viscosidad menor que el agua.

REACTIVO

USOS

ESPUMANTES AEROFROTH 65

Este reactivo es un espumante soluble en agua que se utiliza en la flotación tanto de minerales metálicos como no-metálicos. Cuando el Aerofroth 65 ha reemplazado a otros espumantes se han logrado reducciones en el consumo, en algunos casos hasta el 65%. El Aerofroth

65 tiende a producir un espuma más compacta y persistente que los demás espumantes Aerofroth. El espumante Aerofroth 65 tiene la ventaja de ser soluble en agua en todas proporciones.

ESPUMANTE AEROFROTH
70

Este espumante es del tipo de alcohol con 6 carbonos en cadenas laterales. Se usa mucho como espumante en la flotación de minerales tanto metálicos como no-metálicos. Como los demás espumantes Aerofroth, produce una espuma más selectiva y menos persistente que el aceite de pino o el ácido cresílico.

ESPUMANTE AEROFROTH
71

El espumante Aerofroth 71 es un alcohol de cadena larga y consiste de una mezcla de alcoholes con 6 a 9 carbonos. Es el miembro más reciente del grupo de espumantes Aerofroth de tipo alcohólico. Se está usando con mayor frecuencia en la flotación de minerales metálicos sobre todo cuando se desea tener una espuma más selectiva que la que produce el espumante Aerofroth 70. Su uso en algunas operaciones industriales ha producido concentrados de mejor ley y, usualmente, con menor consumo de espumante.

Se puede usar en combinación con otros espumantes alcohólicos, y con el aceite de pino con el cual es miscible en todas proporciones

ESPUMANTE AEROFROTH
73

Este espumante es muy usado particularmente para la flotación de minerales tales como talco, grafito, azufre, molibdenita y carbón, así como también menas con contenido de óxido de cobre. Al igual que los demás espumantes alcohólicos produce una espuma más frágil y menos persistente que el aceite de pino o el ácido cresílico. Puede ser usado solo o mezclado con otros espumantes.

ESPUMANTE AEROFROTH
77

Este espumante está compuesto de alcoholes de cadena larga y recta. Se usa ampliamente en la flotación de mineral tanto metálicos como no-metálicos. Produce generalmente una espuma algo más activa y persistente que el espumante Aerofroth 70.

ACIDO CRESILICO

El ácido cresílico continúa siendo un espumante popular, especialmente en la flotación de menas de plomo, cobre y potasa. Su poder espumante varía y está gene-

ralmente en relación con su temperatura de destilación. El destilado a menor temperatura produce una espuma más liviana y menos persistente que el destilado a temperaturas mayores.

El ácido cresílico es un espumante energético que, a diferencia de los espumantes alcohólicos, tiene algunas propiedades colectoras y por lo tanto, tiende a ser no selectivo. Se usa donde se requiere una espuma persistente y donde la selectividad no es problema.

ACEITE DE PINO

El aceite de Pino se continúa usando ampliamente como espumante en la flotación de sulfuros. Como el ácido cresílico, tiene algunas propiedades colectoras, especialmente con minerales tan fáciles de flotar como el talco, azufre, grafito, molibdenita y carbón. La espuma producida por el aceite de pino es generalmente más tenaz y persistente que la producida por el ácido cresílico y su mayor característica indeseable es la tendencia a flotar ganga.

Los principales compuestos surfactantes del aceite de pino son alcoholes complejos hidro-aromáticos como el terpinol.

Otros Espumantes elaborados por Laboratorios Diversos.

Reactivo	Usos
Lodo Acido	Se usa como espumante y promotor para flotación de sulfuros en volumen.
Alcoholes B-21 a B-30	Espumantes para sulfuros y no metales. Forma espuma frágil y deberá alimentarse por grados.
Aminas 220	Se usa para flotación de sílice y óxido de fierro en la barita. Actúa como espumante y promotor.
Avirol 80	Útil en la flotación de salmueras. También como espumante para sulfuros y no sulfuros
Anti Espumante H.F.	Se emplea como modificador de espuma para uso con reactivos catiónicos.
Barret 4	Tiene fuertes propiedades espumantes y colectoras. Usado extensivamente en menas de sulfuros.
Barret 634	Se emplea cuando se desea una espuma más espesa para flotación de sulfuros.
Barret 410	Se usa como modificador de espuma y promotor. Semejante en acción a Barret 4.

Butil Carbinol	Excelente espumante modificador cuando se mezcla con <u>acei</u> te de pino o ácido cresílico.
Carbón de alqui- trán.	Espumante para minerales sulfurosos. Actualmente ha sido reemplazado por reactivos más uniformes.
Alquitrán de carbón creosotado.	Espumante y colector para sulfuros. Produce una espuma persistente.
Creosota No. 1 Madera dura	Espumante y colector para sulfuros. Produce una espuma persistente y es empleado ampliamente en la flotación de oro.
DP-243	Espumante-colector para minerales no metálicos. Fre- cuentemente no disponible.
Duponol 80	Colector y espumante en flotación de sales de potasio y también otros minerales no-metálicos.
Duponol WA de Escanas	Espumante y colector en la flotación de no-metálicos. Util en aguas duras y circuitos de salmueras.
Aceite de Eucalipto	Espumante usado en lugar de aceite de pino, en países tropicales.
Aceite de Pescado (ácido graso)	Promotor y espumante similar en acción al ácido oleico.

- Espumante 52 Espumante sintético similar en acción al aceite de pino pero de espumas más frágiles. Promotor de molibdenita.
- Espumante 60 Excelente colector y espumante para molibdenita. Produce espuma frágil y selectiva.
- Acido Nefténico No. 175 Es un espumante y promotor usado para flotación de sal, barita, magnesita y varios otros no metálicos.
- Aceite de Pino Yarmor F. Espumante ampliamente usado en la flotación selectiva y en volumen de minerales no sulfurados.
- Risor Usado como espumante en todo tipo de flotación por volumen para la recuperación de sulfuros.
- Sintex M. Usado como espumante y promotor para molibdenita. Su empleo permite gran selectividad.
- Tarol No. 1 Es un espumante grueso usado en conjunto con aceite de pino yarmor. Excelente para la flotación en volumen de menas semioxidadas donde el grado del concentrado no es importante.
- Tarol No. 2 Usado como espumante en la flotación de minerales oxidados. También en flotación selectiva y en volumen de sul-

furos, si se requiere espuma gruesa.

Aceite Rojo
de Turquía

Promotor y espumante similar en acción al ácido oleico.

II.11. MODIFICADORES (Usos).

En una operación de flotación, los minerales se comportan de una manera característica para cada mena. Para modificar y normalizar este comportamiento, se usan productos químicos clasificados, de manera general, como "agentes modificadores". Estos productos químicos se han dividido convenientemente en tres clases generales:

- (1) Agentes Reguladores del pH
- (2) Agentes Activadores
- (3) Agentes Depresores

AGENTES REGULADORES DEL pH

La función de los reactivos incluidos en este grupo es la de controlar la alcalinidad o acidez y, además contrarrestar el efecto interferente detrimental en las lamas, los coloides y las sales solubles.

En la mayoría de las operaciones de flotación para el tratamiento de menas sulfurosas, así como para muchas menas no-metálicas se usan circuitos alcalinos o neutros. En casi todas las operaciones de flotación se obtienen los mejores resultados cuando se mantiene el pH dentro de cierto margen. Por esta razón es de mucha importancia controlar el pH apropiado. Los reactivos que comúnmente se usan para ajustar el pH son cal y carbonato de sodio para aumentar el pH o la alcalinidad; ácido sulfuroso, que acidifica la pulpa o reduce el pH o la alcalinidad, y ocasionalmente, sosa cáustica para incrementar el pH.

REACTIVO

USOS

CAL

La cal es el regulador de alcalinidad y pH que más comúnmente se usa. Generalmente se usa en flotación en forma de cal hidratada $\text{Ca}(\text{OH})_2$. La cantidad de cal que se requiere en la operación varía considerablemente dependiendo del pH deseado y de la cantidad de constituyentes consumidores de cal que se encuentran presentes en forma natural, en la mena.

La solubilidad máxima de la cal pura en agua fría es aproximadamente de 1.4 gramos de CaO por litro de agua, o sean, 1.4 kilos de CaO por tonelada de agua. La cal comercial tiene un contenido de cal libre que varía desde 50% y aún menos, hasta 99%, dependiendo de la pureza de la caliza original. El contenido de CaO disponible puede determinarse analíticamente.

El método preferido para alimentar la cal, es el preparar una suspensión o lechada conteniendo al rededor de 20% de cal finamente molida, con 80% de agua en peso. Esta lechada puede prepararse directamente de cal viva si ésta está pulverizada; de lo contrario, la lechada puede prepararse moliendo la cal viva en un molino pequeño de bolas o guijarros operado en circuito cerrado con un clasificador.

- CEMENTO Regulador de alcalinidad, similar en su acción a la cal.
- CARBONATO DE SODIO (SODA ASH) Hace tiempo que el carbonato de sodio (Ca_2CO_3) fue ampliamente usado como regulador de pH en la flotación selectiva de menas de plomo y zinc, pero ha sido reemplazado en gran parte por la cal debido a su menor costo y mayor disponibilidad. La sosa cáustica (NaOH) se usa ocasionalmente en lugar del carbonato de sodio en algunas operaciones de flotación de plomo-zinc.
- ACIDO CLORHIDRICO Se usa para bajar el pH cuando es necesario flotar en circuitos ácidos.
- ACIDO SULFURICO No es común el uso del ácido sulfúrico en la flotación de menas sulfurosas, sin embargo, aún existen unas cuantas plantas de flotación en las cuales toda la mena se acidifica con ácido sulfúrico, o bien sólo una porción de ella, específicamente la porción constituida por las lamas de una mena de cobre. En algunas operaciones se emplea el ácido sulfúrico cuando se desea recuperar un concentrado de sulfuro de hierro, esto se hace generalmente cuando otros minerales sulfurosos han sido flotados de una mena en la que el sulfuro de hierro ha sido deprimido con un circuito alcalino.

ACIDO SULFUROSO

Para acidificar pulpas de flotación y reactivar pirritas.

AGENTES ACTIVADORES

Los productos químicos de este grupo se usan para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar con el solo uso de promotores y espumantes. El ejemplo clásico de este tipo de reactivo es el sulfato de cobre que se usa para activar esfalerita y marmatita. Otros ejemplos incluyen el ácido sulfúrico o sulfuro de sodio para cubrir con una película sulfurosa de minerales constituidos por carbonato de plomo y cobre; el nitrato de plomo, para mejorar la flotación de varios minerales no metálicos con promotores del tipo catiónico; y el cianuro para mejorar la recuperación de minerales atmosferizados o lamosos de Zn.

REACTIVO

USOS

SULFATO DE COBRE

El sulfato de cobre, se usa universalmente para la activación de esfalerita que no responde fácilmente a la flotación con los colectores comunes, en ausencia de este compuesto químico. El sulfato de cobre también se usa para reactivar los minerales que han sido deprimidos por el uso de cianuro, tales como calcopirita, pirita, pirrotita y arsenopirita.

El sulfato de cobre puede ser alimentado de diversas maneras. El método preferido es hacer una solución de concentración conocida de sulfato de cobre y alimentarla mediante un alimentador de disco y copa hecho de cobre, acero inoxidable o recubierto de plástico; o bien puede ser alimentado a través de un rotámetro adecuado. También puede alimentarse el sulfato de cobre como sólido seco mediante el uso de un alimentador de banda y otros alimentadores apropiados para sólidos secos. Con frecuencia se alimenta el circuito mediante la colocación de los cristales de sulfato de cobre en una caja o barril de madera con el fondo perforado sobre los cuales se adiciona una cantidad medida de agua para formar una solución saturada. Al usar este método debe tomarse en cuenta que la solubilidad del sulfato de cobre fluctúa con la temperatura.

NITRATO DE PLOMO Y
ACETATO DE PLOMO

El nitrato de plomo se usa como un activador para la estibinita. También se usa como un activador del cloruro de sodio en la flotación de esta sal, con ácido graso y en presencia de sales de potasio. La estibinita, usualmente no responde bien a la flotación, sin una activación previa, ya sea con nitrato o con acetato de plomo.

Para ser alimentados estos productos químicos se preparan de la misma manera que el sulfato de cobre.

SULFURO DE SODIO

El sulfuro de sodio se usa para la sulfurización de minerales oxidados de plomo, cobre y zinc. Para mejores resultados con este reactivo, se hace necesario regular apropiadamente las cantidades que se añaden porque una cantidad excesiva, actúa como depresor de varios minerales sulfurosos. Por lo tanto, en la flotación de minerales parcialmente oxidados, es práctica común flotar primero los minerales sulfurosos y luego continuar la flotación de los óxidos con la adición por etapas, de sulfuros de sodio y colector. En este último caso, no se requiere controlar la adición de cantidades exactas, porque lo usual es que pequeños excesos de sulfuro de sodio se oxiden rápidamente en pulpas aereadas.

La práctica seguida en la alimentación, varía de una operación a otra; desde una sola adición de la cantidad total requerida, hasta adiciones múltiples por etapas, al grado de adicionar pequeñas cantidades de sulfuro de sodio a cada celda del circuito desbastador o "rougher".

Se puede determinar fácilmente la presencia de sulfuro o sulfhidrato de sodio libre, mediante la filtración de una muestra de pulpa y la adición de solución de acetato de plomo a la solución obtenida de la filtración. La aparición de un color negruzco, indica la presencia de exceso de sulfuro de sodio.

AGENTES DEPRESORES

Los agentes depresores ayudan a separar un mineral de otro cuando la flotabilidad de los dos minerales al ser separados, es similar entre sí con respecto a cualquier promotor o combinación de promotores. Antes del desarrollo de los depresores específicos, era imposible separar mediante flotación-espuma, los minerales que poseían flotabilidades iguales o similares con respecto a cualquier combinación promotor-espumante. Además de la cal que funciona como regulador del pH y también como depresor, el otro reactivo más ampliamente usado como depresor, es el cianuro, tanto en forma de cianuro marca Aero, como cianuro de sodio. El cianuro se usa para separar la galena de la esfalerita y pirita, así como también para separar sulfuros de cobre de la galena, sulfuros de cobre de pirita, y sulfuros de níquel y cobalto de los sulfuros de cobre.

CIANUROS

Los cianuros alcalinos son fuertes depresores de los sulfuros de hierro (pirita, pirrotita y marcasita), de arsenopirita y esfalerita. Actúan como depresores en menor grado de la chalcopirita, enargita, tenantita, bornita y casi todos los demás minerales sulfurados, con la posible excepción de la galena.

Generalmente es importante el tiempo de acondicionamiento que puede variar desde unos cuantos minutos hasta una hora, para poder obtener los resultados deseados. En la flotación selectiva de menas de cobre-plomo-zinc y de plomo-zinc, es práctica común adicionar el cianuro directamente al molino de bolas. El cianuro marca Aero se alimenta en forma de sólido seco y como una dispersión. En muchos casos se alimenta también sulfato de zinc a la parte de cianuro de sodio. Si fuera necesario, también puede alimentarse cianuro al circuito de limpia para obtener una precisión adicional. El cianuro se usa también para la separación de galena y chalcopirita de un concentrado "bulk" que contenga estos dos minerales. En este caso deprime la chalcopirita mientras flota la galena.

Para el tratamiento de menas de cobre-plomo-zinc y de plomo-zinc con contenidos económicos de oro y plata, se prefiere alimentar el complejo químico cianuro-zinc o bien, el complejo amoniacal de cianuro-zinc, para prevenir la disolución de los metales preciosos en el circuito de flotación.

CIANURO MARCA AERO

El cianuro marca Aero es un cianuro crudo, de color negro y en forma de escamas. Contiene aproximadamente 48%-50% de cianuro, expresado como cianuro de sodio al 100%.

El método preferido para alimentar el cianuro marca Aero es en forma seca. Se adiciona mediante un alimentador apropiado de reactivos secos en cualquier punto del circuito de molienda o de la flotación donde puede obtenerse suficiente agitación y mezclarlo con la pulpa. En algunas operaciones se alimentan soluciones acuosas de cianuro Aero. Los constituyentes insolubles del cianuro Aero forman un sedimento fino que no presenta problemas serios.

CIANURO DE SODIO

El cianuro de sodio se vende como sólido en forma de bloques o huevos, y en forma granular. Su contenido es 90% NaCN mínimo. Es fácilmente soluble en agua en concentraciones de 10-20%, que son las que generalmente se usan para su alimentación a circuitos de flotación.

DEPRESORES DE LA SERIE 600

Los depresores de la serie 600, originalmente desarrollados por el laboratorio químico-minero de Cyanamid para la depresión de gangas carbonáceas en la flotación de menas de oro, han encontrado una amplia aplicación en la flotación. Su empleo extenso en operaciones de concentración de minerales, no se limita a la depresión de las gangas carbonáceas, sino que también deprimen minerales flotables como pizarra, talco, etc. Su aplicación, a veces en dosis correspondientes a unas cuantas milésimas de

libra por tonelada de mena, produce un aumento considerable en la relación de concentración debido a su aplicación. En determinadas plantas se han obtenido mejores recuperaciones con reducción en el consumo de promotores y espumantes, como resultado de un mejor control de la espuma y mayores velocidades de flotación. Además, la reducción en el contenido de ganga en los concentrados ha mejorado la operación de espesamiento y filtración permitiendo obtener menor contenido de humedad en la torta del filtro.

REACTIVO AERO 620

El depresor Aero 620, se usa como depresor de ganga talcosa.

COLOIDES NATURALES

Este grupo de depresores incluye coloides orgánicos como cola, gelatina, tanino, almidón y extractos de quebracho. Actúan como depresores en la flotación al formar películas protectoras sobre las superficies minerales, evitando así la reacción del colector sobre el mineral y la subsiguiente flotación. Son usados ampliamente como controladores de ganga en operaciones de flotación de sulfuros de cobre, plomo y zinc, y de metales preciosos, así como en la flotación de no metálicos. El quebracho, por ejemplo, es un depresor efectivo de ganga en la flotación de fluorita y tungsteno, promoviendo también la selectividad contra los carbonatos.

DICROMATO	Depresor positivo para galena en la separación de plomo, cobre y zinc.
GOMA ARABIGA	Es un buen dispersante y depresor para los limos de la ganga.
ACIDO LACTICO	Se usa como depresor para micas.
QUEBRACHO	Un excelente depresor para la calcita en la flotación de fluorita. También depresor para wolframita cuando se flotan sulfuros.
OTROS DEPRESORES ELABORADOS POR DIVERSOS LABORATORIOS	
REACTIVO	USOS
REACTIVO 637	Depresor de limos carbonáceos. Tiene algunas propiedades espumantes.
METASILICATO DE SODIO	Depresor de limos de la ganga sin elevar el pH en forma anormal.
SELICO-FLUORURO DE SODIO	Depresor para cuarzo y feldespato, en la flotación de espodumena

SULFITO DE SODIO	Depresor para sulfuros de zinc y fierro. Usado en lugar del cianuro particularmente en menas que tienen plata.
TETRAPIROFOSTATO DE SODIO	Usado como depresor de calcita en la flotación de magnesita con ácido nefténico.
DEXTRINA AMARILLA	Depresor de limos o insolubles en la flotación de cobre y otros sulfuros metálicos, añadido en las celdas limpiadoras.
HIDROSULFITO	Depresor semejante al sulfuro de sodio. Mejor en circuito ácido.
SULFATO DE ZINC	Depresor de pirita y esfalerita en la flotación selectiva de minerales de plomo, zinc y cobre.
EXTRACTO DE BARK,	Depresor de calcita cuando se flota fluorita con ácido graso.

II.12. FLOCULANTES (Usos).

Cyanamid presenta en el mercado una línea completa de floculantes. Hay dos grupos principales; reactivos Aerofloc 550, 3425 y 3453; y floculantes Superfloc 16, 20,84, y 127. Estos se presentan en forma de sólidos secos, pero el reactivo Aerofloc 550 se encuentra disponible también como una solución acuosa al 20%. Los reactivos Aerofloc son aniónicos y los floculantes Superfloc son esencialmente no iónicos.

REACTIVOS

USOS

REACTIVO AEROFLOC 550. El reactivo Aerofloc 550 se emplea extensamente en el espesado y filtrado de concentrados y colas de las industrias mineras del carbón, y de menas metalicas y no metálicas. Generalmente es más efectivo en sistemas neutros y alcalinos que en los circuitos ácidos. El Aerofloc 550 es un sólido en forma de escamas, de color blanco a amarillento.

REACTIVO AEROFLOC
3425

El reactivo Aerofloc 3425 es una forma del reactivo Aerofloc 550 con mayor peso molecular. Es efectivo en operaciones de espesamiento y filtración de desechos o impurezas del carbón, y en las etapas de espesado y clarificación en plantas de tratamiento de minerales no ferrosos y no metálicos. Es similar en apariencia al reactivo Aerofloc 550.

REACTIVO AEROFLOC 3453

El reactivo Aerofloc 3453 es un floculante aniónico del tipo poliacrilamílico de alto peso molecular. Se comporta excepcionalmente bien en el espesado y filtrado de los residuos o impurezas en las plantas de carbón y en la filtración practicada en las plantas de tratamiento de minerales metálicos. Se presenta en forma de un sólido granulado blanco.

FLOCULANTE SUPER-FLOC 16

EL floculante superfloc 16 es un floculante poliacrilamílico. Se usó por primera vez en las operaciones de lixiviación ácida de menas de uranio, y ha demostrado ser muy efectivo en los circuitos ácidos, alcalinos y neutros. Se usa extensamente en el espesamiento de filtración de carbón y minerales metálicos. Es un sólido granulado, blanco y relativamente libre de polvo.

FLOCULANTE SUPER-FLOC 20

El floculante superfloc 20 es un poliacrilamida de mayor peso molecular que el floculante superfloc 16. Puede usarse cuando se desean mayores velocidades de asentamiento y mayor claridad en los derrames. Su apariencia es similar al floculante superfloc 16.

FLOCULANTE SUPER-FLOC 84

El floculante superfloc 84 es un poliacrilamida de mayor peso molecular que el floculante superfloc 20. Proporciona mayores velocidades de asentamiento y mejor clarificación en los espesadores de carbón y de minerales metálicos, así como en filtros y sistemas

de decantación en contra corriente usados en lámina de oro. Es similar en apariencia a los floculantes superfloc 16 y 20.

FLOCULANTE SUPER-
FLOC 127

El floculante superfloc 127 es el poliacrilamida con el mayor peso molecular de la serie. Es excepcionalmente efectivo en las operaciones de espesamiento de carbón; menas metálicas ferrosas y no ferrosas; para centrifugar lamas de los residuos del carbón; y en la floculación y sedimentación de precipitados químicos. Su apariencia es similar a los demás floculantes superfloc.

ALMIDON

Agente floculante y se agrega en las más depresoras de ganga calcárea cuando se flotan sulfuros.

ACITERGE OL

Agente emulsificante, espumante y mojante para flotación de minerales no metálicos en circuitos ácidos. Floculador de lodos.

ALKATERGE O

De acción semejante al aciterge OL pero es preferible para uso de circuitos neutrales o alcalinos.

SULFATO DE ALUMI-
NIO.

Un buen agente floculante para limos.

CAMPO DE APLICACION

Los floculantes han encontrado una aplicación muy amplia en el espesamiento de las partículas de menas, minerales, metales y precipitados químicos suspendidos en agua. Se alimentan como soluciones diluidas causando la formación de flóculos o aglomerados grandes al unir entre sí a las partículas individuales de sólidos finos suspendidos. Dejan una solución separada bien clarificada y apropiada para recircular, para nuevos tratamientos, o bien para decantarla sin crear problemas de contaminación debido a sólidos en suspensión. Cuando el propósito principal de las operaciones de espesado es el de recuperar sólidos valiosos, estos floculantes aumentan los valores recuperados al mejorar la claridad del derrame del espesador. Cuando el espesamiento precede a la filtración, el uso de un floculante en la sedimentación puede manejarse mejor. Además, la torta filtrada puede lavarse mejor; aumenta la velocidad de percolación de agua o soluciones a través de la torta filtrada, reduciendo así las pérdidas solubles y aumentando la solución del líquido. También se facilita la descarga de la torta del filtro y se reduce la obstrucción del medio filtrante.

Cuando la pulpa espesada, u otras soluciones, deben centrifugarse, la acción de los poliacrilamidas de mayor peso molecular, como el floculante superfloc 127, ayuda a producir un derrame claro del centrifugador. Esto es particularmente importante en plantas lavadoras de carbón porque se tratan las lamas de los residuos o impurezas.

Los reactivos Aerofloc son floculantes poderosos. También inhiben, hasta

cierto grado, la depositación de sales calcáreas en las operaciones hidrometalúrgicas proporcionando así doble beneficio.

Generalmente, el efecto de los floculantes al flocular los sólidos en suspensión, es rápido e inmediato; sin embargo en algunos casos, cuando tiene lugar una floculación rápida de los sólidos suspendidos, puede quedar una pequeña cantidad de lamas coloidales en suspensión. Con frecuencia se puede lograr una floculación y recuperación efectiva de esta fracción de lamas mediante la adición de electrólitos como alumbre, cal, cloruro de calcio o sodio, sulfato ferroso o férrico, o ácido sulfúrico.

II.13. DISPERSANTES (Usos).

Son agentes controladores de lamas y de ganga. Se usan también, aunque con poca frecuencia, agentes reguladores tales como silicato de sodio, sosa cáustica, depresante Aero 610, fosfatos, reactivo Aerofloc 550 y antiprecipitante Cyquest 3223. Todos estos reactivos ayudan a la selectividad produciendo una acción dispersora o floculadora en las lamas y coloides, reduciendo así la tendencia que tienen los coloides lamas de absorber los reactivos e interferir con la formación de películas químicas sobre la superficie de las partículas minerales de la mena.

Otros compuestos conocidos bajo el nombre general de "secuestrantes", tienen propiedades interesantes para operaciones de flotación y lixiviación a través de su habilidad para secuestrar o formar quelatos con los iones metálicos interferentes. Su uso ha sido muy limitado en la concentración de minerales debido a su costo elevado y a las cantidades relativamente grandes

que se requieren para que sean efectivos.

REACTIVO

USOS

SILICATO DE SODIO

Este reactivo se usa comúnmente para dispersar lamas silicosas y de óxidos de hierro, y a la vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos. El silicato de sodio se encuentra en el mercado usualmente en la forma de un líquido viscoso, que es una solución acuosa de hidratos de SiO_2 y Na_2O , con una relación silicato-sosa de 1: 1 y 4:1. Las escalas comprendidas entre 2:1 3:1 se usan comúnmente y se conoce este tipo de compuestos con el nombre general de " vidrio soluble" .

El silicato de sodio puede ser adquirido también en forma de sal seca y pueden hacerse soluciones acuosas con el uso de vapor o agua caliente. Generalmente se alimenta a la flotación en forma de una solución al 5-10% y prácticamente puede añadirse en cualquier punto del circuito de flotación. Un exceso de silicato de sodio en el circuito de flotación, produce una espuma muy frágil, y por lo tanto, tiende a disminuir la recuperación de la mayoría de los minerales.

DEPRESOR AERO 610 Depresor de limos y ganga, ayuda a la obtención de concentrados limpios. El uso más popular del Aero 610, es en los circuitos de flotación de plomo-cobre-zinc. Con dosis muy bajas de este depresor, se logra reducir con eficiencia el contenido de insolubles a los concentrados finales de estos sulfuros.

FOSFATOS Varios fosfatos alcalinos. Particularmente pirofosfato tetrasódico y fosfato trisódico, se usan como dispersantes en la flotación de menas lamosas, especialmente en aquellas que contienen lamas de óxido de hierro que interfieren con la flotación.

Debido a las propiedades secuestrantes de estos compuestos, son útiles para reducir el efecto dañino de los iones en solución de los metales pesados.

AEROFLOC 550 . Es un floculante que se emplea extensamente en el espesado y filtrado de concentrados y colas de las industrias mineras del carbón y de menas metálicas y no metálicas.

AEROFLOC 3453 Se usa en el filtrado espesado de los residuos o impurezas en las plantas de carbón y en el filtrado practicado en las plantas de menas de minerales metálicos.

ANTIPRECIPITANTE
CYQUEST 3223 El Cyquest 3223 es un polímero acrílico. En el sentido verdaderamente químico no es un agente secuestrante o

quelativo, ya que su acción al suprimir la formación de núcleos es más física que química. Debido a esta acción, reduce el efecto dañino de las sales solubles en la flotación.

OTROS DISPERSANTES ELABORADOS POR LABORATORIOS DIVERSOS

REACTIVO	USOS
AEROSOL OT 100%	Se usa como agente mojante y dispersante en el tratamiento de óxidos y minerales no metálicos.
CARBOWAX	Util para mejorar las relaciones dispersión coagulación de la pulpa. Ayuda a la descalsificación.
INVADINA	Se usa como agente mojante.
TERGITOL No. 4	Se usa como agente mojante y es útil como espumante y colector en la flotación de no metálicos.
TERGITOL No. 7	Agente mojante útil como espumante y colector en la flotación de no sulfuros.
AMIGEL	Dispensor de lodo de la ganga y en el algunos casos, permite la producción de concentrados de sulfuros de grado mayor.

JANUSOL	Agente emulsificante y mojante, tiene aplicación en flotación de no metálicos.
DAXAD No. 23	Se usa como agente dispersante para limo de ganga.
ULTRA MOJADO	Se usa como agente mojante y dispersante, es también excelente colector y espumante para talco y esteatita.
ULTRA MOJADO 40	Igual que ultramojado. Solución acuosa más fácil de conseguir actualmente.

NOTA: Estos sólo son algunos de los reactivos que hay en el mercado, y que pueden ser similares a otros que existen, pero como son elaborados por diferentes compañías, tienen diferentes nombres de acuerdo al laboratorio que los produce.

FABRICANTES DE REACTIVOS

Hay muchos fabricantes de reactivos para flotación, pero algunos de los más importantes y conocidos en México son:

American Cyanamid Company

Hercules Powder Company

International Minerals & Chemicals Corp.

Dearborn Chemical Company

Dow Chemical Company

Industrias Químicas de México, S.A.

TABLA 1

Uso y Manejo de Promotores y Espumantes Varios

Reactivo	Forma	Dosis usuales kg/ton.	Método usual de alimentación.
Promotores			
Promotor Aerofloat 15.	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir
25	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir
31	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir
33	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir
208	Sól.	0.001-0.05	Solución 5-10%
211	sól.	0.025-0.1	Solución 5-10%
238	Sól.	0.01-0.05	Solución 5-10%
242	Líq.	0.01-0.075	Sin diluir; Sol. 5-10%
243	Sól.	0.01-0.075	Solución 5-10%
249	Sól.	0.01-0.05	Solución 5-10%
Promotor Sodium Aerofloat	Sól.	0.025-0.1	Solución 5-10%
Xantato Aero 301	Sól.	0.025-0.075	Solución 10%
303	Sól.	0.025-0.1	Solución 10%
322	Sól.	0.025-0.1	Solución 10%
325	Sól.	0.025-0.1	Solución 10%
343	Sól.	0.025-0.1	Solución 10%
350	Sól.	0.025-0.075	Solución 10%
Promotor Aero 404	Sól.	0.025-0.25	Solución 5%
425	Sól.	0.025-0.25	Solución 5%
Promotor Aero 710	Líq.	0.1-1.0	Solución 5-10%
765	Líq.	0.1-1.0	Sin diluir, sol. 5-10%
Promotores Aero 801, 899,	Líq.	0.25-1.5	Solución 10-30%
825.	Líq.	0.25-1.5	Dispersión 5-20%
Acidos grasos	Líq.	0.1-1.0	Sin Dil., Emulsión o Jabón
Espumantes			
Espumante Aerofroth 65	Líq.	0.005-0.1	Sin Dil.; Sol. 5-25/
70	Líq.	0.015-0.1	Sin diluir
73	Líq.	0.025-0.25	Sin diluir
Espumantes			
Aceite de pino	Líq.	0.015-0.1	Sin diluir
Acido cresílico	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir
Aceite de Eucalipto	Líq.	0.025-0.1	Sin diluir

TABLA 1-A

Uso y Manejo de Promotores y Espumantes Varios

REACTIVOS	Punto Usual de acción.			Min. Sulfurosos comunes					Met. preciosos.	Met. básicos no sulfurosos.	No metálicos, óxidos metálicos, etc.	
	Circ. de moliente.	Acondicionador.	Circ. de flotación.	Pb	Zn	Cu	Fe	Co-Ni				
Promotores												
Prom. Aerofloat 15	X	X		X		X				X		X
25	X	X		X	X	X				X		
31	X	X		X	X	X				X		
33	X	X		X	X	X				X		
208	X	X	X			X				X		
211	X	X			X	X						
238	X	X	X			X						
242		X	X	X		X						
243	X	X	X		X	X						
249		X	X			X						
Prom Sodium Aerofloat												
Xantato Aero 301	X	X			X	X		X	X	X	X	
303		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
322		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
325		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
343		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
350		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
Prom. Aero 404												
425	X	X	X	X	X	X				X	X	
Espumantes												
Espumante Aero-Froth												
65		X	X	X	X	X		X	X	X		X
70		X	X	X	X	X			X	X		X
73		X	X	X	X	X		X	X	X		X
Aceite de Pino		X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X
Acido Cresílico		X	X	X	X	X			X	X	X	X
Aceite de Eucalipto		X	X	X	X	X			X	X	X	X

TABLA 2

Uso de Varios Agentes Modificadores de Flotación

Reactivo	Forma	Dosis usuales kg/ton.	Método usual de Alimentación	Regulador de pH.
Cal	Polvo	0.25-2.5	Seco; lechada 5%	X
Ceniza de so- sa.		0.25-1.5	Seco	X
Silicatos Alcalinos	Polvo o líquido	0.25-2.0	Solución 5-10%	X
Hidróxido de sodio	Escamas o sólido	0.25-2.0	Solución 5-10%	X
Fosfatos Alcalinos	Polvo	0.25-1.0	Solución 5-10%	
Acidos orgánicos e inorgánicos				
Acido Sulfúrico	líquido	0.25-2.5	Solución 10%	X
Acido Fluorhídrico	líquido	0.25-2.0	Sin diluir	X
Acido fosfó- rico.	líquido	0.25-2.0	Solución 10%	
Acido cítri- co	Sólido	0.25-1.0	Solución 10%	
Acido láctico	líquido	0.25-1.0	Solución 10%	
Compuestos cianógenos				
Cianuros Alcalinos	Granular o escamas	0.005-0.25	Solución 5%	
Ferro y ferri- cianuros	polvo	0.05-1.0	Solución 5%	
Sulfitos y sulfuros				
Sulfitos alcalinos	Polvo	0.25-2.0	Solución 5% o lechada.	
Bióxido de azufre	Gas	0.5-5.0	Solución 3%	

TABLA 2 (Continúa...)

Uso de Varios Agentes Modificadores de Flotación

Reactivo	Forma	Dosis usuales kg/ton.	Método usual de alimentación	Regulador de pH.
Acido Sulfhídrico	Gas	0.1-1.0	Gas	
Sulfuros alcalinos.	Sólido	0.25-1.0	Solución 5%	
Oxícloruros alcalinos	polvo	0.05-1.0	Lechada 5%	
Sales de iones metálicos				
Sulfato de cobre	Granular	0.1-2.5	Seco; solución saturado.	
Sulfato de Zinc	Granular	0.05-1.5	Solución 10%	
Nitrato Mercurio	Granular	0.05-1.0	Solución 10%	
Acido Crómico, dicromatos.	Granular	0.1-2.5	Solución 10%	
Sulfatos ferrosos y férricos.	Granular	0.05-0.5	Solución 10%	
Nitrato y acetato de plomo	Granular	0.05-1.0	Solución 5-10%	
Sulfato o cloruro de aluminio.	Granular	0.05-1.0	Solución 5%	
Manganatos y Permanganatos	Granular	0.05-1.0	Solución 5%	
Coloides y orgánicos				
Depresor Aero 610	Polvo	0.05-0.5	Solución 2-5%	
Depresor Aero 615	"	"	"	
Depresor Aero 620	"	"	"	

II.14. MAQUINAS DE FLOTACION

Las máquinas de flotación usadas actualmente, pueden ser divididas en dos clases principalmente:

- 1) Máquinas mecánicamente agitadas en las que la diseminación del aire y la agitación de la pulpa, se realiza por un impulsor revolvente o giratorio. Dentro de esta clase encontramos las máquinas de agitación mecánica, las máquinas de Subaeración y las máquinas mecánico-neumáticas. De las cuales, la última de ellas es la más usada actualmente y viene siendo el desarrollo y avance de las primeras dos máquinas de flotación mencionadas.
- 2) Máquinas sin partes móviles en las que los mismos efectos son producidos por medio de un elevador de pulpa por aire (air-lift).
Este tipo de máquinas son las llamadas neumáticas.

II.4.1. MAQUINAS DE AGITACION MECANICA.

Las máquinas de agitación mecánica, son aquéllas en las cuales la pulpa que ha sido agitada, es elevada en forma de espuma por el efecto giratorio del agitador.

Las máquinas Kraut y Kohlberg (K y K), así como la Kraut, son unas de las que forman las burbujas por el efecto de cascada. Se describirán como sigue:

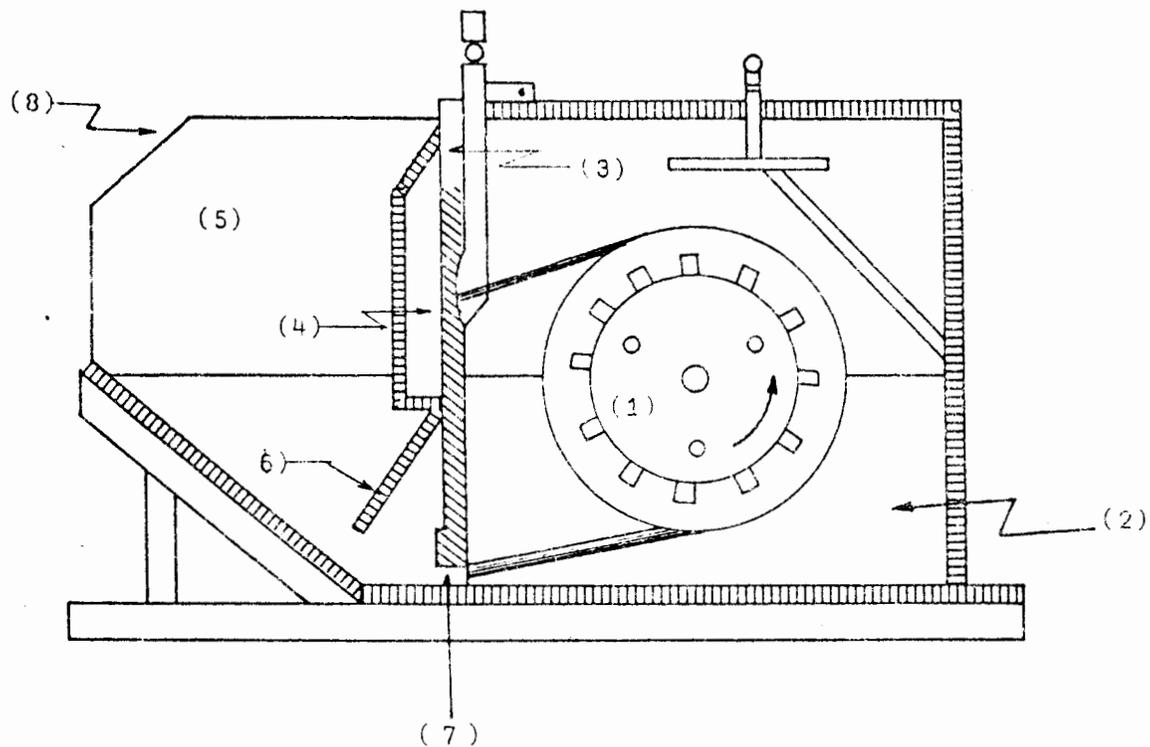
- MAQUINA KRAULT Y KOHLBERG (Fig. No. 7).

Esta máquina de agitación mecánica, consiste de un cilindro muescado, generalmente con un diámetro de 16, 20 y 30 Pulg. de 10 a 16 pies de largo (dependiendo de las necesidades y del mercado), este cilindro va montado horizontalmente, de tal manera que se mueva a 160-200 r.p.m. (en sentido contrario al movimiento de las manecillas del reloj, como se muestra en la figura).

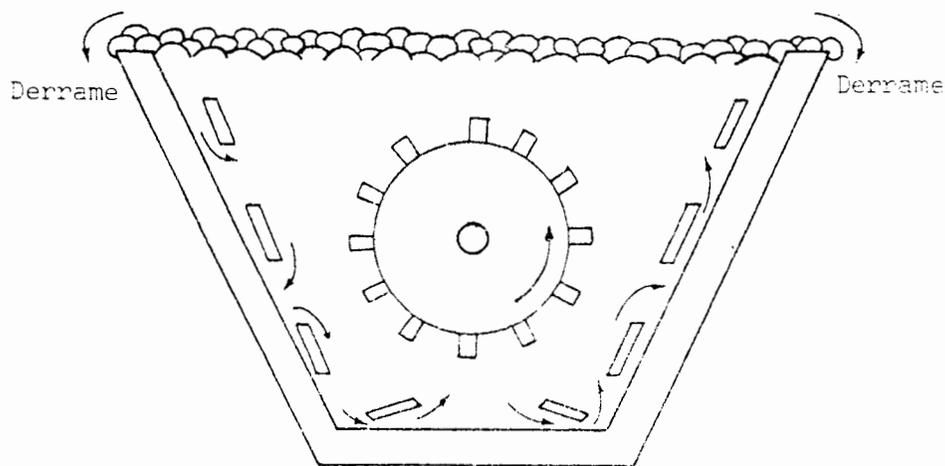
El cilindro de agitación está encerrado en una caja semejante a un nicho, el cual está abierto a lo largo de (3), dentro de la tapa (capucha)(4), la cual descarga bajo la superficie de la pulpa en (5). La rotación del cilindro (1) impulsa la pulpa hacia las ranuras internas y hacia la tapa de la caja (2) impulsando la pulpa a través de (3) y (4), provocando así, la formación de burbujas en (5). El deflector (6) empieza la aceleración de la pulpa desde el pequeño circuito continuo (7), de tal manera que las burbujas de aire suben en (5) y forman una columna de burbujas en el interior de la pulpa. En este tipo de máquinas, el derrame de la espuma es libre en el labio (8) y a lo largo de (5). La pulpa es puesta en circulación a través de (7), siguiendo un curso espiral alrededor del cilindro, partiendo de un punto de alimentación al final de (5), descargando las colas en el extremo contrario. La capacidad valuada es de 30 a 100 ton. diarias.

- MAQUINA BUTCHART

Esta máquina viene a ser una variante de la K y K. Tiene el mismo tipo de rotor (cilindro) que la K y K, pero en ésta, el rotor está sujeto con ara



TIPO I CON DERRAME LIBRE



TIPO II CON DOBLE DERRAME LIBRE

FIG. 7 MAQUINA KRAULT Y KOHLBERG (K y K)

ñas dentadas entre las muescas, en las cuales las tablillas de madera es t^{án} apretadas con cuñas.

En esta máquina, el receptor de espuma (5) está dividido transversalmente en compartimientos y las compuertas de admisión controlan la cantidad de pulpa recirculada a la correspondiente sección del rotor, en este caso, un deflector de sumersión es proveído en cada compartimiento. La Máquina Owen y Dalton, es una máquina tipo K y K de 60 pies de longitud con 6 compartimientos.

- MAQUINA KRAULT

Estas máquinas, emplean una bomba vertical en espiral, localizada en un tanque rectangular para la elevación de la pulpa, la cual es descargada dentro de la tapa. La máquina está internamente deflectada para reducir remolinos y forzar la pulpa a fluir hacia arriba (fuera) bajo los bordes de este tanque. La agitación llevada a cabo en la tapa, que es donde se airea la pulpa y es la que protege la capa de espuma formada en la superficie de la pulpa. Esta tapa, tiene una boca de entrada de aire a través de la cual, pasa la flecha de la bomba.

La pulpa fluye generalmente de un extremo de la celda al otro, con circulación turbia y sin dirección sobre el compartimiento.

La máquina completa, comprende 2,3 y 4 celdas múltiples. Los tamaños de las celdas son aproximadamente 30, 36 y 48 pulg² correspondiéndoles capacidades de 7,5, 14 y 26 pies³, trabajan a una capacidad de 2 ton/día por pie³.

Otra forma en que operan las máquinas de agitación mecánica, es formando las burbujas de aire, absorbiéndose éste en la cámara de agitación por el efecto de succión originado por el agitador.

Para este tipo de máquinas, los elementos estructurales y función de cada uno de ellos son: (Ver fig. No. 8).

La cámara de agitación (A), es donde va montado el agitador (B), el cual gira y generalmente es de forma cruciforme con aspas verticales o inclinadas.

Una caja en cuña (C), la cual va conectada a la cámara de agitación por ranuras inferiores y superiores, además, cuenta con una compuerta controlable de descarga (D).

En la zona que rodea a (B), se lleva a cabo la separación con la adhesión de las burbujas, debido a que hay movimiento entre las partículas adyacentes, al entrar en suspensión por efecto de la agitación violenta.

La alimentación se hace en la parte superior de (A), siguiendo la pulpa el sentido de las flechas dirigidas hacia el agitador, la descarga de la zona de agitación, es por la ranura superior pasando a la caja (C) donde se logra que la pulpa repare el tiempo suficiente para que las burbujas con mineral, asciendan y formen una capa de espuma en la superficie, llevándose a cabo el derrame a lo largo del labio de la caja (C). La circulación de la pulpa se logra por medio del agitador y por las ranuras superiores e inferiores entre la caja de agitación y la caja (C). Finalmente, las colas se descargan por la compuerta (D). La formación de las burbujas se lleva a cabo de la siguiente manera:

La rotación del agitador provoca que haya una absorción de aire en la

parte superior del vértice (ver fig. No. 9 A), debido a las corrientes originadas (ver fig. No. 9 B), lo cual da origen a un estrangulamiento, formándose una burbuja de gran tamaño (ver fig. 9 C). Dicha burbuja, se desmenuza formando burbujas pequeñas de tamaño adecuado, debido a la acción de los remolinos producidos al agitar la pulpa. Los tamaños de estas máquinas, quedan dados por el diámetro del impulsor y por el diámetro de celdas.

II.14.2. MAQUINAS DE AGITACION NEUMATICA.

Estas máquinas de flotación, son las más simples y consisten esencialmente de cajas alargadas de cubierta abierta o cubas profundas en las cuales fluye la pulpa de extremo a extremo. En el fondo de dichas cubas, se introduce aire por una bomba externa o soplador, a través de tubos y de algún diafragma poroso.

Estas máquinas, no incorporan partes movibles o cualquier medio para agitar a alta velocidad, produciendo el mismo efecto por medio de un elevador de pulpa por aire.

La primera máquina neumática utilizada, fue la celda "Callow" de fondo inclinado, en la cual la subdivisión del suministro de aire fue afectada por su introducción a través de un medio poroso (manta de lona). La celda "Inspiration" y las celdas tipo "Miami" fueron desarrollos de la primera, para tratar gran tonelaje.

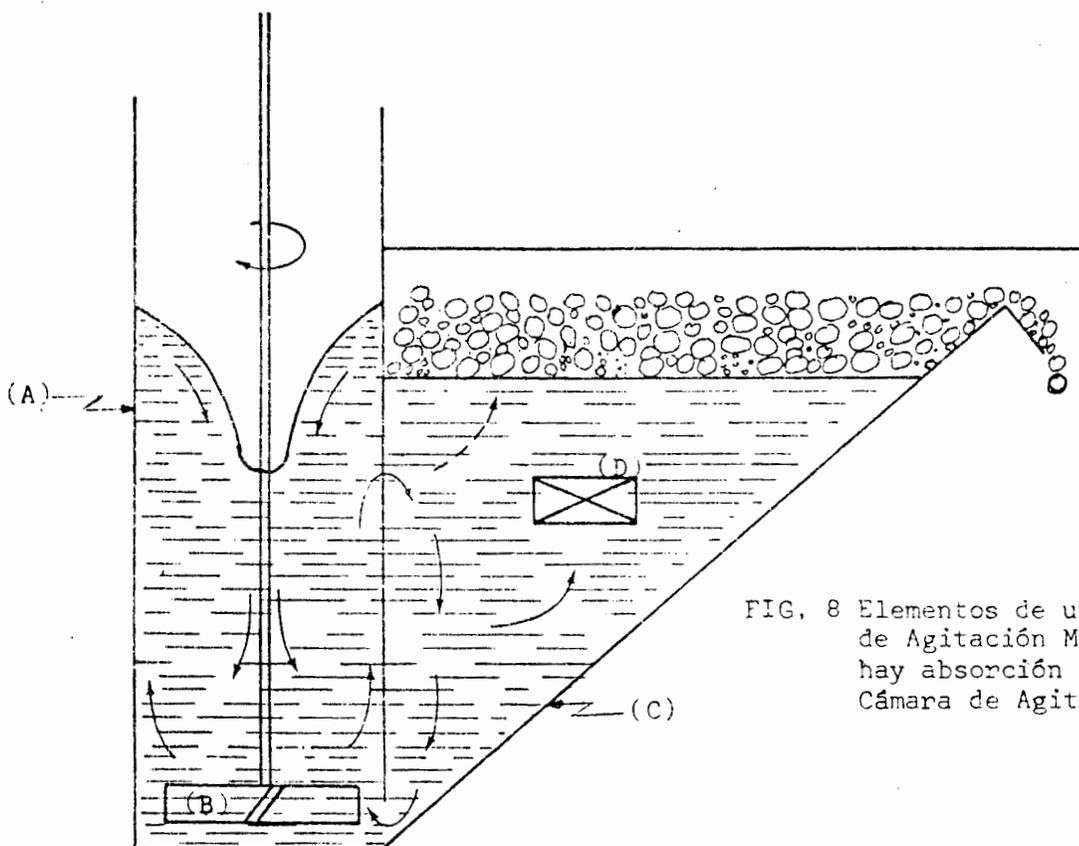


FIG. 8 Elementos de una Máquina de Agitación Mecánica cuando hay absorción de aire en la Cámara de Agitación.

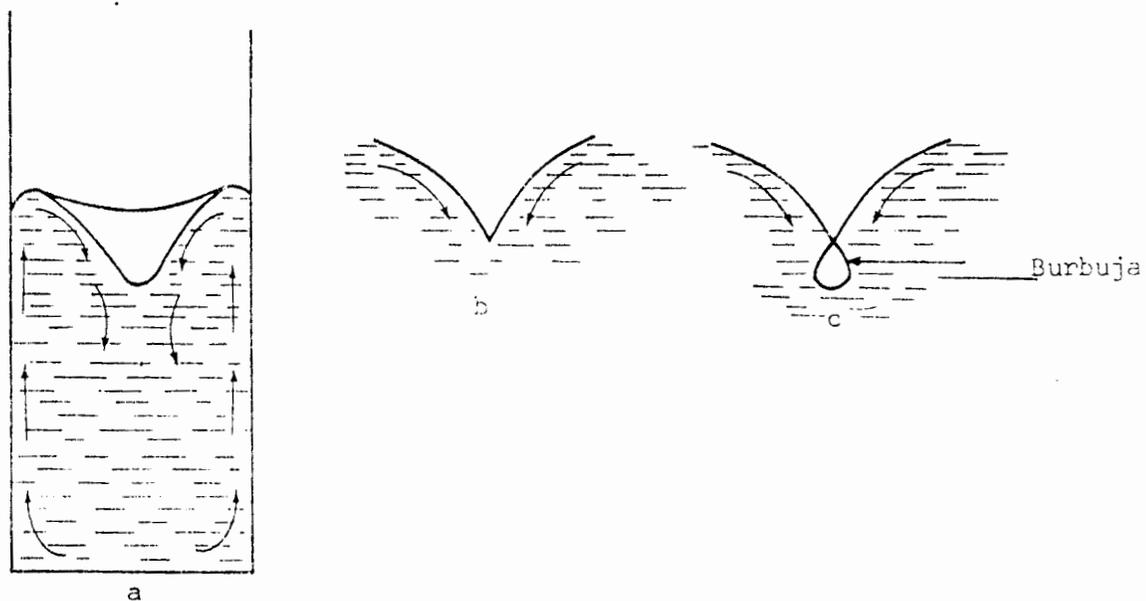


FIG. 9 Mecanismo de Absorción de Aire

Posteriormente a la "Callow" de fondo inclinado, se desarrollaron la celda Callow de fondo plano y la "Mc Intoch", las cuales fueron las más importantes máquinas de diafragma poroso.

La mayoría de las máquinas neumáticas en la actualidad, introducen el aire a través de tubos, en puntos inferiores que no están sujetos a altas presiones de empuje como ocurre en las máquinas de fondo poroso. La primera de este tipo, fue la "Forrester" y posteriormente los tipos "Hunt-Dunn", "Southwestern", etc., siendo éstas últimas, las que provocan aeración por la acción de cascada.

1) Máquinas Neumáticas de fondo poroso

- CELDA CALLOW (Fig. No. 10).

Consiste de una artesa abierta (a) de 2 ó 3 pies de ancho y de 6 a 60 pies de largo con 18 a 22 pulg. de profundidad. Dicha artesa cuenta con una caja alimentadora (b), de la cual la pulpa entra a través de un canal inferior.

También dicha artesa, cuenta con una caja de descarga de colas (c), en la cual, la pulpa se descarga sobre una canal ajustable (e) y se derrama la espuma a un canal colector (d) inclinado.

La caja de aire, de hierro colado (f) de 3 pies de largo por 2 ó 3 pies de ancho, va colocada en el fondo de la artesa y es surtida de aire a través de mangueras flexibles de goma (a) de una fuente (h) que cuenta con una vál

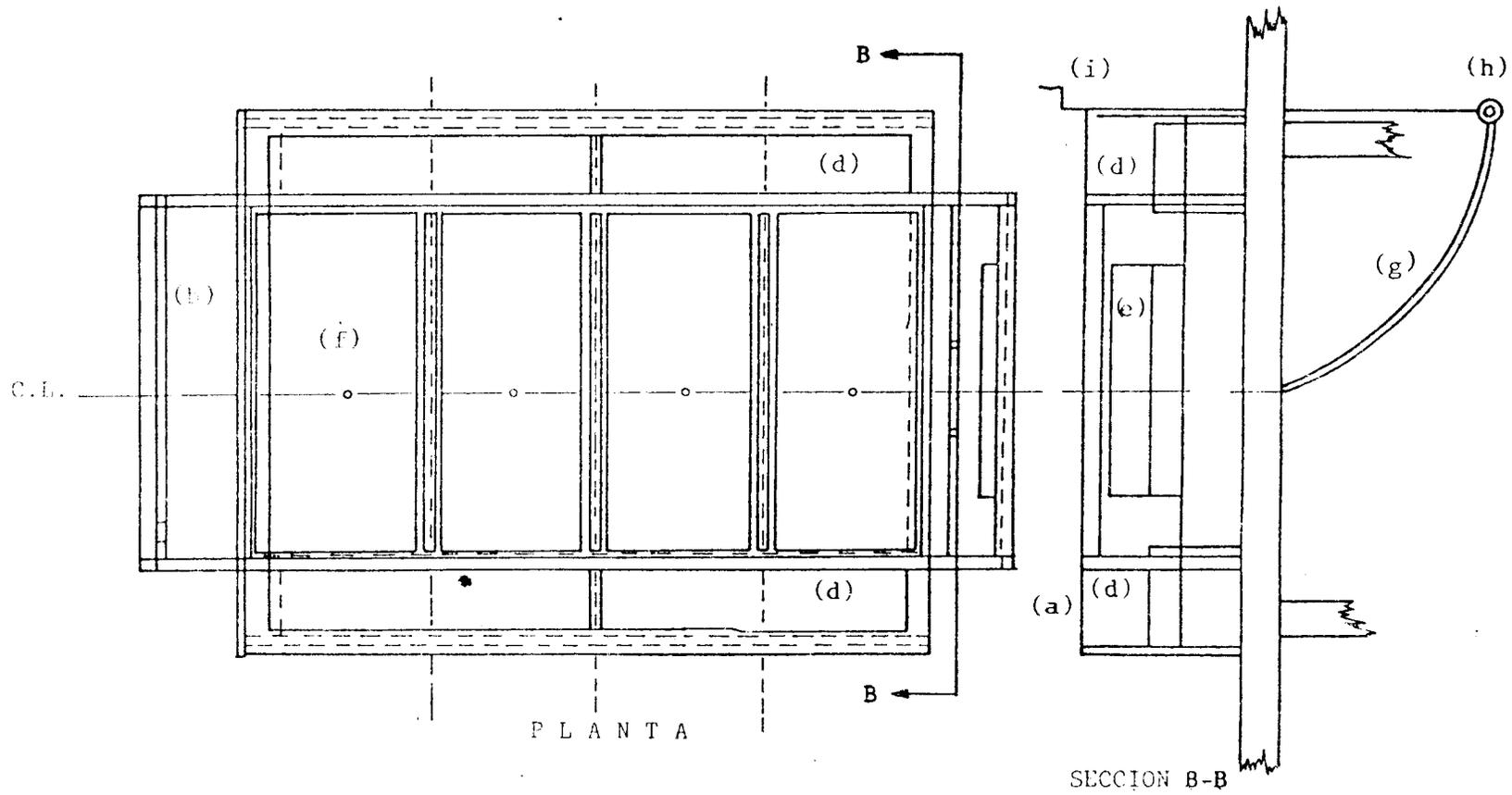


FIG. No. 10 CELDA CALLOW

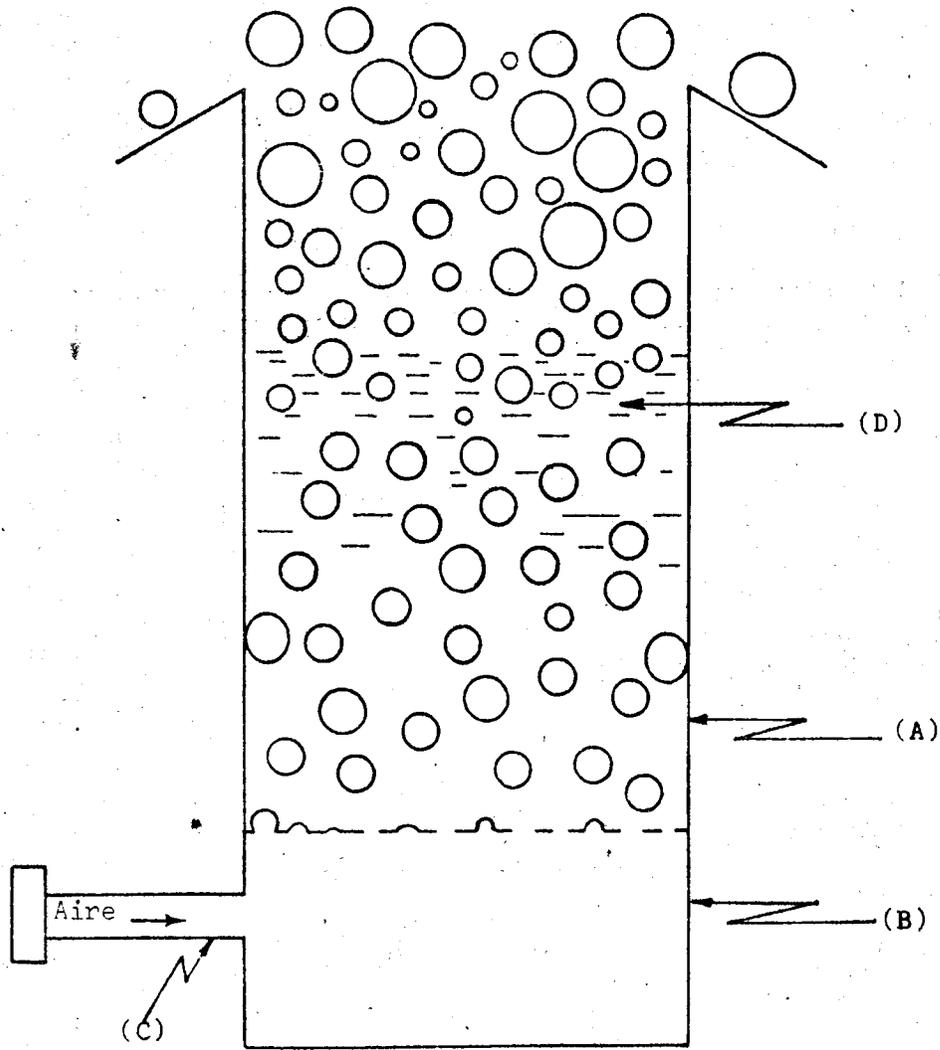


FIG. 11 SECCION TRANSVERSAL DE UNA CELDA CALLOW DE FONDO PLANO

vula principal de control de abastecimiento y controles individuales (i) para cajones separados.

La figura No. 11 nos muestra un esquema de la sección transversal de una celda Callow de fondo plano.

La caja de la celda (A), tiene un falso fondo de lona (B) (correspondiente a la parte superior de la caja del aire) debajo de la cual se introduce aire a baja presión a través de la tubería (C). Al atravesar lentamente los poros de la lona, el aire forma una sucesión de burbujas, las cuales producen una espuma en la superficie de la celda, después de que se les han adherido las partículas que se desean flotar.

- CELDA Mc. INTOCH (Fig. No. 12).

Este tipo de máquinas, tienen el medio poroso enrollado alrededor de un tubo perforado giratorio (a) montado cerca del fondo de una caja en forma de "V" (b). El rotor (a) constituye una cámara de aire, la cual es montada sobre una flecha hueca (c), montada sobre una chumacera. Las flechas son usualmente llevadas a través de la pulpa hasta el otro extremo de la celda.

En este tipo de máquinas, la aeración se efectúa introduciendo aire a través del rotor, el cual se disgrega en pequeñas burbujas al pasar por los poros del medio poroso. La distribución del aire se hace a todo lo largo del rotor, además éste gira y ayuda a mantener en suspensión las partículas para que sean recolectadas por las burbujas, elevándose éstas hasta la superficie de la pulpa, donde se derraman libremente por los labios de la caja.

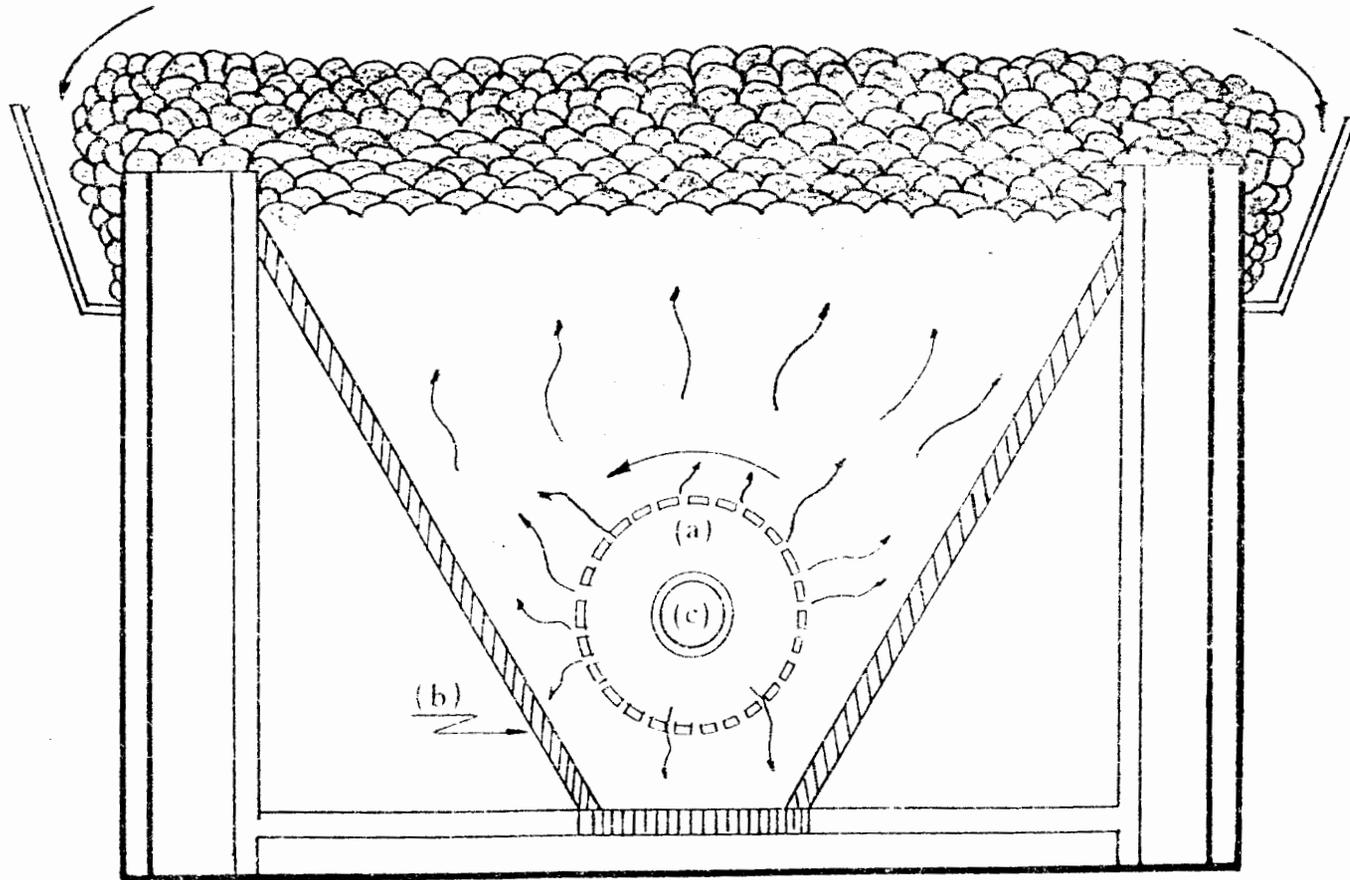


FIG. 12 CELDA Mc. INTOCHI

2) Máquinas Neumáticas que introducen aire a través de tubos (air-lift).

Todas las máquinas de este tipo (Ver fig. no. 13), consisten esencialmente de un recipiente en forma de "V" (1) con una cámara colectora de aire a baja presión en la parte superior de la máquina (2). De esta cámara, bajan una serie de tubos alineados (3), los cuales están abiertos en el extremo inferior. Estos tubos, bajan hasta el fondo o al seno de la pulpa, casi a 6" del fondo. El diámetro de estos tubos es de 0.75 a 1.25" para las máquinas primarias y de 0.5 a 1" para las máquinas limpiadoras.

La cámara elevadora de aire (4) se forma por dos paredes divisorias verticales (5), una en cada lado de la fila de tubos, formando un compartimiento de 6 a 8" de ancho. Los extremos inferiores de las paredes divisorias están arriba de los extremos inferiores de los tubos (de nivel) y los extremos superiores están casi al nivel de los labios de derrame (6).

Afuera de los extremos superiores de las paredes divisorias hay dos placas deflectoras perforadas (7), las cuales están a todo lo largo del recipiente y son más o menos paralelas a los lados de la cámara elevadora de aire y sus extremos inferiores están bajo el nivel de la pulpa.

En el espacio entre las placas deflectoras y las paredes de la máquina, las burbujas pueden elevarse sin mucha perturbación.

Las máquinas de este tipo son: La "Forrester", "Hunt" y "Welsch", además la "Southwestern", que se basa en el principio de operación de la Hunt y la Welsch.

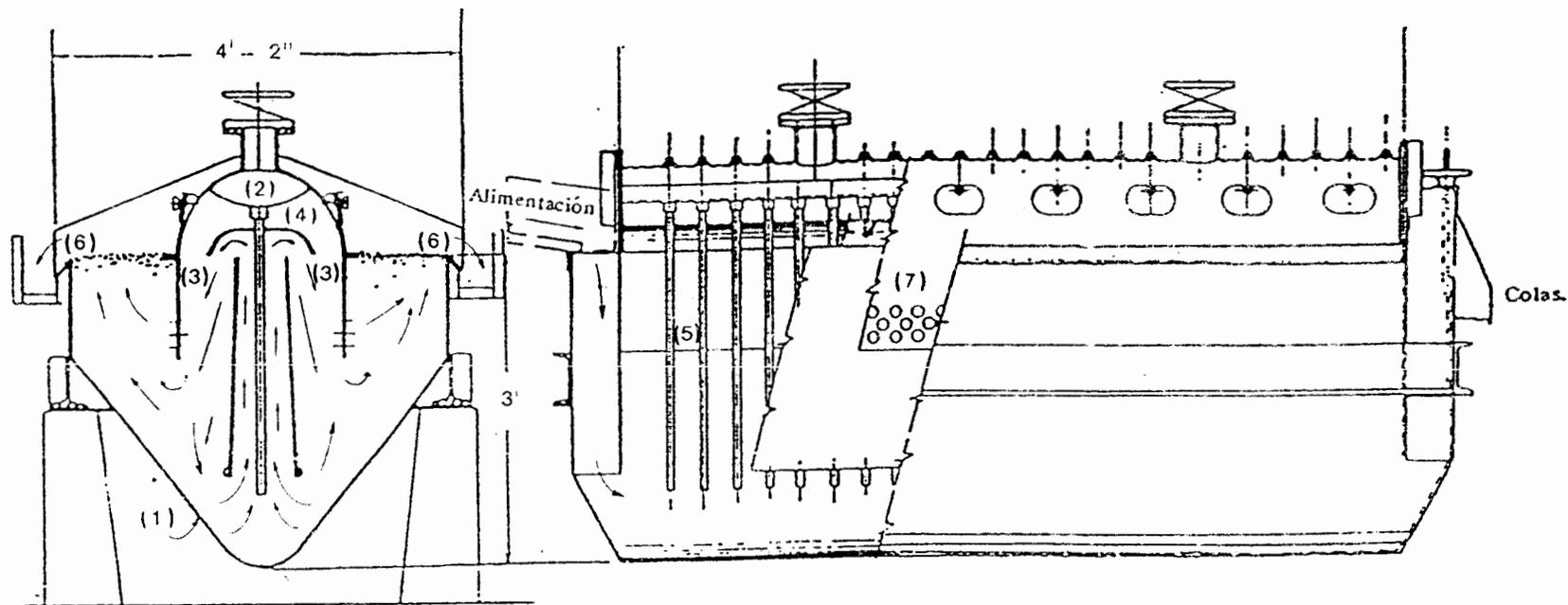


FIG. 13 MAQUINA SOUTHWESTERN CON ELEVACION DE PULPA POR AIRE (AIR-LIFT)

La descripción anterior corresponde en forma general a todas estas máquinas con las siguientes variantes.

En la máquina Forrester, las dos placas deflectoras perforadas están abiertas en la parte superior y en cambio en los otros tipos están cerradas con un deflector, el cual fue diseñado para dirigir la corriente ascendente de pulpa hacia abajo y hacia afuera contra las dos placas deflectoras perforadas.

En la máquina Hunt, la cámara central elevadora de aire se extiende ligeramente por encima del nivel de la pulpa y lleva una placa deflectora sobre la parte superior.

En la máquina Welsch, la porción superior de la cámara elevadora de aire está cubierta de tal modo que cualquier grado deseado de presión pueda ser formado en el interior, regulándose la presión con una serie de pequeñas puertas, que actúan como válvulas de desfogue.

a) Descripción de la operación (ver fig. No. 14 y 15).

Estas máquinas, se alimentan por el fondo en un extremo de ellas, pasando la pulpa a lo largo del recipiente bajo la presión de la alimentación hasta que es descargada sobre un vertedor ajustable en la salida de las colas en el otro extremo de la máquina. Este vertedor, controla el nivel de la pulpa en toda la máquina.

De los extremos inferiores de los tubos descendentes sale el aire en una corriente continua, levantando la pulpa hacia arriba de la cámara elevadora.

ra de aire, la corriente ascendente formada, se divide en la parte superior de la cámara e incide sobre el deflector, alcanzando las placas deflectoras perforadas con fuerza, dispersando el aire en burbujas pequeñas. En su descenso, pasa a través o por debajo de las placas deflectoras hacia el cuerpo de la máquina, fuera de la cámara elevadora de aire, esparciendo las burbujas homogéneamente en toda la pulpa y colectando las partículas del mineral.

Las burbujas penetran en las zonas exteriores de la caja en "V", elevándose sin mucha interferencia y soltando las partículas de ganga atrapadas mecánicamente por las burbujas. Estas burbujas, forman una espuma en la superficie de la pulpa, la cual fluye sobre los labios de la máquina, descargándose en los canales para concentrados, sin la ayuda de paletas.

La pulpa en su mayor parte, continúa su descenso y entra nuevamente en la cámara del elevador del aire, estableciendo un circuito, tomando su curso a través de la máquina en la forma de una espiral doble.

Una máquina con elevador de aire casi no tiene límite para su longitud, no siendo raras máquinas primarias de 100 pies de longitud. Muchas veces resulta mejor dividir la cámara colectora en secciones de 6 a 10 pies de longitud en una máquina larga, contando cada sección con su válvula propia reguladora del aire, admitiendo más aire en el extremo destinado al descargue de las colas que en el extremo que corresponde a la alimentación, pudiéndose así obtener un concentrado más limpio.

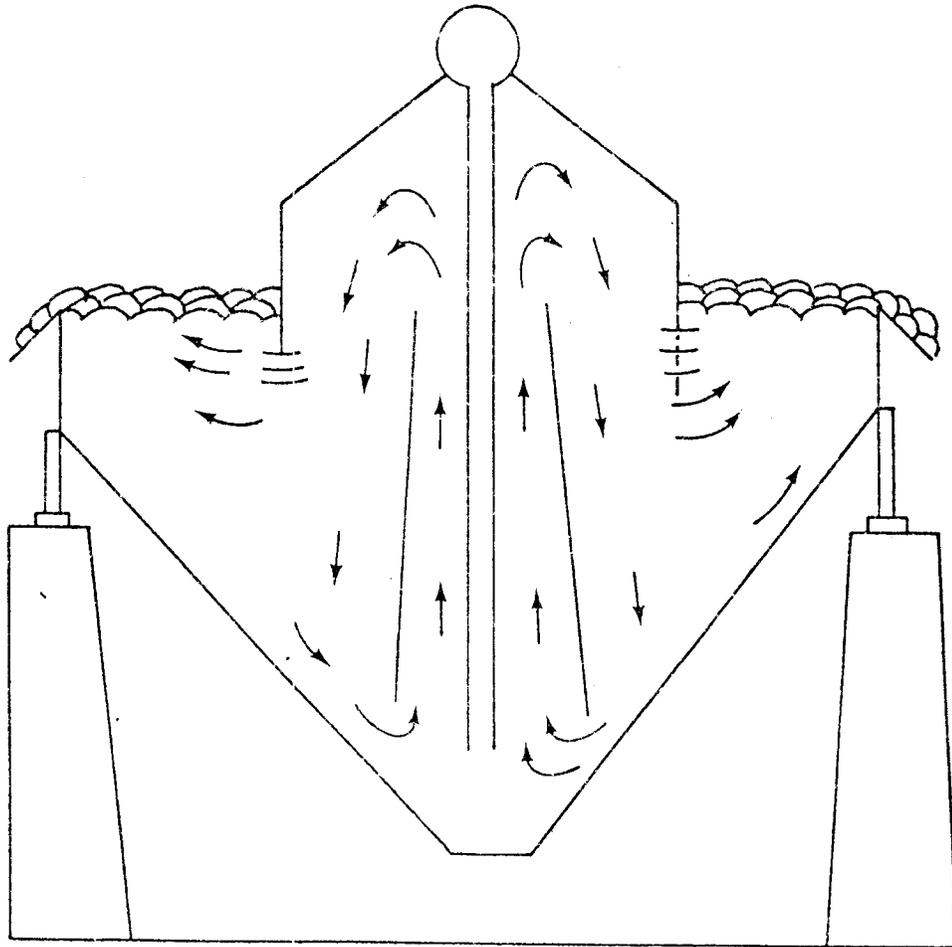


FIG. 14 MAQUINA FORRECTOR

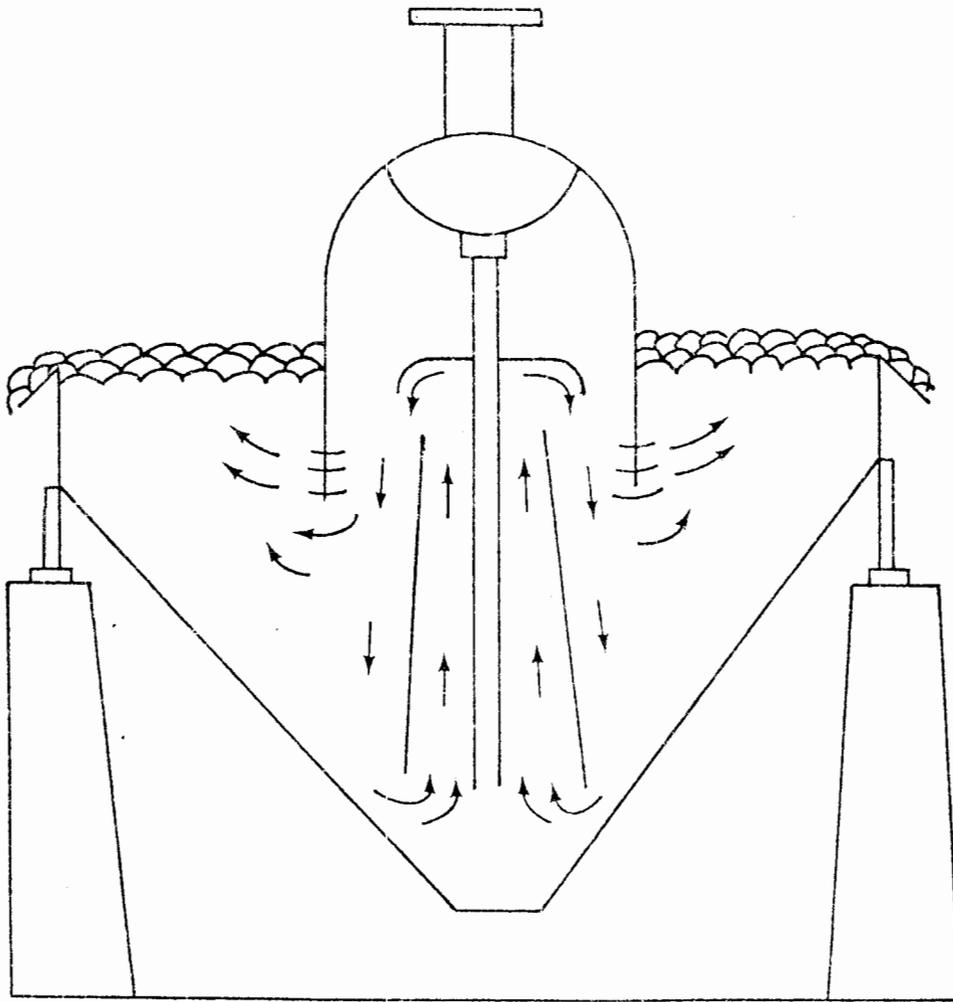


FIG. 15 MAQUINA SOUTHWESTERN

Usualmente, el tratamiento en primarias y en recuperadoras de desechos se realiza en una máquina, y la limpia del concentrado de las primarias; debe efectuarse en una unidad o unidades separadas.

La presión del aire que se necesita en la cámara colectora varía de 1.6 a 1.7 lb/pulg², dependiendo de las características del mineral que se debe flotar y de la etapa de flotación que se esté llevando a cabo. Es común dar de 75 a 100 pies de aire libre por minuto en las primarias a la presión anterior por pie y de 45 a 70 pies/min. por pie en la limpiadora.

Las capacidades de las máquinas con elevación de la pulpa por aire de secciones diferentes, varían en proporción directa al área abajo del nivel de la pulpa (ver tabla 3).

Para cálculos aproximados, los requisitos de energía para estas máquinas pueden tomarse como de 2 a 2.5 Kwh por tonelada de mineral.

W/S Relación de pulpa	porcentaje de sólidos	Capacidad en ton. secas por 24 hrs. - por pie de máquina para los tiempos - de flotación consignados abajo.		
		8 min.	12 min.	10 min.
1.5/1	40	34	23	17
2/1	33	25	17	12
3/1	25	18	12	9
4/1	20	13	9	7

Tabla 3 Capacidades de Máquinas de Flotación con elevación por Aire

II.14.3. MAQUINAS DE SUBAERACION.

Estas máquinas de flotación, son aquellas que cuentan con bombas de aspiración de aire en su interior.

Estas máquinas, aún cuando su funcionamiento es semejante al de las máquinas mecánico-neumáticas, difieren de éstas en la forma en que es proporcionado el aire y en la colocación de la bomba que succiona el aire que se necesita para la formación de las burbujas.

Las máquinas de subaeración más conocidas son: la "Denver Sub-A" y la "Fagergreen", las cuales tienen un gran uso en las plantas de tratamiento por flotación de hoy en día.

Generalmente todas estas máquinas (ver fig. No. 16) están constituidas por una artesa o cuba larga (A), dividida transversalmente en un número de compartimientos o celdas (B) aproximadamente cuadradas; en el centro de cada una y cerca del fondo, se coloca una bomba de aspiración constituida por un impulsor o rotor (C), montado en el extremo inferior de una flecha vertical (D) giratoria, y de una parte estacionaria adyacente (estator) de forma apropiada (E). Además, cuenta con un tubo (F) que rodea a la flecha por el cual se va a succionar el aire.

Las diferencias entre los distintos tipos, radican principalmente en las formas del estator y del rotor, como vamos a observar al describir las diferentes máquinas.

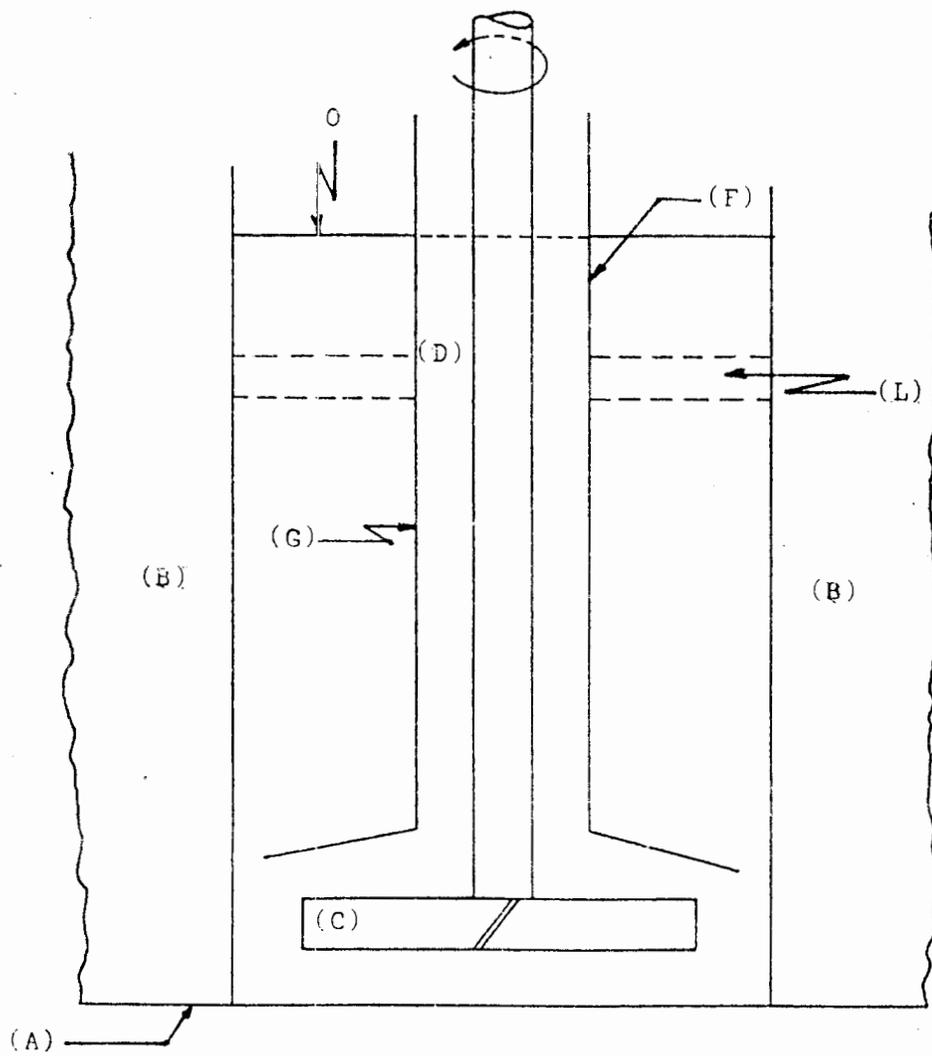


FIG. 16. ELEMENTOS DE UNA MAQUINA DE FLOTACION DE SUBMERISION

- DENVER SUB-A (Figs. No. 17, 18 y 20).

En esta máquina, la alimentación cae por gravedad a la celda sobre la parte superior de un impulsor invertido, penetrando a la primera celda por tubo alimentador y a las otras celdas por un compartimiento que tiene un vertedor.

El impulsor generalmente consiste de un disco circular ligeramente ahondado, que va asegurado al extremo inferior de la flecha y que lleva 6 hojas o álabes dispuestas verticalmente.

Cuenta también con una placa de desgaste o de defensa difusora estacionaria y ajustable sobre el impulsor, con un pequeño espacio libre, además, esta placa tiene una parte de pequeñas aletas en la periferia, las cuales producen una dispersión homogénea de burbujas menudas (pequeñas). Algunos modelos usan una placa de desgaste plana y sin aletas difusoras, en las cuales la aeración y la agitación son menores (ver fig. No. 19).

La placa de desgaste plana y sin aletas difusoras se usa para minerales que flotan fácilmente y para aquellos que son gruesos y abrasivos, ya que el consumo de energía y el desgaste son menores en éstas. La plancha difusora está sujeta con pernos a la pared inferior del conjunto que forma la cubierta.

La cubierta consiste de un tubo vertical o columna reguladora y de una tubería para el retorno de medios. Las flechas del impulsor son accionadas en pares por un solo motor en los tamaños más pequeños, y por motores verticales que utilizan bandas en "V" y poleas acanaladas en las máquinas más grandes.

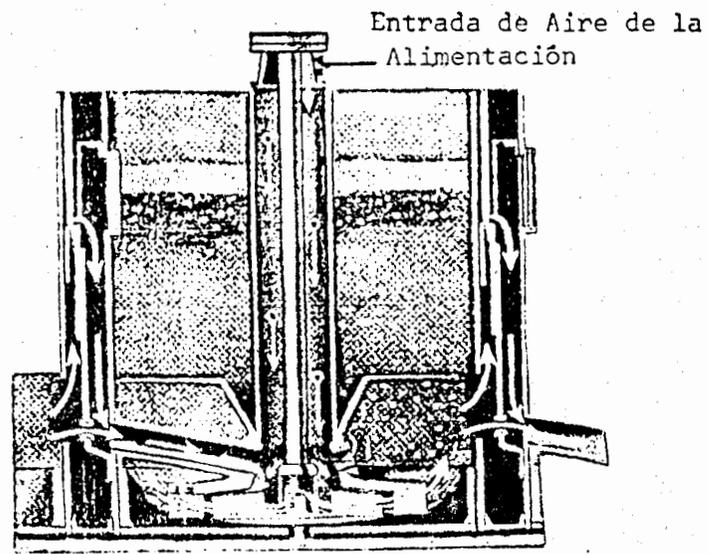


FIG. No. 17 CELDA DENVER SUB-A

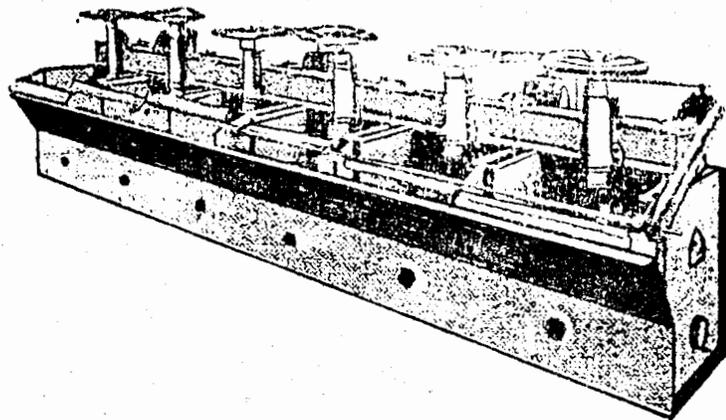


FIG. No. 18 MAQUINA DE FLOTACION DENVER SUB-A TIPO COMUN

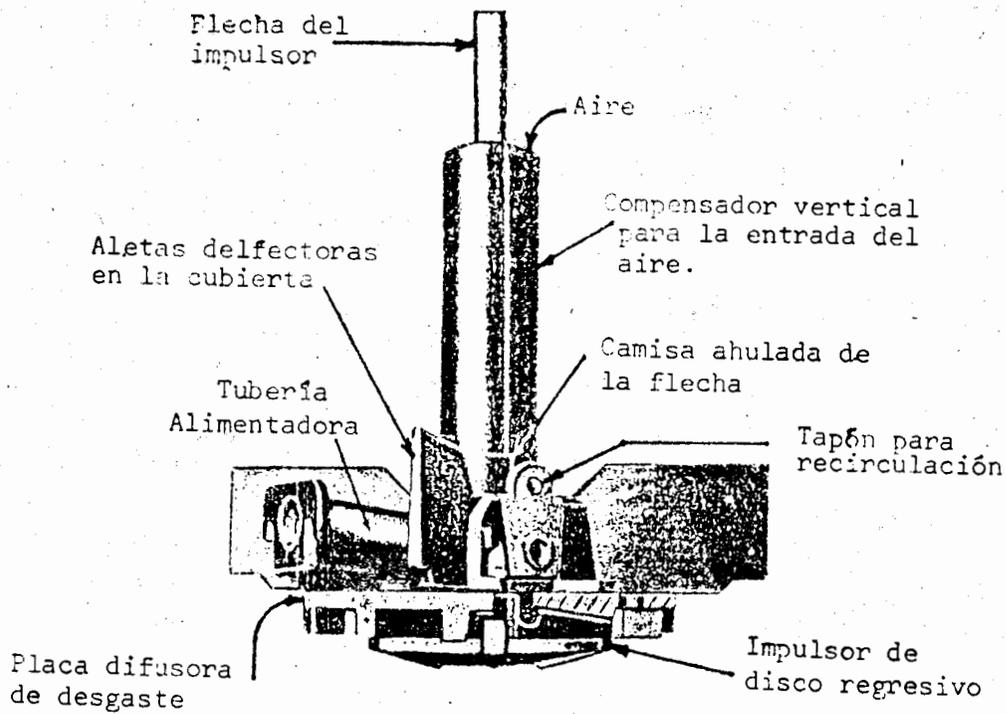


FIG. No. 19 IMPULSOR DE UNA MAQUINA DENVER SUB-A

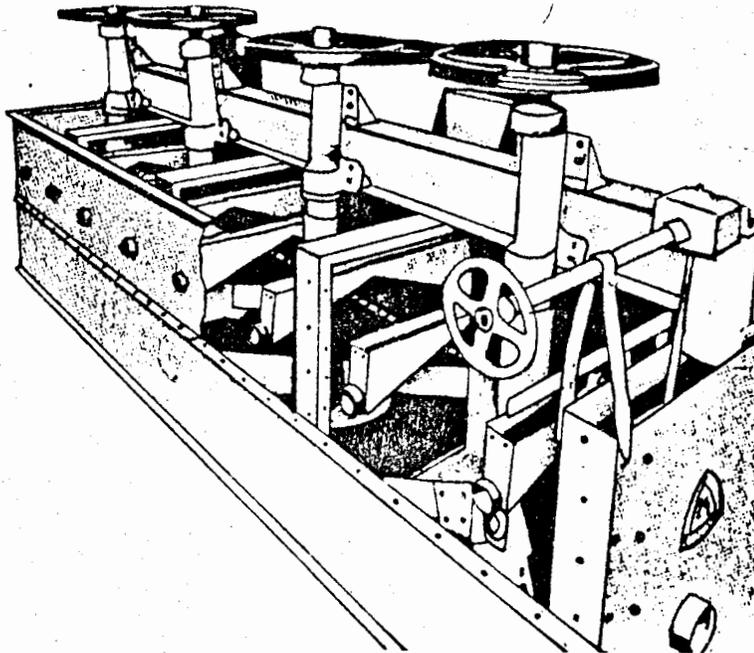


FIG. No. 20 MAQUINA DENVER SUB-A TIPO ABIERTO

El fondo de cada celda está provisto de lanas o forros de hule para protegerlo del desgaste, y las paredes de la zona de agitación están provistas de lanas de fierro vaciado. Los impulsores y las placas de desgaste son de fierro vaciado o de hule moldeado. Además en la cubierta, se tienen también cuatro placas deflectoras (desviadoras).

a) Operación de la máquina Denver Sub-A.

La pulpa de alimentación que pasa a la primera celda de máquina, es succionada a través de la tubería de entrada de la alimentación, hacia el impulsor, el cual la proyecta hacia afuera, por los álabes giratorios hasta la zona inferior de agitación. Al mismo tiempo, el aire circula hacia la parte inferior por la tubería central, debido a la succión que provoca el impulsor.

La corriente de aire, se disgrega de pequeñas burbujas en su paso hacia la zona más baja de agitación, distribuyéndose en toda la pulpa. El remolino formado por el impulsor, se destruye por efecto de las placas deflectoras en combinación con las aletas difusoras, formándose una zona relativamente quieta sobre la cubierta, en la cual las burbujas cargadas de mineral, ascienden, cayendo las partículas de ganga atrapadas mecánicamente. Estas burbujas forman una espuma en la superficie de la pulpa, la cual es rastrillada por las paletas rebosadoras y en algunos casos, sólo derrama libremente por el labio de la celda, cayendo en el canal de concentrados. El resto de la pulpa circula hacia abajo girando alrededor del impulsor, disponiéndose en la cubierta, pequeños orificios ajustables para permitir que cualquier cantidad de pulpa, se haga recircular a través del impulsor.

Cuando se tienen varias celdas, la pulpa fluye continuamente bajo la presión de la alimentación sobre un vertedor colocado lateralmente en la celda, pasando posteriormente a la tubería de alimentación de la siguiente celda, repitiéndose la misma operación, hasta que finalmente, la pulpa sin valores descargue, sobre el vertedor de la última celda, al canal de colas.

Los vertedores tienen compuertas ajustables que permiten que el nivel de cada celda sea regulado independientemente de las otras. La máquina estándar Denver Sub-A, tiene aberturas para el retorno de medios, las cuales se cierran con tapones cuando no se usan. También cuenta con aberturas similares en la parte posterior de la máquina, para permitir que los productos intermedios, así como los medios de la flotación, puedan ser transferidos a cualquier celda sin necesidad de utilizar bombeo.

La máquina Denver Sub-A tipo abierto, se ha diseñado especialmente para el caso de una operación intensa. Esta máquina, varía de la anterior, ya que no cuenta con tuberías para la transferencia de medios o para el traslado de alimentación, ni con paredes divisorias o vertedoras entre los impulsos.

Para la rápida remoción de la pulpa, se tienen colocados canales transversales espaciados lo suficientemente cerca, como para evitar que se produzcan áreas estancadas. En este tipo de máquinas no se emplean paletas para derramar la espuma, sino que éste se efectúa libremente.

La espuma de cada canal transversal descarga a través de una abertura colocada en el frente de la máquina hacia un canal para concentrados (ver fig. No. 20).

Para el caso general en que se necesitase una aeración extra, se cierra la boca superior del tubo vertical por medio de una campana vaciada provista de una entrada de aire, a través de la cual se hace pasar la cantidad requerida de aire (como se hace en la máquina Denver Sub-A tipo abierto).

Para los detalles sobre los diferentes tamaños de la máquina Denver Sub-A ver la tabla 4 y para sus capacidades en diferentes condiciones de flotación, ver la tabla 5.

Para efectos de cálculos aproximados, la energía requerida para estas máquinas usualmente se estima entre 2.5 y 4 kw/h por tonelada, en función de la flotabilidad del mineral.

Tamaño de la máquina (Diámetro del impulsor en pulgadas).	Sección de la celda. (Pulgadas)	Volumen de la celda (pies cúbicos)	H.P. promedio por celda.	Capacidad normal (límites en que opera la máquina en ton. por 24 horas).
12	22 x 22	10	1.0	50-110
15	24 x 24	12	1.2	70-150
18	28 x 28	18	1.4	100-220
18 Sp.	32 x 32	24	2.2	120-270
21	38 x 38	40	3.2	220-500
24	43 x 43	50	4.2	250-600
30	56 x 56	100	9.0	500-1200

TABLA 4 Especificaciones de Máquinas de Flotación Denver Sub-A.

T. de Flot	8 min.				12 min.				16 min.			
W/S relación de pulpa % de sólidos	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1
	40	33	25	20	40	33	25	20	40	33	25	20
Tamaño de la máquina.	Capacidad en ton. secas por celda por 24 hrs.											
12	30	24	17	13	20	16	11	9	15	12	9	7
15	36	28	20	15	24	19	13	10	18	14	10	8
18	54	42	30	23	36	28	20	15	27	21	15	12
18 Sp.	72	56	40	31	48	37	27	21	36	28	20	16
21	120	94	68	52	80	63	45	34	60	47	34	26
24	150	117	84	64	100	78	56	43	75	59	42	32
30	300	234	168	128	200	156	112	80	150	118	84	64

Tabla 5 capacidades de las máquinas Denver Sub-A.

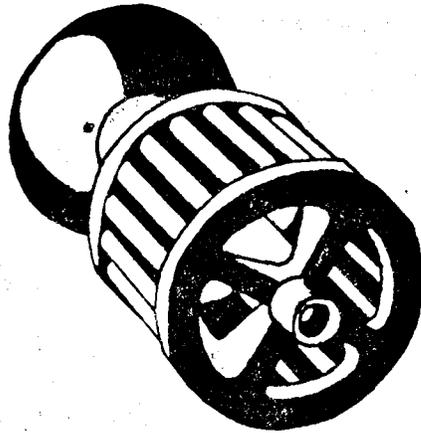
- FAGERGREEN (Fig. No. 21).

Esta máquina, consiste de una serie de celdas someras, las cuales independientemente, forman una unidad integrada por un rotor-estator, que consiste en una jaula tipo "ardilla" construida con un número determinado de barras de acero forradas con hule y poco espaciadas entre sí. El rotor gira en el interior del estator, el cual está fijo y separado del rotor por un espacio libre muy pequeño. Formando una pieza con cada anillo del rotor hay un impulsor de cuatro álabes (Ver. Fig. No. 21).

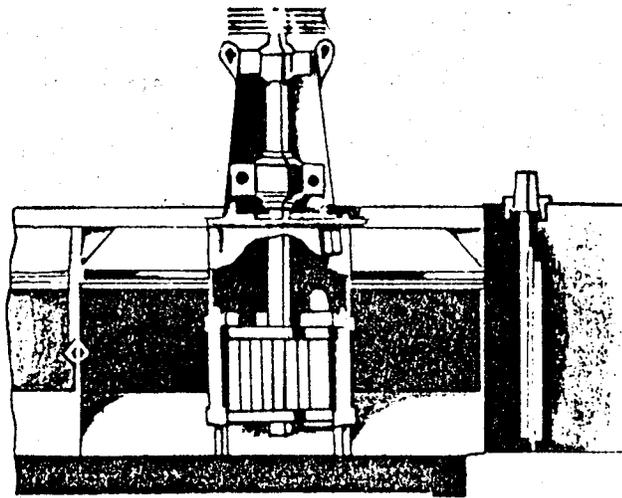
El anillo superior del rotor está acuñado a una flecha motriz, y los álabes de este anillo están diseñados para succionar el aire, de tal forma que éste pase a través de la tubería vertical colocada sobre el rotor. Los álabes del anillo inferior tienen cierta forma, tal que pueden hacer pasar la pulpa a través del espacio entre el anillo inferior del estator y el fondo de la celda. La flecha motriz está sostenida en una chumacera envolvente y es accionada por un motor vertical y bandas en "V".

El estator tiene anillos abiertos y descansa en el fondo de la celda con espaciadores colocados debajo del anillo inferior para proporcionar el espacio justo.

Cada unidad de las máquinas Fagergreen tienen una caja de alimentación y un vertedor de descarga. Las celdas están separadas por paredes divisorias con una ranura ancha colocada abajo y en la parte media. El fondo de dicha ranura está abierto y la mitad superior cerrada, la cual se puede abrir si se desea para permitir que la pulpa se mueva libremente de una celda a la siguiente.



(a) Rotor de una Celda Fagergreen



(b) Corte Transversal de una Celda Fagergreen

FIG. No. 21 MAQUINA DE FLOTACION FAGERGREEN

a) Operación de las máquinas Fagergreen.

La primera celda se alimenta a través de una abertura ranurada en el fondo de la caja de alimentación y pasa de celda a celda por las ranuras abiertas en las paredes divisorias, hasta la última celda, la cual descarga sobre el vertedor de colas, controlando así el nivel de la pulpa en la máquina. Los álabes u hojas giratorias del rotor impulsan la pulpa hacia arriba por el espacio debajo del estator, y succionan el aire hacia abajo, a través de la columna reguladora vertical. Al introducirse el aire, éste se distribuye en la pulpa y ésta es lanzada horizontalmente a través de las barras del rotor y del estator, debido al movimiento giratorio hacia el cuerpo de la celda. El aire es dividido en pequeñas burbujas diseminadas homogéneamente en la pulpa, levantándose hacia la superficie con la carga de partículas minerales que han logrado atrapar y formar ahí una espuma de grueso espesor y homogénea, la cual rebalsa el labio en ambos lados de la celda, sin necesidad de usar paletas. La pulpa restante circula por los lados de la celda hacia abajo y nuevamente hacia el rotor, efectuándose nuevamente el ciclo.

Los detalles sobre los diferentes tamaños de las máquinas se ofrecen en la tabla 6 y sus capacidades bajo diferentes condiciones de flotación están consignados en la tabla 7.

Tamaño de la máquina. (Dimensión de un lado de la celda).	Volumen de la celda.	Diámetro del rotor	Velocidad máxima -- del rotor.	H.p. aproximados por celdas.	Capacidad aproximada. Límite de la máquina en toneladas por 24 horas.
Pulgada	Pies ³	pulgadas	(r.p.m.)	(H.P.)	
36	11	9	900	3.0	Hasta 100
44	21	11	750	5.0	100-300
56	40	14	600	10.0	250-1000
66	61	16 1/2	500	15.0	500-2000

Tabla 6 Especificaciones de las Máquinas de Flotación Fegergreen

T. de Flot.	4 min.				8 min.				12 min.			
w/s relación de pulpa.	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1
% de sólidos	40	33	25	20	40	33	25	20	40	33	25	20
Tamaño de la máquina (Pulgadas)	Capacidad en ton. secas por celda por 24 hrs.											
36	65	50	36	28	33	25	18	14	22	17	12	9
44	125	96	70	54	62	48	35	27	42	32	23	18
56	240	185	134	104	120	93	67	52	80	62	45	35
66	360	280	200	155	180	140	100	78	120	95	67	52

Tabla 7 Capacidades de las Máquinas de Flotación Fegergreen

II.14.4. MAQUINAS MECANICO-NEUMATICAS.

Son aquellas máquinas en las cuales la corriente de aire es insuflada por un soplador, mismo que la toma de un depósito de aire de baja presión.

Como su nombre lo indica, estas máquinas emplean la combinación de los principios de operación de las máquinas neumáticas y las máquinas mecánicas, ya que se utiliza una agitación mecánica por medio de un agitador, y además hay una inyección de aire a baja presión.

Las máquinas mecánico-neumáticas, constituyen en la mayoría de los casos, avances técnicos de la máquina comparativamente más sencilla llamada máquina de subaereación "Mineral Separation". Las de uso contemporáneo en la comunidad Británica y en América son las máquinas " Mineral Separation" (con sus variantes), y las máquinas " Agitair" .

- MINERAL SEPARATION CON SUBAEREACION (Fig. No. 22).

Esta máquina, consiste esencialmente de cierto número de celdas de sección cuadrada con un impulsor que gira en el fondo de cada celda, el cual está colocado sobre una abertura por la que se hace pasar la pulpa y sobre un tubo por el cual se introduce el aire. Este impulsor, tiene cuatro hojas (álabes) a 45° y va adosado al extremo inferior de una flecha vertical, que gira a una velocidad periférica de 1450 a 1500 pies por minuto.

Arriba del impulsor de cada celda van adosadas unas placas deflectoras las cuales reducen la tendencia a formar oleaje en la superficie de la pulpa.

Las flechas usualmente se accionan en pares por motores verticales, utilizando bandas en "V" y poleas acanaladas. También el impulsor, normalmente está cubierto en su parte superior, aunque algunas veces está tapado arriba y abajo y lleva hojas curvas cuando se están tratando pulpas con partículas gruesas.

a) Operación de las Máquinas "Minerals Separation" con Subaeración.

La pulpa es alimentada por un paso de transferencia por debajo del fondo de la primera celda y es jalada hacia el impulsor por la succión debida a su rotación. De esta zona, es impulsada hacia la zona de agitación en la porción inferior de la celda. Después, la pulpa se levanta por los lados de la celda y es llevada hacia abajo por el centro, de nuevo hacia la zona de agitación, efectuándose un circuito en la celda. Una corriente de aire es insuflada por un soplador que proporciona de 1.5 a 2.0 libras por pulgada cuadrada a través de una tubería colocada en el centro, hacia el impulsor; por debajo de él mismo. Debido a la violencia de la agitación, esta corriente de aire se disemina en burbujas en la zona de agitación. Posteriormente, las burbujas cargadas de mineral se elevan y pasan a la zona más quieta en la parte superior, arriba de las placas deflectoras, formando una espuma en la superficie de la pulpa que es derramada hacia el canal de concentrados por medio de paletas giratorias.

La presión de la alimentación, provoca que la pulpa salga continuamente a través de una hendidura colocada en la parte posterior de la celda, sobre un vertedor ajustable, el cual desciende a través de un paso de transferencia, hacia el fondo de la siguiente celda, pasando de este modo, a través de todas las celdas hasta que el mineral comercial ha sido flotado por completo, descargándose de la última celda, a las colas finales.

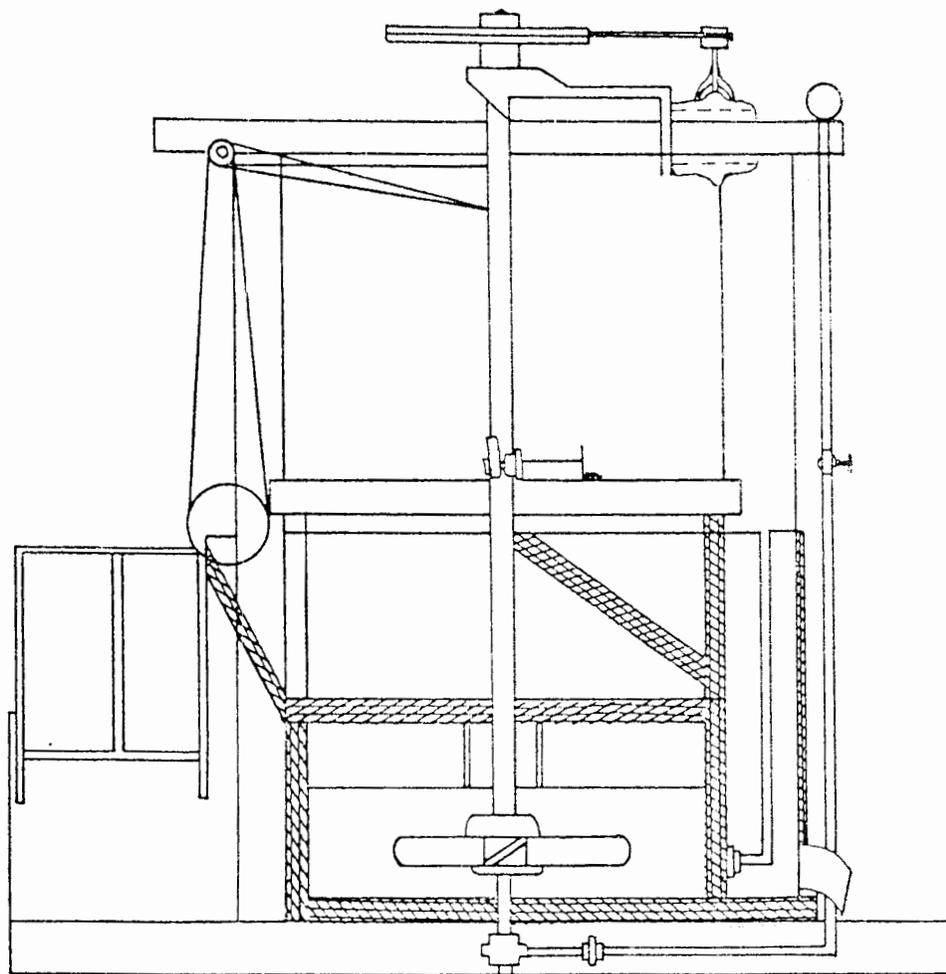


FIG. 22 MAQUINA MINERAL-SEPARATION CON CUBIERTA

La válvula de aire y el vertedor ajustable controlan el volumen de burbujas y el espesor de la espuma en forma independiente en cada celda.

El tamaño de las máquinas queda definido por el diámetro del impulsor. El ancho de la celda, es el doble del diámetro del impulsor, y la altura es de 20 a 25% más que el ancho.

Para los diferentes tamaños y capacidades normales, ver la tabla 8.

Tamaño de la máquina (Diámetro del impulsor). (pulgadas)	Sección para la celda. (pulg)	volumen de la celda. (pies)	velocidad del impulsor. (r.p.m.)	H.P. promedio por celda.	Capacidad Aproximada de una de 10 celdas. (ton/día)		Volumen de aire requerido en pies cúbicos por minuto por celda.
					W/S relación de pulpa sólidos.		
					4:1	3:1	
12	24x24	12	460	1.5	50	75	20-25
15	30x30	22	375	2.25	100	150	25-30
18	36x36	36	320	3.25	150	250	30-35
24	48x48	72	230	4.5	300	450	50-60

TABLA 8 Especificaciones Máquinas Mineral Separation Subaeradoras.

- MINERAL SEPARATION DE CONTRACORRIENTE (Fig. No. 23).

Es un tipo más reciente de la Máquina Mineral Separation con Subaeración, la cual en sus celdas, no tiene vertedores y éstas están conectadas entre sí por una ranura abierta en las paredes divisorias de las celdas contiguas. Además, estas máquinas tienen un paso de transferencia con su abertura en el fondo, en la base de la pared divisoria de cada celda, la cual descarga-

bajo el impulsor de la celda siguiente. La pulpa es jalada o extraída por el paso de transferencia de una celda a la siguiente, por la succión del impulsor. La pulpa se mezcla con el aire insuflado a través de la tubería de entrada del aire.

El volumen transferido de una celda a la siguiente, normalmente es mayor que el volumen de la alimentación que llega a dicha celda, pasando el exceso hacia la parte posterior, a través de la ranura abierta en la pared divisoria. De este modo, la pulpa circula a través de todos los impulsores hasta la salida de descarga.

Esta máquina también cuenta con un vertedor en la descarga de las colas, el cual regula la profundidad que adquiere la pulpa en toda la máquina, así como la profundidad en cada una de las celdas independientemente de las otras, alterando la altura del labio de derrame, con fajas o bandas metálicas removibles. Algunas veces es necesario utilizar paletas para remover la espuma.

Comparada con la máquina Minerals Separation con Subaeración, ésta puede emplear celdas menos profundas a causa del tipo de circulación de la pulpa que se efectúa en esta máquina, evitando así, pérdidas en la eficiencia metalúrgica para un determinado tonelaje de mineral.

Los detalles de la tabla 9, pueden aplicarse a la máquina de contracorriente, con la excepción de que los volúmenes de cada celda y el consumo de energía son más bajos en un 20-25%.

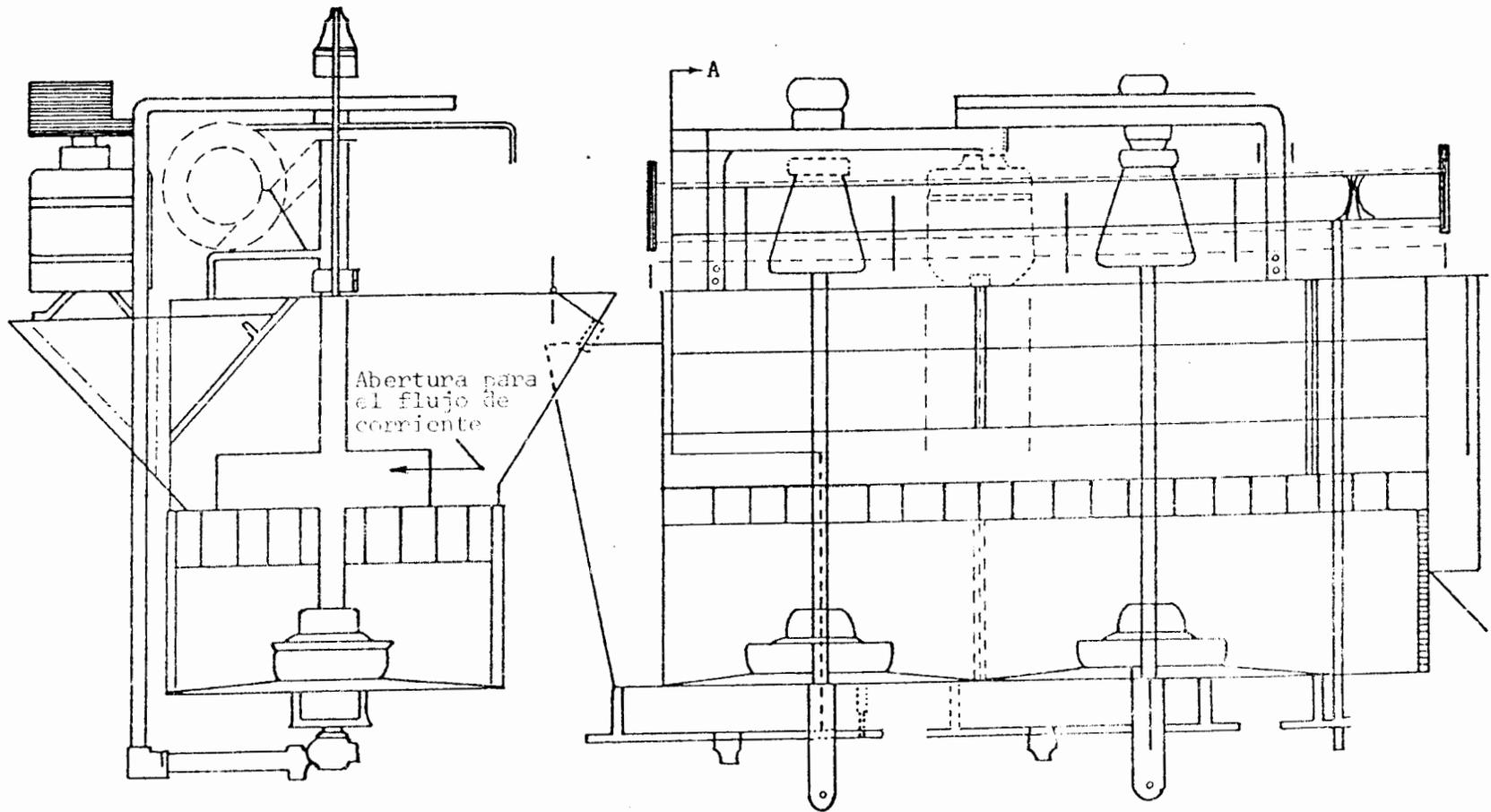
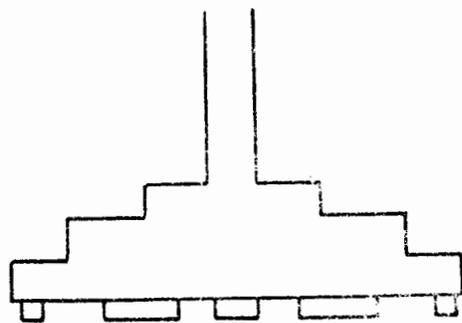
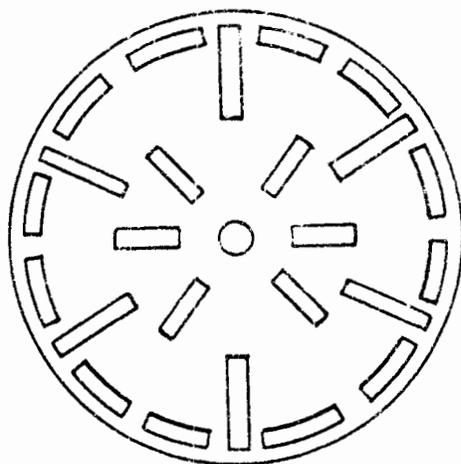


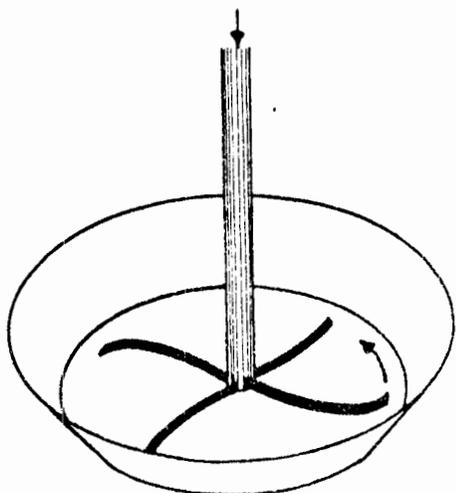
FIG. No. 23 MAQUINA " MINERAL SEPARATION" DE CONTRACORRIENTE.



a) Impulsor tipo
Weiming



Aire a baja presión



c) Impulsor tipo Detair

b) Impulsor Both
Thompson Coligher

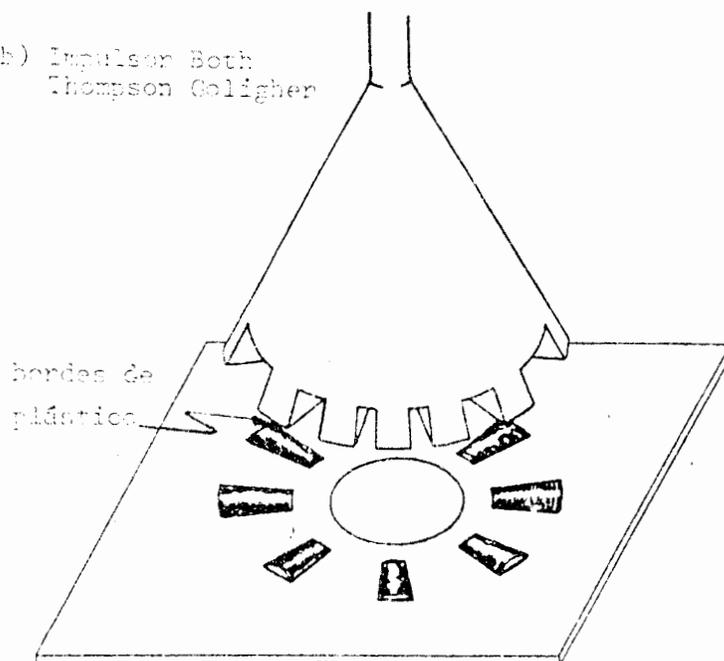


FIG. No. 25 OTROS TIPOS DE MECANISMOS DE AGITACION MECANICO-NEUMATICO

- AGITAIR (Fig. No. 24).

Esta máquina de flotación, cuenta con una serie de celdas de sección cuadrada, las cuales tienen un impulsor giratorio en el fondo, que viene siendo un disco plano con barras de acero que se extienden hacia abajo en la periferia del disco. El disco del impulsor, va conectado a una flecha motora hueca, la cual se aloja en el conjunto que forma la chumacera.

La máquina cuenta con una cámara de aire sellada entre dos cojinetes de rodillos, contenidos en la cubierta del conjunto que forma la chumacera. Esta cámara, está conectada por medio de una válvula de control a un distribuidor de aire colocado sobre la celda y conectado a un soplador de baja presión.

En la porción de la flecha, rodeada por la cámara de aire, ésta tiene agujeros perforados, los cuales permiten que penetre el aire al hueco de la flecha, por donde se introduce éste hasta el impulsor. La flecha se acciona por separado o en pares por motores verticales, con poleas acanaladas y bandas en "V".

El impulsor está circundado por placas desviadoras de impacto (deflectoras) en forma radial, las cuales se llaman estabilizadoras. Estas placas, se sostienen de tal manera que se deja un espacio de 1 a 2 pulgadas entre ellas y el fondo de la celda, para que la pulpa circule debajo de dichas placas.

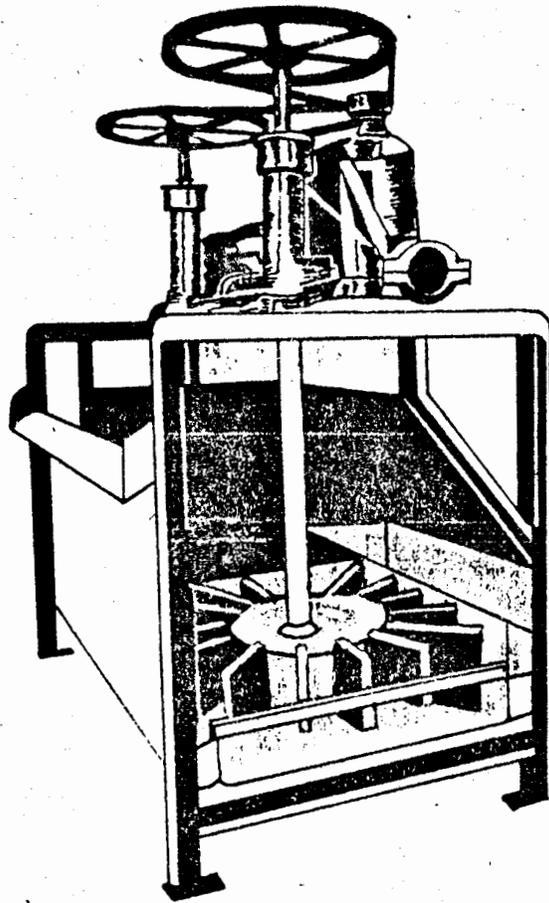


FIG. No. 24 MAQUINA DE FLOTACION AGITAIR

Cada unidad (banco) de este tipo de máquina, tiene su entrada de alimentación y un vertedor de descarga, también una ranura de transferencia entre las paredes divisorias de las celdas, para así permitir que la pulpa pase a través de toda la máquina.

a) Operación de las Máquinas Agitair.

La alimentación a la máquina, se hace por gravedad y por la abertura de alimentación. La pulpa fluye de celda a celda por las ranuras abiertas en las paredes divisorias, hasta que finalmente es descargada sobre el labio del vertedor de la última celda. Durante su flujo a través de la máquina, la pulpa circula alrededor del impulsor en cada celda, mezclándose así con el aire que sale de las barras del impulsor.

En el espacio comprendido entre el impulsor y las placas estabilizadoras, el aire se distribuye en toda la pulpa en pequeñas burbujas originadas por la agitación violenta del impulsor. El movimiento giratorio del impulsor, obliga a la pulpa a moverse hacia afuera hasta los espacios existentes entre las placas estabilizadoras, rompiéndose en ellas la acción del remolino. Las burbujas, en su viaje hacia la superficie se alejan de la zona de agitación, recolectando en este trayecto, su carga de partículas minerales, para finalmente formar una espuma bulliciosa y activa, la cual se derrama libremente sobre el labio de la celda, pasando al canal colector. La pulpa restante fluye nuevamente hacia la zona de agitación, circulando así hasta que pasa a la siguiente celda a través de la ranura en las paredes divisorias. Las arenas contenidas en la pulpa estéril, son descargadas finalmente por la parte inferior del último banco, para ser enviadas a la presa de jales.

Los detalles sobre los tamaños de estas máquinas se pueden apreciar en la tabla 9 y para sus capacidades en diferentes condiciones de flotación, ver la tabla 10.

El consumo de energía varía comúnmente de 1 a 2 Kwh por tonelada de mineral.

Existen otros tipos de máquinas Mecánico-Neumáticas, pero que son menos usadas y cuyas características del impulsor se muestran en la figura No. 25.

Tamaño de la máquina (lado de la celda - en pulgadas).	volumen de la celda. (pies ³)	Diámetro del impulsor (pulgadas)	Motor (H.P. por celda)	Capacidad Aproximada. límites de la máquina en ton. x 24 hrs.	volumen aire requerido en pies cúbicos por minuto - por -- celda.
No. 15	1.95	7.5	0.75	30-100	10
No. 24	10	12.5	8.0	150-500	20
No. 36	22.5	17.5 24.5	7.5	350-1000	30
No. 48	40	26.5 30.5	15.0	600-1800	50

Tabla No. 9 Especificaciones de las Máquinas de Flotación Agitair.

T. de flot.	4 min.				8 min.				12 min.			
	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1	1.5/1	2/1	3/1	4/1
W/S relación de pulpa % de sólidos	40	33	25	20	40	33	25	20	40	33	25	20
Tamaño de la máquina.	Capacidad en ton. secas por celda por 24 hrs.											
No. 15	10	8	6	4	5	4	3	2	3	2.5	2	1.5
No. 24	60	48	33	25	30	24	17	13	20	16	11	8
No. 36	134	105	75	58	67	53	37	29	45	35	25	19
No. 48	240	187	134	103	120	93	67	51	80	62	45	34

Tabla No. 10 Capacidades Para Máquinas de Flotación Agitair

II.15. CALCULOS PARA LA SELECCION DE MAQUINAS DE FLOTACION.

La capacidad de una celda de flotación tratando cualquier mineral, depende de factores y condiciones cuya determinación puede efectuarse más exactamente, por medio de experimentación o pruebas de laboratorio. La densidad de la pulpa y el tiempo de flotación requeridos, afecta notablemente la capacidad de una máquina de flotación. Conociendo estos factores a través de trabajos en planta o pruebas previas de laboratorio, se podrá determinar las dimensiones de una máquina de flotación. Las tres condiciones fundamentales, que constituyen los factores para determinar las dimensiones apropiadas de una máquina (*) y el número de celdas, se mencionan a continuación.

(*) En lo sucesivo, deberá entenderse como "máquina", al conjunto de "n" celdas que forman un banco; y como "celda", a una sola unidad.

Capacidad de tratamiento	100 ton/día
p.e.mineral	2.5 ton/m ³
Tiempo de flotación	8 minutos
Dilución de la pulpa	3:1 (25% sólidos)

SOLUCION:

$$\text{Vol.} = \frac{m}{\delta}$$

$$V \text{ mineral} = \frac{100}{2.5} = 40 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{100}{1} \times 3 = 300 \text{ m}^3 \quad (\text{donde p.e. H}_2\text{O} = 1)$$

$$V \text{ pulpa} = V \text{ min} + V_{\text{H}_2\text{O}} = 40 + 300$$

$$V \text{ pulpa} = 340 \text{ m}^3$$

Si 24 hrs. = 1440 minutos

$$\frac{100 \text{ ton}}{1440 \text{ min.}} = 0.0694 \text{ ton/min}$$

$$V_{\text{min}} = \frac{m}{\delta} = \frac{0.0694 \text{ ton/min.}}{2.5 \text{ ton/m}^3} = 0.0278 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{m}{\delta} = \frac{69.4}{1} \text{ Kg/min} \times 3 = 208.300 \text{ Kg/min.}$$

Mineral	69.4 Kg	27.7 litros
Agua	<u>208.3 Kg</u>	<u>208.3 litros</u>
Pulpa	277.7 Kg	236.1 litros.

$$V \text{ pulpa} = 0.2361 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$V \text{ pulpa}/8 \text{ min} = 0.2361 \times 8 \text{ min} = 1.888 \text{ m}^3/8 \text{ min.}$$

$$1 \text{ m}^3 = 35.32 \text{ ft}^3$$

- TIEMPO DE CONTACTO. El tiempo de contacto (tiempo de flotación) requerido por el mineral, es uno de los factores determinantes para calcular la capacidad. Si uno de los minerales es de flotación rápida y no requiere más de 6 minutos de tiempo de tratamiento, y otro mineral es de flotación lenta y requiere 12 minutos, resulta evidente que el mineral de flotación lenta requerirá el doble de la capacidad necesaria que el de flotación rápida. La densidad de la pulpa y la gravedad específica de los sólidos secos, son factores determinantes en el cálculo del tiempo de contacto de flotación, y a través de éste, se determina el volumen requerido por la celda de flotación.

- VOLUMEN DE LA CELDA. El volumen de la celda determina el tiempo disponible para llevar a cabo la flotación de los valores minerales; por consiguiente, la capacidad de cualquier máquina de flotación depende de su volumen. Como el tiempo de contacto es fundamental para todo cálculo relacionado con la capacidad, el volumen útil deberá ser cuidadosamente establecido de acuerdo con determinaciones precisas de las especificaciones de la pulpa.

- TRATAMIENTO. Los resultados requieren que la máquina de flotación tenga una amplia reserva sobre su capacidad de fábrica, así, dependiendo de las condiciones del mineral y de los requerimientos industriales de pureza, se emplean comúnmente los siguientes márgenes de seguridad.

Para minerales de alto valor	——	100%
Para minerales cuyo mercado exige alta ley	-----	25%
Para minerales muy flotables	-----	25%

Los resultados con celdas de igual volumen, no son necesariamente iguales, debido a que ellos no pueden ser igualmente eficientes. En algunos casos es posible que se requieran varias etapas de limpieza para producir un concentrado de alto grado. Esta operación se puede llevar a cabo, generalmente en un solo banco de celdas sin emplear bombas para el retorno de medios.

METODOLOGIA PARA DETERMINAR LA CAPACIDAD

Para determinar el número de celdas requeridas, se deberá multiplicar el tonelaje propuesto por día (24 hrs), por el tiempo de contacto (determinado previamente en el laboratorio), dividiendo el producto, por la densidad del compósito de la pulpa. El factor de gravedad específica, se encuentra dado en la tabla No.11. Este factor se encuentra en la intersección de la línea horizontal correspondiente a la dilución de la pulpa y la columna vertical que corresponde a la gravedad específica del mineral. En aras de asegurar el tratamiento más eficiente del mineral, y producir un concentrado de alto grado de pureza, es aconsejable tener el volumen total necesario, dividido entre 4 y 6 celdas, de manera que ellas puedan ser usadas adecuadamente, en las etapas sucesivas de flotación primaria, 1^o limpia, segunda limpia o relimpia.

Las fórmulas empíricas más usuales para el cálculo de celdas, son los siguientes:

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de la máquina} \\ \text{(pies)} \end{array} = T \times t \times C_1$$

$$\text{No. de Celdas} = \frac{T \times t}{C_2}$$

Donde:

T = Toneladas de mineral seco por 24 hrs

t = Tiempo de contacto en minutos

C_1 = Factor de capacidad (tomado de la tabla No. 2) (*)

C_2 = Capacidad tabulada de la máquina (de la tabla 1) (*)

Para ilustrar el manejo de estas fórmulas, se procederá a ejemplificar con los siguientes problemas.

PROBLEMA No. 1

Calcular el número de celdas Denver "Sub-A" No. 15, que se requerirán para tratar 50 toneladas diarias de mineral aurífero-cuprífero, con un tiempo de flotación de 12 minutos, dilución de 3:1 y una gravedad específica de 3.0

SOLUCION:

De la tabla No.12, se determina el tonelaje tabulado (de acuerdo con las instrucciones dadas líneas arriba).

Ton. tabulado C_2 = 162 toneladas

$$\text{No. de celdas} = \frac{T \times t}{C_2} = \frac{50 \times 12}{162}$$

No. de celdas = 3.7 \approx 4 celdas

RESPUESTA : Deberán usarse 4 celdas Denver "Sub-A" No. 15

(*) Las tablas 1 y 2 han sido elaboradas por el fabricante para el cálculo de máquinas Denver "Sub-A". Para otra marca de celdas, se tendrá que recurrir a las tablas específicas de cada fabricante.

PROBLEMA No. 2

Determine el número de celdas Denver "Sub-A" No. 18 Sp. (32x32) que serán requeridas para tratar 125 toneladas por día de mineral de plomo y zinc, con gravedad específica de 3.4, tiempo de tratamiento de 14 min y una dilución de 3:1 para el plomo, un tiempo de tratamiento de 16 minutos y una dilución de 3.5: 1 para el zinc.

SOLUCION:

- Para el plomo

Tonelaje tabulado = 327 ton (tabla No. 1)

$$\text{No. Celdas} = \frac{125 \times 14}{327} = 5.35$$

No. Celdas $\hat{=}$ 6

- Para el Zinc

Tonelaje tabulado = 281 ton. (tabla No. 1)

$$\text{No. Celdas} = \frac{125 \times 16}{281} = 7.2$$

No Cedas $\hat{=}$ 8

RESPUESTA: Para el plomo usar un banco de 6 celdas "Sub-A" No. 18 Sp. Para el Zinc usar un banco de 8 celdas "Sub-A" No. 18 Sp.

PROBLEMA No. 3

Calcular el tamaño y número de celdas requeridas para una operación metalúrgica con las siguientes características.

$$V \text{ pulpa} = (1.888 \text{ m}^3/8 \text{ min.}) \times 35.32 = 66.67 \text{ ft}^3/8 \text{ min.}$$

afectando el volumen de pulpa, por un 25% como factor de seguridad.

$$V \text{ pulpa} /8 \text{ min.} = 66.67 \times 1.25 = 83.33 \text{ ft}^3/8 \text{ min.}$$

1a. Opción: Celdas Denver "Sub-A" No. 12

$$\text{Vol. Celda} = 10 \text{ ft}^3 \quad \text{-----} \quad (\text{tabla No. 2})$$

$$\text{No. Celdas} = \frac{V \text{ pulpa}}{V \text{ celda}} = \frac{83.33}{10} = 8.3$$

RESPUESTA: Se requieren 9 celdas No. 12

2a. Opción: Celdas Denver "Sub-A" No. 15

$$\text{Vol. celda} = 12 \text{ ft}^3$$

$$\text{No. celdas} = \frac{83.33}{12} = 7$$

RESPUESTA: Se requerirán 7 celdas No. 15

3a. Opción: Celdas Denver "Sub-A" No. 18 Sp.

$$\text{Vol. celda} = 24 \text{ ft}^3$$

$$\text{No. celdas} = \frac{83.33}{24} = 3.4$$

RESPUESTA: Se requerirán 4 celdas No. 18 Sp.

4a. Opción: Celdas Denver "Sub-A" No. 24

$$\text{Vol. celda} = 50 \text{ ft}^3$$

$$\text{No. celdas} = \frac{83.33}{50} = 1.66$$

RESPUESTA: Se requerirán 2 celdas No. 24

M A Q U I N A	DILUCION DE		G R A V E D A D E S P E C I F I C A								
	ALIMENTACION		4.6	4.2	3.8	3.4	3.2	3.0	2.7	2.5	1.4
	AGUA A	%	P I E S C U B I C O S P O R T O M E L A D A								
	SOLIDOS	SOLIDOS	7.0	7.6	8.4	9.4	10.0	10.7	11.9	14.6	22.9
No. 18 ESPECIAL (32" x 32") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 24 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	836	873	854	833	821	809	787	743	702
	1½ - 1	40	629	622	612	601	595	584	577	563	488
	2 - 1	33	481	476	470	464	461	457	450	434	394
	2½ - 1	28	388	384	381	377	374	372	367	356	329
	3 - 1	25	335	334	332	328	326	324	320	312	290
	3½ - 1	22	287	285	284	281	280	276	275	269	253
	4 - 1	20	256	254	253	251	250	249	247	242	229
	4½ - 1	18	226	225	223	222	222	221	219	216	204
	5 - 1	16	198	197	196	194	194	193	192	189	181
	5½ - 1	15	184	183	182	181	180	180	179	176	169
6 - 1	14	170	169	169	168	167	167	166	164	157	
No. 21 (38" x 38") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 40 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	1476	1454	1424	1388	1368	1348	1312	1239	1170
	1½ - 1	40	1048	1036	1020	1002	992	980	962	922	814
	2 - 1	33	802	794	784	774	769	762	750	724	656
	2½ - 1	28	646	641	635	629	624	620	612	594	548
	3 - 1	25	558	556	554	546	544	540	534	520	484
	3½ - 1	22	478	475	473	468	466	459	459	448	422
	4 - 1	20	426	424	422	419	417	415	412	404	382
	4½ - 1	18	376	375	372	371	369	368	365	359	341
	5 - 1	16	329	328	326	324	323	322	320	316	302
	5½ - 1	15	306	304	303	302	301	300	298	294	282
6 - 1	14	283	282	281	279	279	278	277	273	262	
No. 24 (43" x 43") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 50 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	1845	1817	1780	1734	1710	1688	1640	1547	1463
	1½ - 1	40	1310	1295	1275	1252	1240	1229	1203	1153	1018
	2 - 1	33	1003	993	980	969	961	952	938	905	820
	2½ - 1	28	808	801	794	785	780	775	765	743	685
	3 - 1	25	698	694	693	682	680	674	668	651	605
	3½ - 1	22	598	595	591	586	582	579	574	560	528
	4 - 1	20	533	530	528	524	522	519	515	505	478
	4½ - 1	18	470	469	466	464	462	460	456	449	426
	5 - 1	16	412	410	408	405	404	402	401	395	378
	5½ - 1	15	383	381	379	377	376	374	372	367	353
6 - 1	14	354	353	352	349	348	347	346	341	328	
No. 30 (56" x 56") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 100 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	3690	3635	3560	3470	3420	3370	3280	3095	2925
	1½ - 1	40	2620	2590	2550	2505	2480	2450	2405	2305	2035
	2 - 1	33	2005	1985	1960	1935	1922	1905	1875	1810	1640
	2½ - 1	28	1615	1602	1588	1572	1560	1550	1530	1485	1370
	3 - 1	25	1395	1390	1385	1365	1360	1349	1335	1300	1210
	3½ - 1	22	1195	1188	1182	1171	1165	1148	1147	1120	1055
	4 - 1	20	1065	1060	1055	1047	1042	1037	1030	1010	955
	4½ - 1	18	940	937	931	927	923	921	912	898	852
	5 - 1	16	823	819	816	810	807	805	801	789	755
	5½ - 1	15	765	761	758	754	752	750	744	734	705
6 - 1	14	707	706	703	698	697	695	692	682	656	

TABLA No. 11 CAPACIDADES CELDAS DE FLOTACION DENVER "SUB-A".

M A Q U I N A	DILUCION DE		G R A V E D A D E S P E C I F I C A								
	ALIMENTACION		4.6	4.2	3.8	3.4	3.2	3.0	2.7	2.2	1.4
	AGUA A	%	P I E S C U B I C O S P O R T O N E L A D A								
	SOLIDOS	SOLIDOS	7.0	7.6	8.4	9.4	10.0	10.7	11.9	14.6	22.9
No. 8 (16" x 16") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 2.75 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	101	100	98	95	94	93	90	85	80
	1½ - 1	40	72	71	70	69	68	67	66	63	56
	2 - 1	33	55	55	54	53	53	52	52	50	45
	2½ - 1	28	44	44	44	43	43	43	42	41	38
	3 - 1	25	38	38	38	38	37	37	37	36	33
	3½ - 1	22	33	33	33	32	32	32	32	31	29
	4 - 1	20	29	29	29	29	29	29	28	28	26
	4½ - 1	18	26	26	26	25	25	25	25	25	23
	5 - 1	16	23	23	22	22	22	22	22	22	21
	5½ - 1	15	21	21	21	21	21	21	20	20	19
6 - 1	14	19	19	19	19	19	19	19	19	18	
No. 12 (22" x 22") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 10 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	369	364	356	347	342	337	328	310	293
	1½ - 1	40	262	259	255	251	248	245	241	231	204
	2 - 1	33	201	199	196	194	192	191	188	181	164
	2½ - 1	28	162	160	159	157	156	155	153	149	137
	3 - 1	25	140	139	139	137	136	135	134	130	121
	3½ - 1	22	120	119	118	117	117	115	115	112	106
	4 - 1	20	107	106	106	105	104	104	103	101	96
	4½ - 1	18	94	94	93	93	92	92	91	90	85
	5 - 1	16	82	82	82	81	81	81	80	79	76
	5½ - 1	15	77	76	76	75	75	75	74	73	71
6 - 1	14	71	71	70	70	70	70	69	68	66	
No. 15 (24" x 24") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 12 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	443	436	427	416	410	404	394	371	351
	1½ - 1	40	314	311	306	301	298	294	289	277	244
	2 - 1	33	241	238	235	232	231	229	225	217	197
	2½ - 1	28	194	192	191	189	187	186	184	178	164
	3 - 1	25	167	167	166	164	163	162	160	156	145
	3½ - 1	22	143	143	142	141	140	138	138	134	127
	4 - 1	20	128	127	127	126	125	124	124	121	115
	4½ - 1	18	113	112	112	111	111	111	109	108	102
	5 - 1	16	99	98	98	97	97	97	96	95	91
	5½ - 1	15	92	91	91	90	90	90	89	88	85
6 - 1	14	85	85	84	84	84	83	83	82	79	
No. 18 (28" x 28") D E N V E R "SUB - A" — VOLUMEN 18 PIES CUBICOS POR CELDA	1 - 1	50	664	654	641	625	616	607	590	557	527
	1½ - 1	40	472	466	459	451	446	441	433	415	366
	2 - 1	33	361	357	353	348	346	343	338	326	295
	2½ - 1	28	291	288	286	283	281	279	275	267	247
	3 - 1	25	251	250	249	246	245	243	240	234	218
	3½ - 1	22	215	214	213	211	210	207	206	202	190
	4 - 1	20	192	191	190	188	188	187	185	182	172
	4½ - 1	18	169	169	168	167	166	166	164	162	153
	5 - 1	16	148	147	147	146	145	145	144	142	136
	5½ - 1	15	138	137	136	136	135	135	134	132	127
6 - 1	14	127	127	127	126	125	125	125	123	118	

(Continúa)

II.16 ESQUEMAS DE TRATAMIENTO

Un concentrado que es suficientemente limpio para considerarse como producto final, raras veces puede obtenerse en una sola etapa o paso primario de flotación. Por razones de economía, tanto en energía como en reactivos, la etapa primaria tiene que ser aplicada a una pulpa que sea razonablemente espesa, por lo que una cantidad considerable de ganga, sube a la espuma en forma inevitable debido a un entrelazamiento mecánico que contamina al concentrado.

Con excepción de unos cuantos casos, el concentrado obtenido de las máquinas primarias debe ser refltado en una serie adicional de celdas limpiadoras para producir un concentrado más limpio. Si éste no es lo suficientemente alto en tenor (ley o valor), deberá efectuarse una segunda etapa llamada de relimpia. Las dos etapas de limpia son bastante comunes. Tres, y algunas veces cuatro etapas, son necesarias sólo en casos excepcionales especialmente en la obtención de productos no metálicos de alta calidad, por ejemplo, en la obtención de la fluorita de grado ácido.

Los circuitos empleados necesariamente difieren, de acuerdo con la naturaleza del mineral y de los requisitos que la industria fije al producto, pero todos están basados en los mismos principios generales.

CIRCUITO SIN BOMBAS.- En el capítulo anterior ha sido explicado cómo los tubos de transferencia de las máquinas Denver "Sub-A", permiten a los productos de la flotación ser regresados o devueltos de una celda a otra colo

cada más cerca de la cabeza de la máquina sin el uso de bombas. Los circuitos en que se usa esta clase de máquinas, son menos complicados que aquellos que necesitan bombas para la transferencia de los productos.

Un circuito de flotación de una sola etapa usando este tipo de máquina, (sin etapa de limpia) nos proporciona concentrados terminados, saliendo éstos de unas cuantas de las primeras celdas, en tanto que las restantes son operadas con un nivel de pulpa más elevado y con un derrame más rápido de la espuma, devolviendo los medios a la cabeza de la máquina a través de un tubo de transferencia (ver fig. 26).

El circuito puede ser operado satisfactoriamente cuando la ganga es relativamente flotable y el grado del concentrado no es de gran importancia. Raras veces es recomendable conducir la flotación primaria con una relación W/S (agua a sólidos) de más de 4 a 1. Por tanto, la práctica usual es sacar un concentrado primario con la relación W/S normal y reflotarlo en una pulpa más diluida, por separado, en celdas primarias.

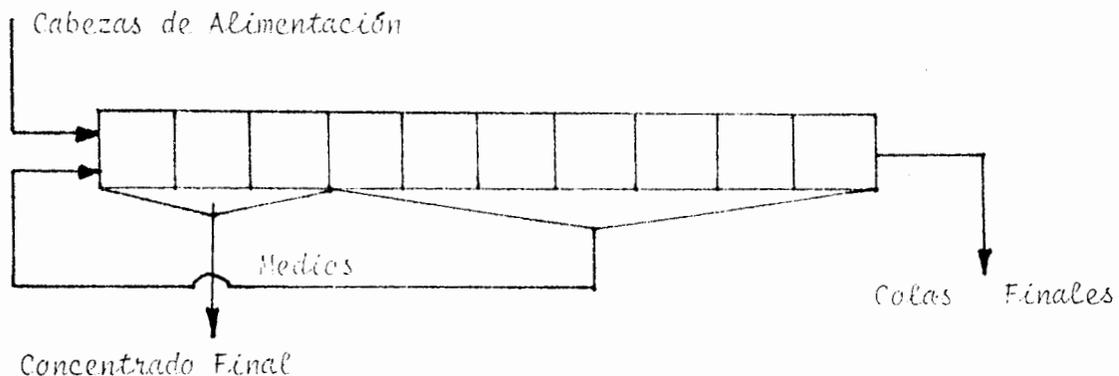


Fig. No. 26 circuito sin bombeo

El circuito con una sola etapa de limpia, Fig. No. 26, consiste de una fila simple de celdas con las limpiadoras colocadas en la cabeza de la máquina. Estas varían en número, de un cuarto a un medio de las que componen la sección primaria, de acuerdo con el volumen o masa del concentrado primario que debe ser levantado en ley. La alimentación penetra en la celda colocada justamente abajo de la última celda limpiadora y dicha celda, y las que le siguen, forman la sección primaria. El concentrado primario se diluye a una relación W/S entre 6:1 y 10:1 y se envía a la cabeza de la sección de limpia utilizando una tubería de transferencia; una adición extra de reactivo puede ser a veces necesaria.

El concentrado de las limpiadoras constituye el producto final. Las colas de las limpiadoras rebalsan el vertedor de la última celda limpiadora, mezclándose con la alimentación que entra a las primarias y ambas penetran a la primer celda de la sección primaria, a través de una tubería alimentadora.

Deberá notarse que, en tanto que las primarias operan con un exceso de aire para flotar la cantidad máxima posible de mineral, en las limpiadoras el volumen de aire se ajusta de tal modo que no aporte más burbujas que las que se necesitan para subir la mayor cantidad de partículas minerales con la mínima cantidad de ganga.

Si una sola etapa de limpia no produce un concentrado de la ley esperada, una segunda etapa de limpia, llamada relimpiadora, debe ser añadida al circuito. Esto se aplica en especial cuando la pulpa contiene una cantidad excesiva de lama.

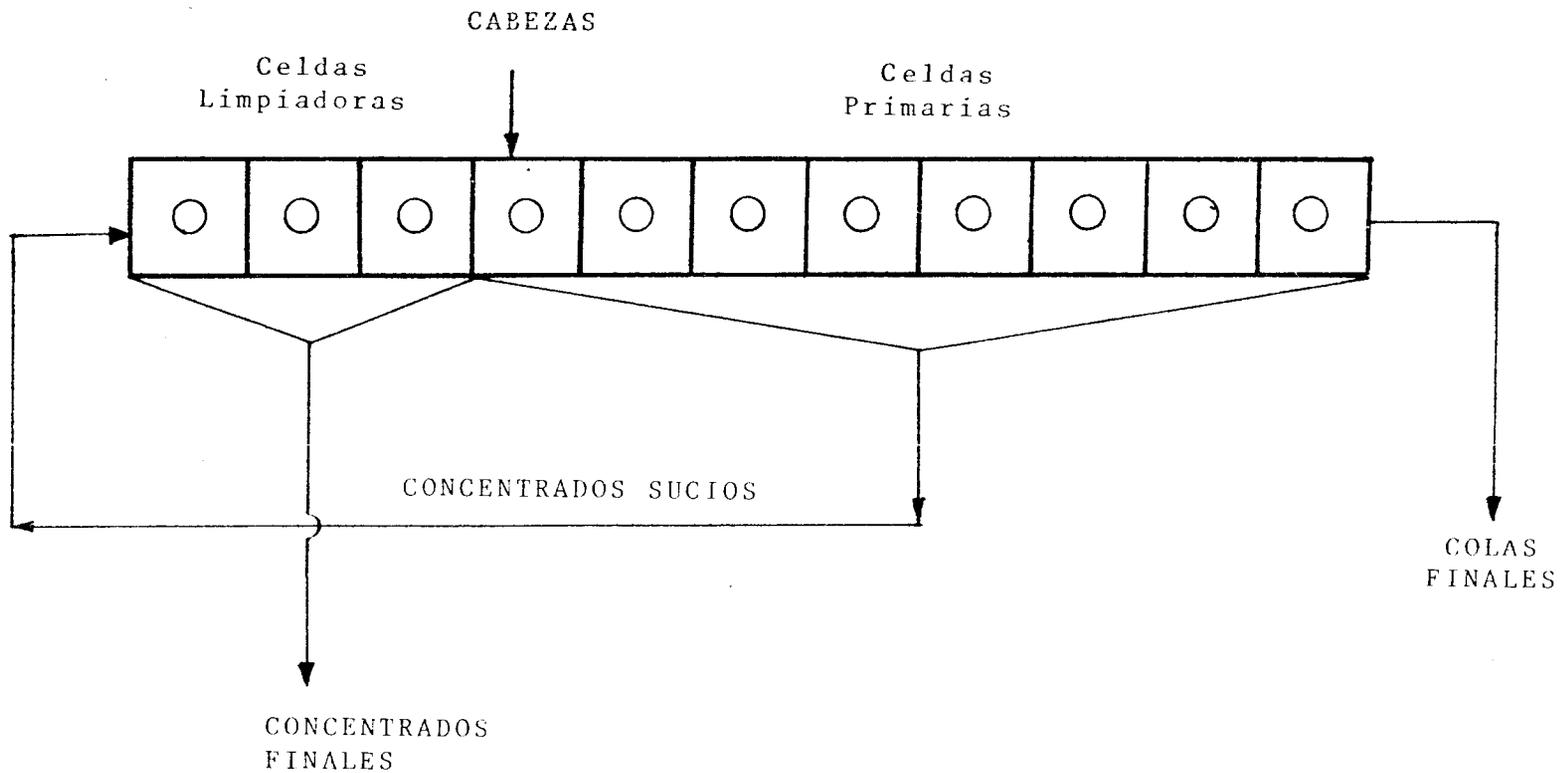


Fig. No. 27 CIRCUITO DE FLOTACION CON UNA SOLA ETAPA DE LIMPIA.

II.17. CIRCUITOS DE FLOTACION MAS COMUNES

II.17.1. FLOTACION DE MINERALES DE COBRE.

Los sulfuros más comunes que contienen cobre , son la calcopirita, la bornita y la calcocita, encontrándose frecuentemente asociados a la pirita.

Los menos ocurrentes son los sulfuros arsenicales como son la tenantita, la enargita y el sulfuro antimonial o sea la tetraedrita. La calcopirita y la bornita son normalmente flotables con un colector de potencia ordinaria, como lo es un Xantato etílico. La calcocita también responde a este reactivo, pero no es tan flotable como lo son los otros dos sulfuros, por lo que una pequeña cantidad de un xantato isopropílico o de un butílico (de 0.03 a 0.05 lbs/ton.), puede necesitarse para la obtención de una buena recuperación.

Un xantato amílico o un xantato pentasol, casi siempre se requiere para los sulfuros arsenicales y antimoniales, los que son aun menos flotables. Con estos minerales uno de los colectores Minerac (dixantógenos) algunas veces resulta más efectivo que un xantato de grado más alto. Su adición deberá conservarse al mínimo necesario para flotar los minerales refractarios.

El aceite de pino generalmente se emplea como espumante. Si la textura de la espuma no es satisfactoria (en especial si es lenta para abandonar la máquina), puede corregirse con una pequeña adición de ácido cresílico o de un alcohol o de otro espumante selectivo. No existiendo pirita, la flo-

tación usualmente se conduce con el pH natural de la pulpa que normalmente se encuentra entre 7 y 8. Cuando está presente la pirita o la pirrotita, cada una de ellas puede deprimirse mediante la adición de cal con la elevación correspondiente en el pH. Deberá notarse que al pH no deberá permitírsele que suba en forma apreciable sobre 10, pues entonces la flotación de los minerales de cobre puede resultar afectada. El efecto depresor de la cal, es menos pronunciado cuando la flotación de los minerales de cobre requiere la adición de los xantatos más altos en su serie, puesto que son colectores poderosos para la pirita, lo mismo que para los sulfuros de cobre. En este caso, una pequeña cantidad de cianuro de sodio (0.05 a 0.1 lbs por ton.) puede ayudar a conservar deprimido (hundido), el contenido pirítico del concentrado de cobre. Sin embargo, la adición de cianuro no deberá sobrepasarse, debido a que se desarrollará un efecto depresor sobre los sulfuros de cobre.

El depresor deberá hallarse en cantidad suficiente para continuar deprimiendo el total de la pirita, sin afectar indebidamente a los minerales de cobre. Deberá agregarse una cantidad suficiente de colector para flotar los minerales de cobre sin flotar demasiada pirita, ya que si esto sucediera, bajaría la ley del concentrado.

La combinación para integrar el reactivo con xantatos colectores es como sigue:

Combinación de xantatos	0.05 - 0.15 lbs/ton.
Aceite de pino	0.05 - 0.15 "
Espumante selectivo	0.003-0.005 "

El carbonato de sodio (soda ash), puede ser usado en la flotación de los sulfuros de cobre para controlar el pH del circuito en lugar de la cal. El carbonato de sodio, raras veces se usa, excepto cuando se trata de dispersar lama floculada procedente de la ganga, la que puede interferir con la flotación. No tiene efecto depresor sobre los sulfuros de hierro y deberá ser usado conjuntamente con un Aerofloat más que con los xantatos colectores cuando está presente la pirita, pues los Aerofloats no son colectores para la pirita en un circuito alcalino.

Toda clase de máquinas de flotación se encuentra en las plantas que tratan menas que contienen sulfuros de cobre. En conjunto, la máquina Agitair se prefiere cuando se necesite un control exacto de la aereación para mantener el grado requerido de concentrado. Los circuitos por lo común, incluyen secciones primarias y de recuperación de desechos con una o más etapas de limpia, comúnmente dos. Un tanque acondicionador no se necesita por lo general. La práctica usual es añadir la cal en los molinos de bolas primarios y agregar los xantatos en la cabeza de las primarias. Los reactivos Aerofloat requieren un período más largo de acondicionamiento y pueden ser convenientemente introducidos, en algún punto del circuito de molienda. La remolienda del concentrado primario (sucio) antes de ir a la limpia, a menudo no se hace necesaria; pero muchas plantas han aumentado tanto la ley del concentrado como la recuperación del cobre, remoliendo el concentrado que sale de la sección de recuperación de desechos, así como las colas que salen de la sección de limpia. (Ver diagrama de flujo para minerales de cobre).

Con una mena conteniendo una cantidad considerable de arcilla o de ganga fina intemperizada, resulta una buena medida instalar una criba lavadora

y un clasificador en algún lugar del circuito de molienda, desviando la mena directamente a la flotación, aligerando de este modo, el circuito del molino de bolas de una carga innecesaria.

Una recuperación de 99% o más de los sulfuros de cobre es generalmente posible en la flotación de minerales de cobre. El grado del concentrado depende de los minerales de cobre presentes. Con la chalcopirita y la bornita, la ley usualmente sube a cerca de 25% de cobre, pero puede descender a 20% si existe pirita. Una mena que lleva sólo la calcocita, deberá producir un concentrado que contenga más de 60% de cobre, pero en la práctica, rara vez excede de un 50%. La ley cae proporcionalmente, si la pirita o cualquiera de los sulfuros de cobre con ley baja, se hallan presentes.

El cobre nativo en forma de granos maleables de tamaño comparativamente grande, puede ser recuperado en forma económica por concentración gravimétrica. Las colas procedentes de las pulsadoras de émbolo y de las mesas concentradoras conteniendo el cobre en la forma de diminutas partículas, se espesan, y se remuelen si fuera necesario, pasando en seguida a una sección de flotación. Los minerales conteniendo partículas diminutas de cobre diseminadas, se concentran directamente por flotación. El cobre nativo puede ser flotado fácilmente con Xantatos y Aerofloats colectores, con un pH que varía de 7 a 8, siendo el Aerofloat 208 particularmente efectivo.

El circuito de flotación generalmente consiste de secciones primarias y de recuperación de desechos con dos etapas de limpia. Cuando la mezcla que forma el reactivo incluya Aerofloats que requieran un período de

contacto con la pulpa sensiblemente largo, deben disponerse tanques acondicionadores para cualesquier producto que no tenga que ser remolido ; de otro modo, el colector puede ser añadido en un punto conveniente en el circuito de remolienda

II.17.2. FLOTACION DE MENAS DE PLOMO.

El mineral de plomo más importante es el sulfuro, o sea, la galena. En la mayoría de las menas en que ocurre, está asociada con la esfalerita y, a menudo, también con la pirita, por lo que se necesita emplear una flotación selectiva en dos o tres etapas para separar los minerales componentes. Cuando la galena es el único mineral de importancia, se recupera por lo común mediante una combinación de concentración gravimétrica y flotación. La porción o fracción más gruesa, separada en los clasificadores de fracción lamosa, se concentra en pulsadoras de émbolo (jigs) y en mesas. Las colas de estas operaciones, juntamente con cierta porción de los medios, se decantan, se remuelen si fuere necesario, y se combinan con la fracción lamosa para flotarse.

La galena es fácilmente flotable con el xantato o con los colectores Aero floats. Como usualmente se requiere un concentrado muy limpio para la fundición, se emplea un espumante ligero, como lo es el ácido cresílico, o bien un alcohol u otro espumante selectivo. Si la espuma se deseara demasiado frágil para producir colas limpias, ésta se endurece con una pequeña cantidad de brea de carbón o con creosota de madera dura.

Los xantatos que se emplean como colectores, son el etílico, el propílico, o una mezcla de ambos. Si existe pirita, se requiere una pequeña cantidad

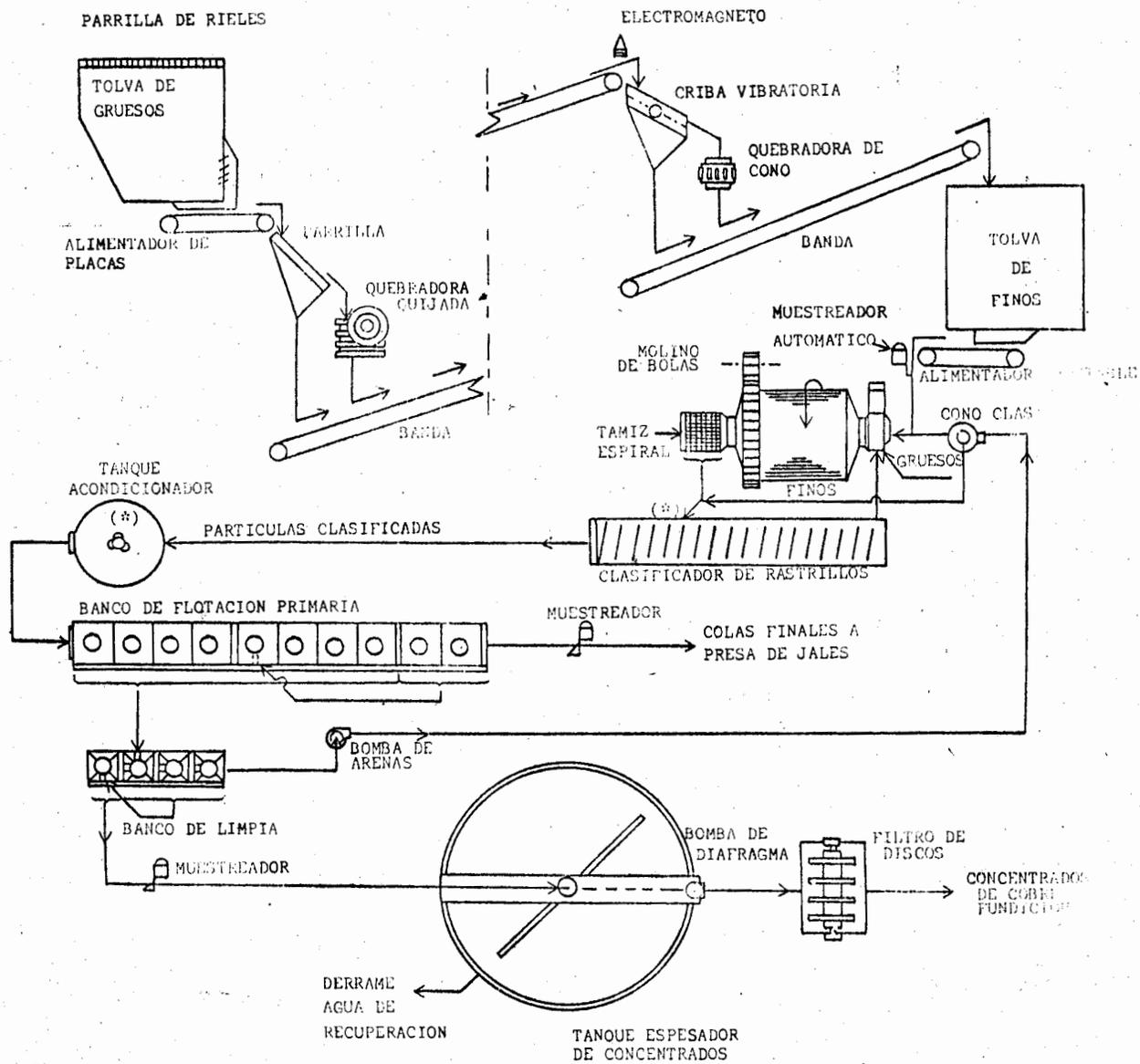


FIG. No. 28 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES DE COBRE POR EL METODO DE FLOTACION. (1)

(*) Puntos de adición de reactivos químicos.

(1) FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado. U.S.A.

de cianuro de sodio para deprimirla. La cal raramente se usa para el mismo objeto pues tiende a floccular la ganga.

Con un mineral que contiene una cantidad apreciable de pirita, los colectores Aerofloat usados en un circuito alcalino, son susceptibles de flo-
tar menos pirita, proporcionando un concentrado de mejor grado que los
xantatos.

El colector empleado es usualmente el Aerofloat 25 o el 31, conjuntamente con ácido cresílico. Cuando una mena procedente de la zona superior oxidada de una mina, o cuando están siendo tratados jales, algunas de las caras o facetas de la partícula del mineral pueden haberse oxidado formando una capa superficial de carbonato de plomo, y éstas no reaccionarían con los xantatos o con los Aerofloats, pudiendo ser activadas con sulfuro de sodio o con hidrosulfuros.

El agente sulfurante es mejor añadirlo en la cabeza de las celdas primarias, o bien a intervalos a lo largo de la longitud de ellas, la combinación de reactivos para los minerales que llevan galena es más o menos como sigue:

Xantato colector.....	0.05 - 0.1 lbs/ton.	
Aerofloat colector.....	0.05 - 0.15	"
Acido Cresílico.....	0.05 - 0.2	"
Brea de carbón o crecsota de madera dura (con xantatos).....	0.05 - 0.2	"
Carbonato de sodio (cuando se requiera)	0.5 - 2.5	"
Cianuro de sodio (cuando se requiera)..	0.02 - 0.1	"

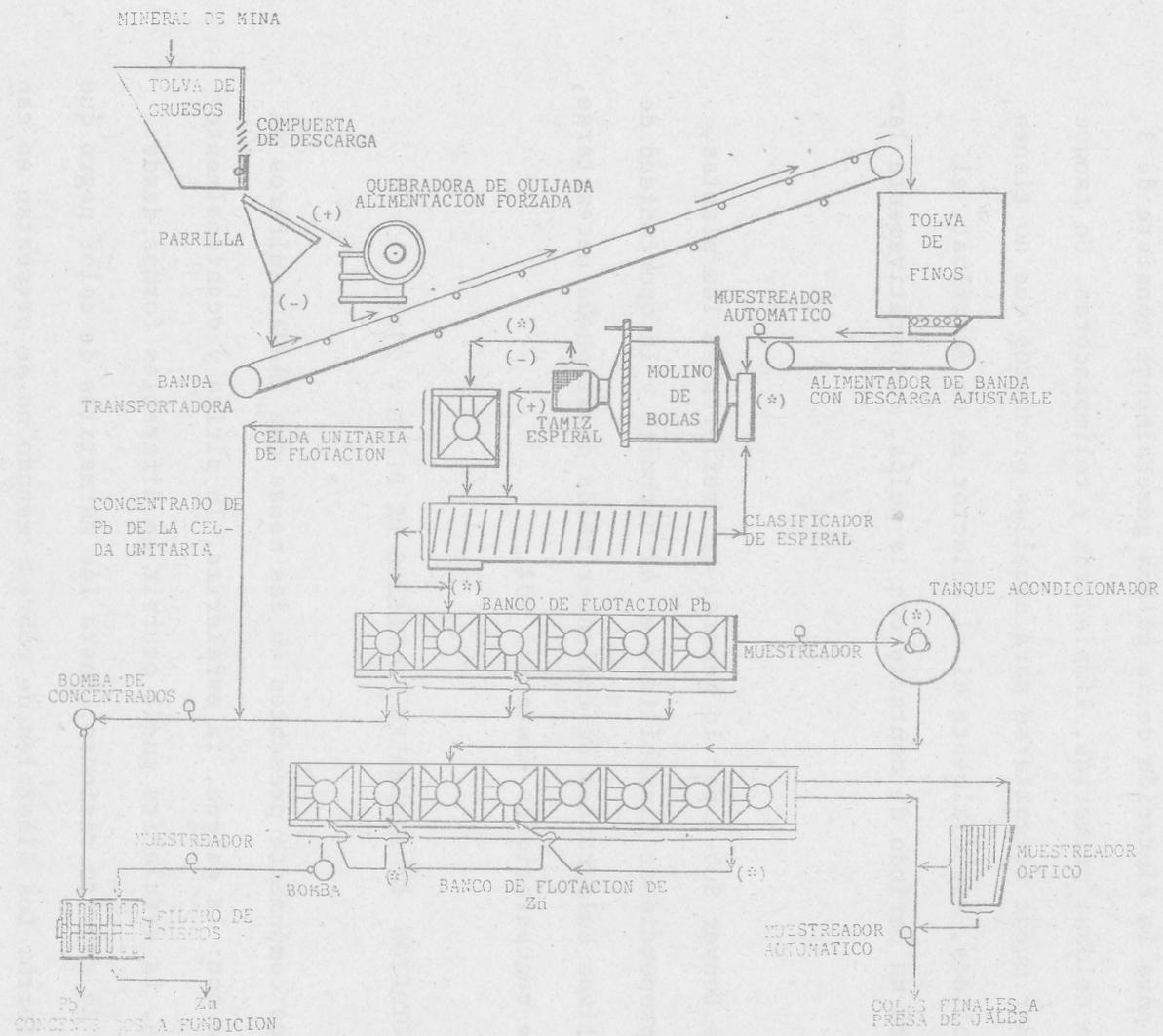


FIG. No. 29 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES SULFUROSOS DE PLOMO-ZINC POR EL METODO DE FLOTACION

(*) Puntos de adición de reactivos químicos.

FUENTE: "Modern Mineral Processing Flowsheets" Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado. U.S.A.

En la práctica usual, se conduce una separación en dos etapas con la producción de concentrados de plomo y zinc con rechazo de pirita, enviando ésta junto con las colas finales de flotación, a la presa de Jales.

El tipo de circuito empleado para una separación en dos etapas, se muestra en la figura 28. En la primera etapa, los sulfuros de zinc se deprimen con cianuro de sodio y sulfato de zinc, la adición ocasional de un poco de sulfito de sodio ha dado buenos resultados. La galena es flotada con xantatos etílicos o isopropílicos y ácido cresílico u otro espumante ligero.

El cianuro de sodio es un depresor para el fierro lo mismo que para los sulfuros de zinc, pero con los xantatos colectores puede no conservarse hundida la pirita, por lo que podrá hacerse necesario reemplazar el xantato con un colector Aerofloat (los Aerofloats 25, 31 y 33 son los usados para este objetivo), llevándose la flotación en un pH de 7.5 a 8.0. Dentro de este circuito, la cal se emplea para controlar el pH y/o para deprimir la pirita.

Cualquier sulfuro de cobre presente en un mineral de plomo zincífero, son flotados formando parte del concentrado de plomo.

La flotación en la primera etapa (flotación del plomo), se conduce con una pulpa tan espesa como sea posible variando entre W/S de 1.5/1 a 2.5/1.

El circuito para la primera etapa (flotación de plomo) generalmente consiste de un tanque acondicionador establecido en la cabeza del circuito para

TABLA No. 12 COMBINACION DE REACTIVOS PARA EL TRATAMIENTO DE MENAS DE PLOMO-ZINC

Reactivo	Punto de adición	Consumo lbs/Ton.
<u>CIRCUITO DE PLOMO</u>		
Xantato colector.	Primarias de plomo	0.05 - 0.1
Aerofloat colector.	Circuito de molienda o en el acondicionador	0.05 - 0.15
Cianuro de sodio.	Idem.	0.1 - 0.5
Sulfato de Zinc.	Idem.	0.3 - 1.2
Ceniza de sosa. (cuando se requiera)	Idem.	2 - 4
Acido Cresílico.	Primarias de plomo	0.05 - 0.2
Alcohol o espumante ligero.	Idem.	0.02 - 0.06
pH del circuito.	—————	7.5 - 9.5
<u>CIRCUITO DE ZINC</u>		
Sulfato de cobre.	Acondicionador	0.5 - 2
Cal.	Idem.	1 - 4
Xantato colector.	Primarias de Zinc	0.1 - 0.2
Aerofloat de sodio.	Acondicionador	0.02- 0.1
Aceite de pino o ácido cresílico.	Primarias de Zinc.	0.05-0.2
pH del circuito.	—————	8.5 - 10

asegurar el contacto adecuado con los depresores (normalmente de 15 a 20 minutos). Si el espesamiento no se hiciese necesario, los depresores junto con el Aerofloat y el carbonato de sodio pueden ser agregados en el circuito de molienda; el circuito de flotación está compuesto generalmente por las secciones primarias y de recuperación de desechos, con dos etapas de limpias. (ver fig. 28).

En la segunda etapa, las colas de las primarias de plomo pasan a un tanque acondicionador donde los minerales de zinc son activados con sulfato de cobre, siendo deprimida con cal cualquier cantidad de pirita que esté presente. La activación de esfalerita de alto grado puede tomar tan poco como 5 minutos, pero un lapso que varíe de 15 a 20 minutos es más común, para el caso de sulfuros de zinc de baja ley. Con algunas menas, la activación se realiza tan lentamente que se practica un calentamiento por medio de tubos que conducen vapor introducidos en el acondicionador para violentar químicamente la reacción.

Los sulfuros de zinc son flotados por medio de xantatos colectores, utilizándose los xantatos más altos de la serie Minerec, siendo más efectivo los Aerofloats colectores conjuntamente con el xantato etílico. El Aerofloat de base sódica se emplea a menudo para este objetivo, pues es un colector selectivo para los sulfuros de zinc, teniendo poca acción sobre los sulfuros de fierro. Otros Aerofloats utilizados son el Aerofloat 203, 211 y 243.

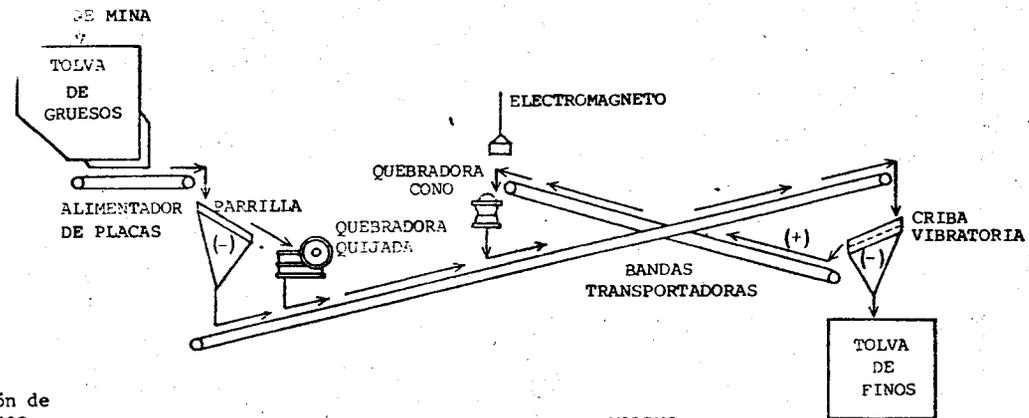
En lo que respecta a espumantes, el aceite de pino es comúnmente usado con xantatos colectores. La combinación de reactivos en la mayoría de las plantas es más o menos la ofrecida en la tabla (No. 12).

El circuito de zinc en lo general, es un duplicado de la primera etapa, pero son de más capacidad en las secciones primarias y de recuperación de desechos, pues los minerales de zinc normalmente flotan más lentamente que la galena.

Pueden existir todos los tipos de máquinas de flotación instaladas en las plantas que tratan minerales que contengan plomo y zinc, pero predominan las Denver Sub-A y las Agitair. Las primeras son preferidas cuando es variable la composición mineralógica de la mena, mientras que las Agitair se prefieren para menas que reclaman un control preciso de la aereación para mantener el grado de concentración

Con menas limpias, (las que sólo llevan un sulfuro) deberán obtenerse concentrados conteniendo de 70 a 75 % de plomo, pero la ley puede descender considerablemente si el mineral contiene cantidades apreciables de sulfuros de fierro o de cobre. La ley del concentrado de zinc dependerá del tipo de mineral que se halle presente, puede subir tan alto como 60% de zinc con blenda pura y resinosa, pero puede ser no más de 50% con una marmatita de baja ley. Las recuperaciones por lo común se encuentran dentro de los límites de 85% a 95% de plomo y del 80 al 90% de zinc, pero pueden ser más bajas con menas que tengan una estructura mineralógica complicada.

Es importante no sobreexcederse en la molienda de una mena que lleve plomo y zinc, pues la galena es muy friable (desmenuzable) y cuando se muele a un tamaño fino, sus características de flotación son afectadas, al grado de que a menudo es difícil flotarla toda en el concentrado de plomo, y gran



(*) Puntos de Adición de reactivos químicos

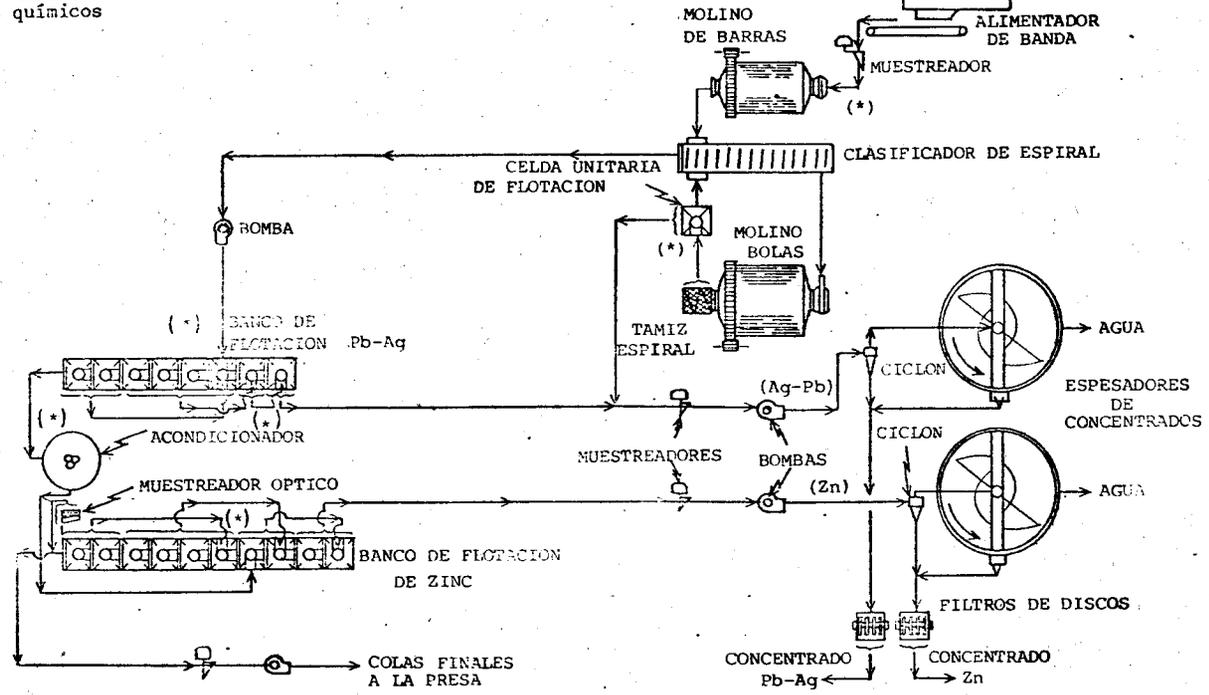


FIG. No. 30 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO POR FLOTACION DE SULFUROS MIXTOS PLATA-PLOMO-ZINC.

parte de ella puede entonces entrar en el concentrado de zinc. Si la mena contiene una cantidad apreciable de galena que puede ser liberada empleando una malla comparativamente gruesa, es recomendable flotarla tan pronto como se haya logrado separarla. Una forma de hacer esto es mediante la instalación de una celda unitaria en el circuito del molino de bolas, la celda unitaria tiene la desventaja que el período de flotación es tan corto, que toda la galena que ha sido liberada, puede no tener tiempo de salir de ella, debido a que la celda unitaria que tiene que recibir la descarga de un molino de bolas, está sujeta a un desgaste sumamente pesado. (ver diagrama de flujo fig. No. 28).

II.17.4. FLOTACION DE MINERALES AURIFEROS Y ARGENTIFEROS.

Desde el punto de vista de la flotación los minerales de oro y plata pueden ser divididos en dos clases generales: (1) minerales en que los valores metálicos corresponden a los de los metales básicos y (2) minerales en los que el oro y la plata son de importancia primordial, hallándose presentes cantidades pequeñas o ínfimas de metales básicos.

La primer clase incluye principalmente a las menas de cobre, de plomo, de plomo-zinc y de cobre-plomo-zinc, con o sin sulfuros de fierro, en donde tanto el oro como la plata, pueden estar presentes. El oro por lo común está asociado con el cobre y con los sulfuros de fierro, y la plata con la galena y con la tetraedrita, siendo la asociación tan íntima, que los metales preciosos no pueden ser separados nada más que por la flotación del mineral que los contiene, mismos que en etapas posteriores de fundición o refinación, serán separados.

La segunda clase consiste principalmente de menas que contienen oro nativo y ocasionalmente teluros de oro diseminado en la matriz cuarzosa y en los silicatos minerales. El oro usualmente está aleado con una pequeña proporción de plata y las menas pueden contener sulfuros metálicos, tales como la pirita y la arsenopirita.

La mayor cantidad posible de oro es removida por concentración gravimétrica y el resto se extrae por cianuración después de que el mineral ha sido molido lo suficientemente fino para desarrollarlo, aunque no necesariamente para liberarlo. El oro nativo puede ser fácilmente recuperable por concentración gravimétrica, pero, como regla, resulta más provechoso someterlo a una cianuración directa. La razón estriba en el hecho de que una brizna pequeña de oro en una partícula más grande de ganga, puede ser disuelta por cianuro, a condición de que una cara esté expuesta, pero esta área que ha sido expuesta, aún en el caso de estar completamente cubierta por el colector, no es susceptible de ser lo bastante grande para que se le permita permanecer adherida a una burbuja y en consecuencia ser flotada.

Para los minerales de la primera clase correspondiente a los metales básicos, el circuito de flotación consiste generalmente de dos secciones de bancos de flotación con sus respectivas secciones de limpia y relimpia. La primera sección está compuesta por el número de celdas requeridas para el volumen a tratar, llevándose en esta sección la flotación del plomo y cobre donde van incluidos los valores de plata.

En la segunda sección se realiza la flotación de los minerales de zinc y sulfuros de fierro (si es que existen) donde van incluidos los valores

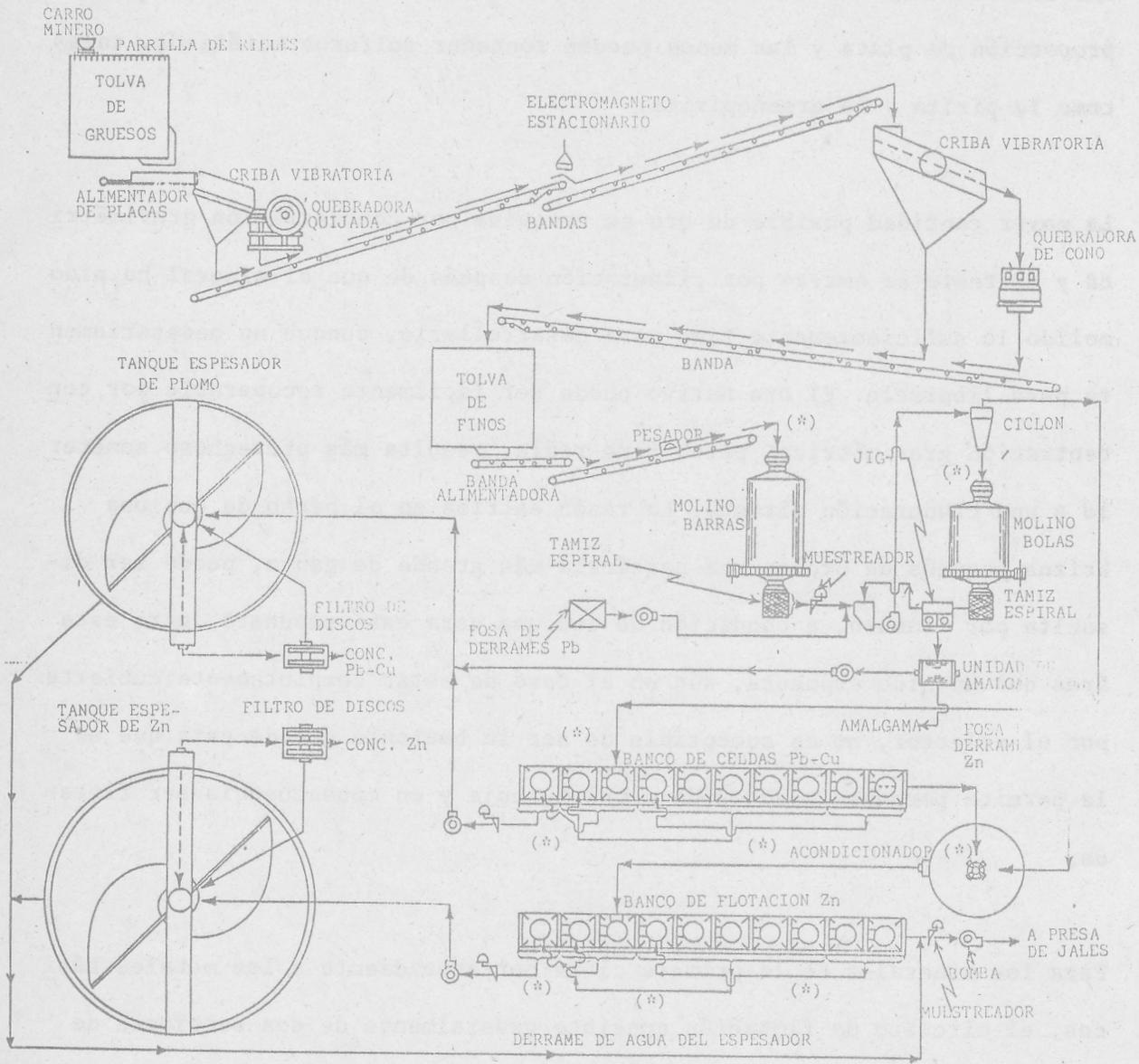


FIG. No. 31 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO DE SULFUROS MIXTOS DE ORO-PLATA-PLOMO-COBRE Y ZINC POR EL METODO DE FLOTACION (1).

(*) Puntos de adición de reactivos químicos,

(1) FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado, U.S.A.

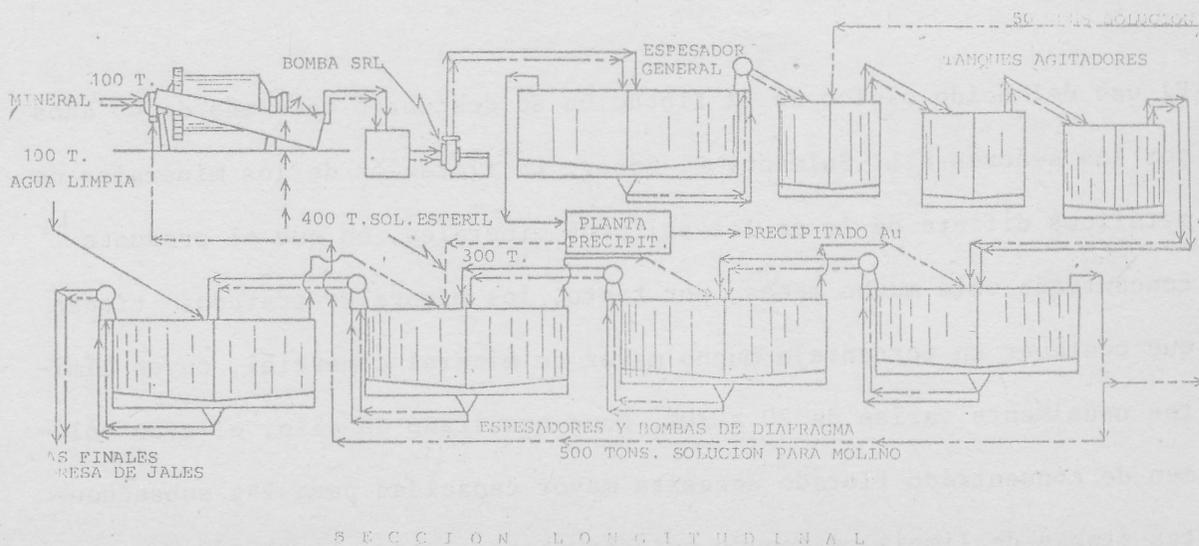
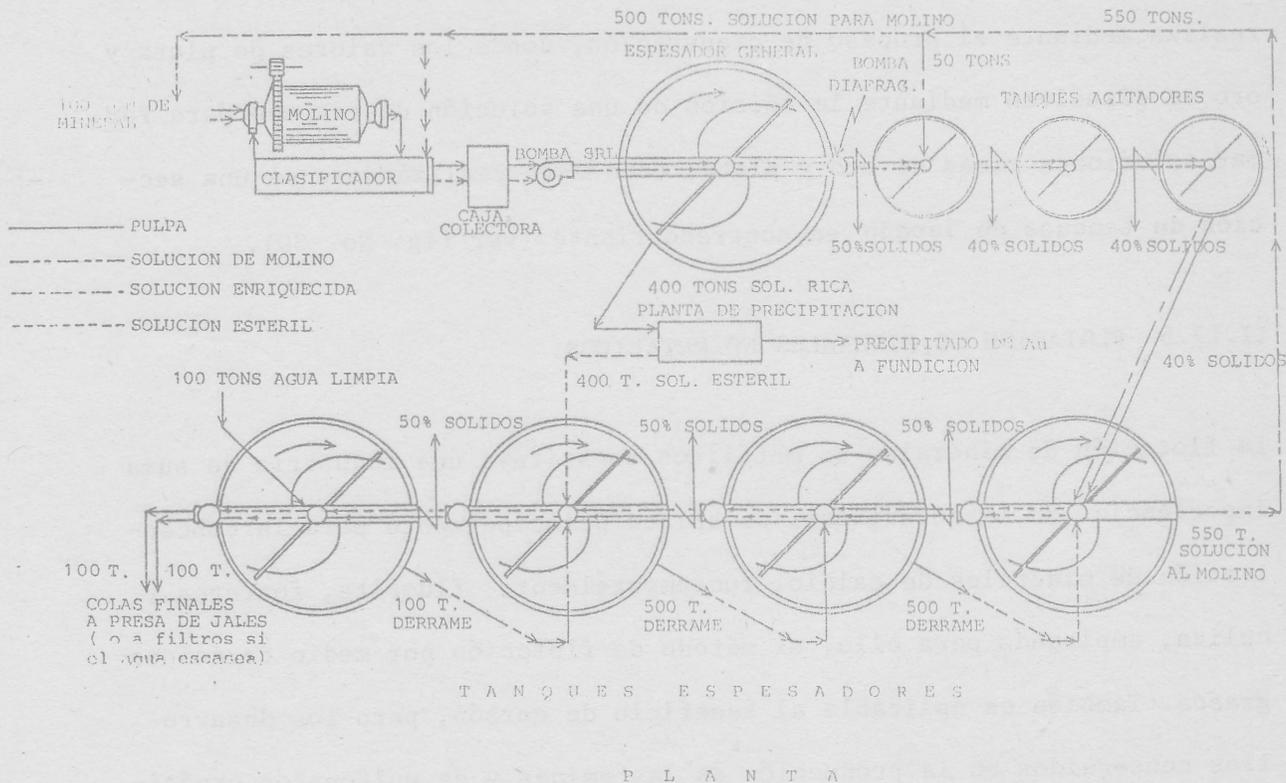


FIG. No. 32 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL PROCESO DE CLASIFICACION DE MINERALES AQUEZADOS. (1)

(1) FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado. U.S.A.

de oro (ver fig. No. 29).

Para los minerales de la segunda clase, en la que el oro y la plata son de importancia primordial, la extracción de los valores comerciales se realiza mediante el proceso de cianuración, donde los valores de plata y oro se disuelven mediante la adición de una solución de cianuro para formar soluciones ricas de oro y plata, todo esto realizándose en una sección de tanques de lavado en contracorriente (ver fig. No. 30).

II.17.5. FLOTACION DE MINERALES NO METALICOS.

La flotación de minerales no metálicos constituye una industria de suma importancia. En la actualidad, se aplica principalmente para la concentración de minerales de calcio, fundamentalmente fluorita, fosfatos y caliza, empleando para ello, el método de flotación por medio de ácidos grasos. También es aplicable al beneficio de carbón, pero los desarrollos conseguidos en la producción de las aminas y de sulfonatos orgánicos colectores, han conducido a la concentración satisfactoria de cierto número de silicatos y de óxidos minerales.

El uso del ácido oleico en la flotación se descubrió hace más de 40 años por los señores H.L. Sulman y E. Edser. La flotación de los minerales no metálicos difiere de la de los sulfuros minerales, en que el producto concentrado vale mucho menos, por tanto, los minerales tratados tienen que contener un porcentaje mucho mayor de mineral comercial, cuyos límites usualmente varían de 20 a 70%. Como resultado de ello, el gran volumen de concentrado flotado necesita mayor capacidad para las subsecuentes etapas de limpia. A menudo existen tantas celdas limpiadoras como

celdas primarias, la práctica normal corresponde a 3 ó 4 etapas de limpieza. Las principales aplicaciones de la flotación de minerales que no son sulfuros se describen en seguida.

-FLOTACION DE FELDESPATO

La flotación provee un método para obtener un feldespato de alta calidad derivado de granitos, pegmatitas, etc., para su empleo en la industria cerámica, cuando la asociación de los minerales permite su separación moliendo a un tamaño que varía de la malla 20 a la 30.

Todos los productos para la industria cerámica tienen que estar substancialmente libres de fierro y de otros óxidos metálicos. El contenido máximo permitido de Fe_2O_3 es 0.1 %, pero en algunos grados, es menor de 0.05%.

La roca debe ser molida en molinos de barras hasta el punto en que todos los minerales queden libres, por lo general entre las mallas 20 y 30. La pulpa molida es entonces deslamada entre las mallas que varían de la 200 a la 300, utilizando un clasificador o hidroseparador, donde el derrame forma el producto de desecho, y la descarga (underflow) se envía a la sección de flotación de la mica. Ahí se acondiciona en dos o tres tanques en serie, hasta casi un 70% de sólidos con ácido sulfúrico para dar un pH de cerca de 5, junto con una sal amónica primaria (usualmente el acetato). A continuación se diluye a una relación W/S de 3/1 a 4/1, y los minerales micáceos se eliminan por flotación con un poco de aceite de pino o

con un alcohol espumante. Si existe mercado para la mica, ésta se limpia en una o dos etapas, según se requiera, de otro modo se arroja como desecho.

Las colas derivadas de la flotación de la mica, se decantan, usualmente en un clasificador en espiral para deshacerse de la mayoría de los reactivos y de cualquier cantidad de lamas que pudiera haberse acumulado por abrasión. En seguida se envían a una sección de flotación similar, para remover los silicatos básicos, los que tienen que ser eliminados por completo para ajustarse a los requisitos de la industria cerámica.

La pulpa se acondiciona en 2 ó 3 agitadores dispuestos en serie, hasta casi 70% de sólidos utilizando ácido sulfúrico para dar un pH de 3 a 4, junto con un sulfonato como es el Aeropromotor 801 ó el 825 y con una mezcla de aceite combustible. Se flota con una relación W/S de 3/1 a 4/1, con aceite de pino y con algo de Aerofloat 25 ó 31, siendo desechada la espuma que contiene los silicatos minerales básicos; las colas se envían a la siguiente etapa.

Las colas de la sección anterior se decantan en la forma descrita y se acondicionan en 2 ó 3 agitadores hasta casi 70% de sólidos con ácido fluorhídrico, para llevar el pH hasta 2.5 ó 3.0, junto con una sal amónica del mismo tipo que la citada antes, y con una mezcla de aceite combustible. Se diluye a una relación de W/S de 3/1 ó 4/1 y el feldespatos es sacado por flotación con aceite de pino o con un alcohol espumante. El concentrado que sale de las primarias, normalmente constituye un feldespatos que representa un producto terminado. Sin embargo, en el caso de que

la especificación demande o requiera un contenido de sílice muy bajo, alguna limpia puede hacerse necesaria. El consumo de reactivos es más o menos como sigue:

Flotación de la Mica:

Acido sulfúrico.....	1-2 lbs/ton.
Sal amónica.....	cerca de 0.5 "
Mezcla de aceite combustible (Diesel).....	1.5-2 "
Aceite de pino o alcohol espumante	0.1-0.2 "
pH del circuito.....	5-5.5

Flotación de silicatos básicos.

Acido sulfúrico.....	0.5 - 1 lbs/ton
Sulfonato orgánico.....	0.5 - 1 "
Mezcla de Diesel.....	0.3 - 1 "
Aceite de pino o alcohol espumante.....	0.05 - 1.0 "
Aerofloat 25 ó 31	0.05 - 1.0 "
pH del circuito.....	3 - 4

Flotación de feldespato.

Acido fluorhídrico.....	1 - 2 lbs/ton.
Sal amónica.....	cerca .. 0.5 "
Mezcla de Diesel.....	0.5 - 1 "
Aceite de pino o alcohol espumante.....	0.1 - 0.2 "
pH del circuito.....	2.5 - 3.5

Las máquinas usadas en cada una de las tres secciones de flotación tienen que estar protegidas contra la corrosión que provoca el ácido. Los tanques son de madera o de acero revestido con hule. Las partes móviles deben ser revestidas de hule como protección, no sólo en contra del ácido, sino también en contra de la naturaleza abrasiva de la pulpa.

Las máquinas Denver Sub-A son preferidas para este tipo de flotación, porque son capaces de manejar el mineral formado por partículas gruesas y pesadas sin ahogarse (ver fig. No. 32).

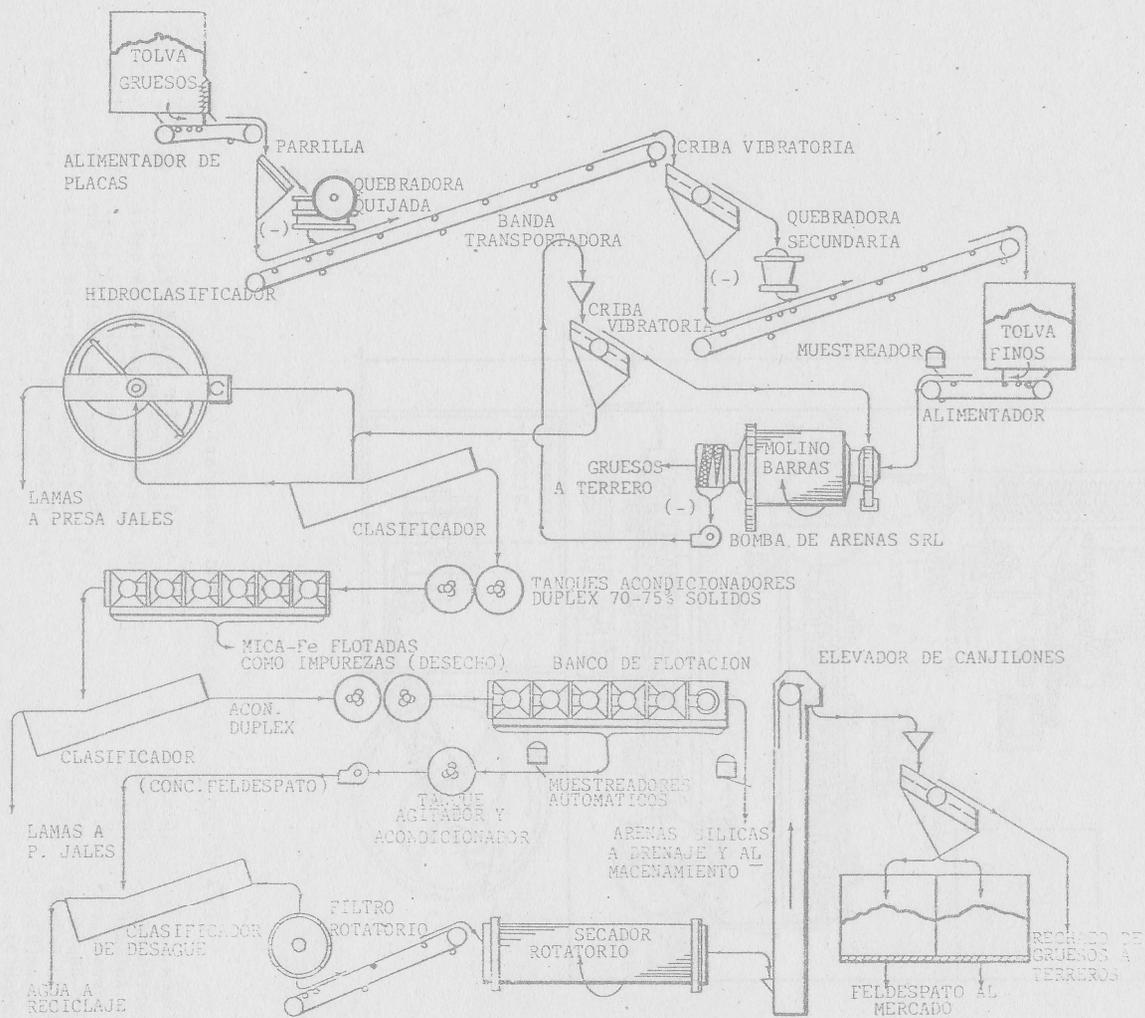
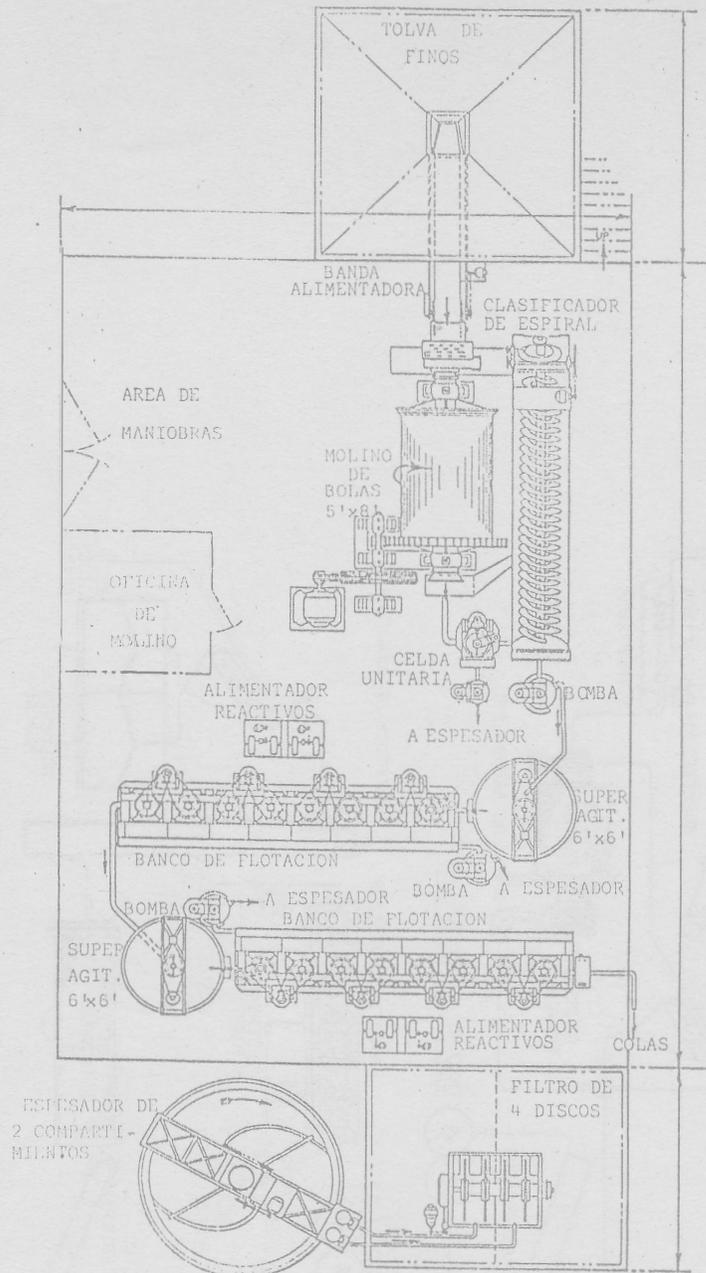


FIG. No. 33 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO DE FELDESPATO⁽¹⁾
(INCLUYE MOLIENDA, DESLAMADO Y FLOTACION)

(1) FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co.
Denver, Colorado. U.S.A.

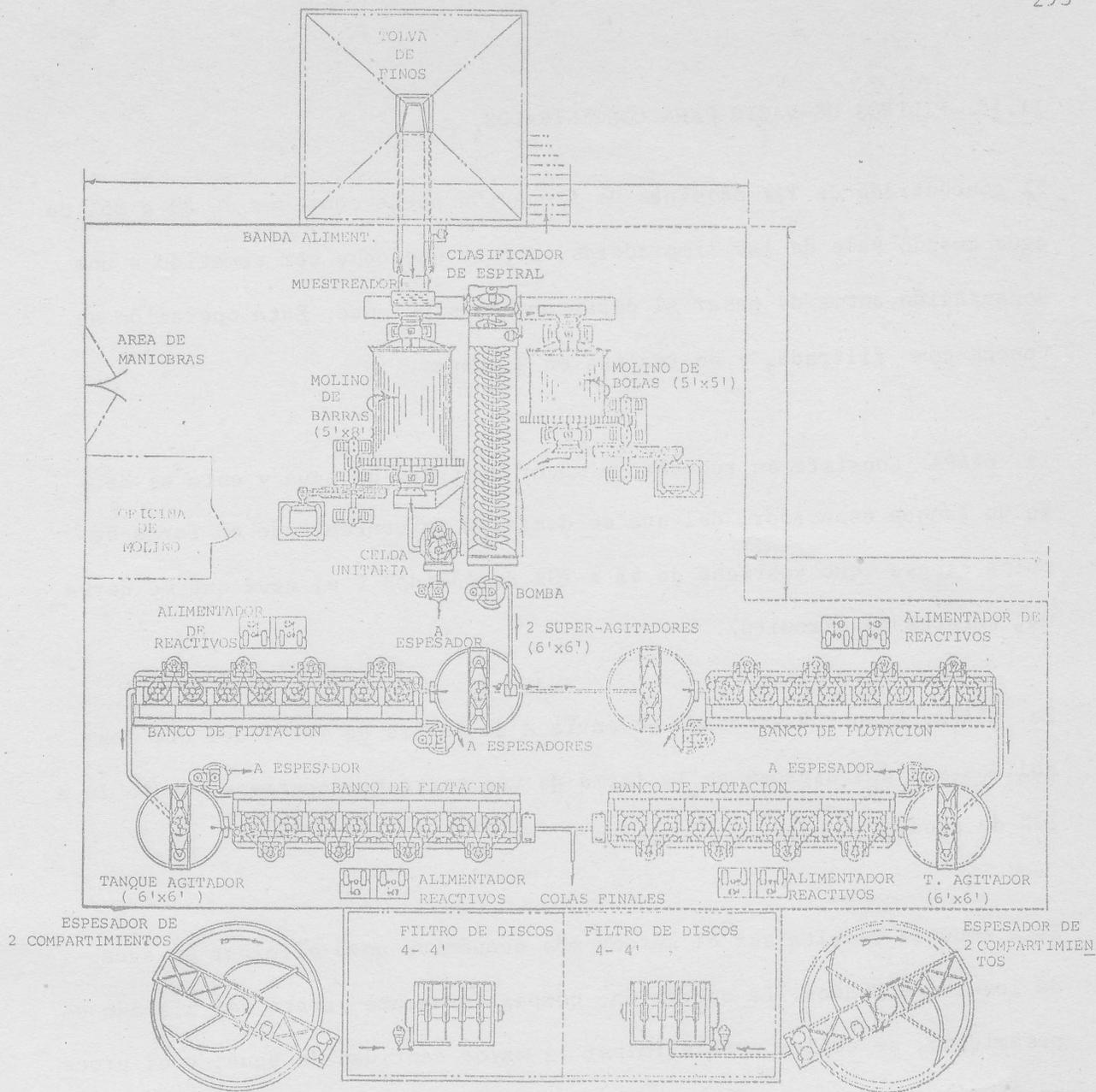


LISTA DE EQUIPO (Capacidad: 100 Toneladas)

1.- Tolva de finos.....	16'x16'	9.- Alimentador Duplex de Reactivos en Húmedo (4).....	No.1.
2.- Banda Alimentadora....	20"ancho	10.- Banco de Flotación (8 cel.) Denver Sub-A (2).....	No.183
3.- Muestreador Automát...	16"5 21"	11.- Espesador con dos bombas de diafragma con cámara ajust....	2 Compart.
4.- Molino de Barras.....	5' x 8'	12.- Filtro de discos.....	4'-4discos
5.- Clasificador Espiral..	36" x 17' .2"		
6.- Celda Unitaria Denver.	No. 500		
7.- Bomba de Arenas(4)....	2"		
8.- Super-apitador(2)....	6'x6'		

FIG. No. 34a DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL ARRANQUE DE UNA PLANTA DE BENEFICIO DE 100 TONELADAS DE CAPACIDAD

FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado. U.S.A.



EQUIPO ADICIONAL PARA 200 TONELADAS DE CAPACIDAD

- | | | | |
|---|------------|--|--------|
| 1.- Molino de Bolas | 5'x5' | 5.- Bomba de Arenas(2) | " |
| 2.- Super-Agitador(2) | 6'x6' | 6.- Muestreador Automático..... | " |
| 3.- Alimentador Duplex de
Reactivos en Húmedo(4)..... | No. 12-A | 7.- Filtro de Discos | discos |
| 4.- Banco de Flotación (8 Cel.)
Denver Sub-A (2) | No. 18-Sp. | 8.- Espesador con 2 bombas de
Diafragma de carrera ajusta-
ble | " |

FIG. No. 34b DIAGRAMA DE FLUJO PARA LA AMPLIACION DE UNA PLANTA DE BENEFICIO DE 100 A 200 TONELADAS DE CAPACIDAD.

FUENTE: " Modern Mineral Processing Flowsheets " Primera Edición. Denver Equipment Co. Denver, Colorado. U.S.A.

II.18. FILTROS DE VACIO PARA CONCENTRADOS.

El concentrado de las máquinas de flotación puede contener de 80 a 85% de agua cuando sale de las limpiadoras, por lo que debe ser sometido a una decantación antes de pasar al departamento siguiente. Esta operación se conoce como filtrado, y se realiza en 2 etapas.

1a. ETAPA: Consiste en remover la mayor cantidad de agua y esto se hace en un tanque espesador, del que se descarga un concentrado en forma de pulpa espesa que contiene de 65 a 70% de sólidos (el agua que se derrama, retorna al circuito).

2a. ETAPA: La pulpa espesada se envía a un filtro de vacío del que los sólidos son descargados en la forma de una torta que contiene de un 10 a 12% de agua.

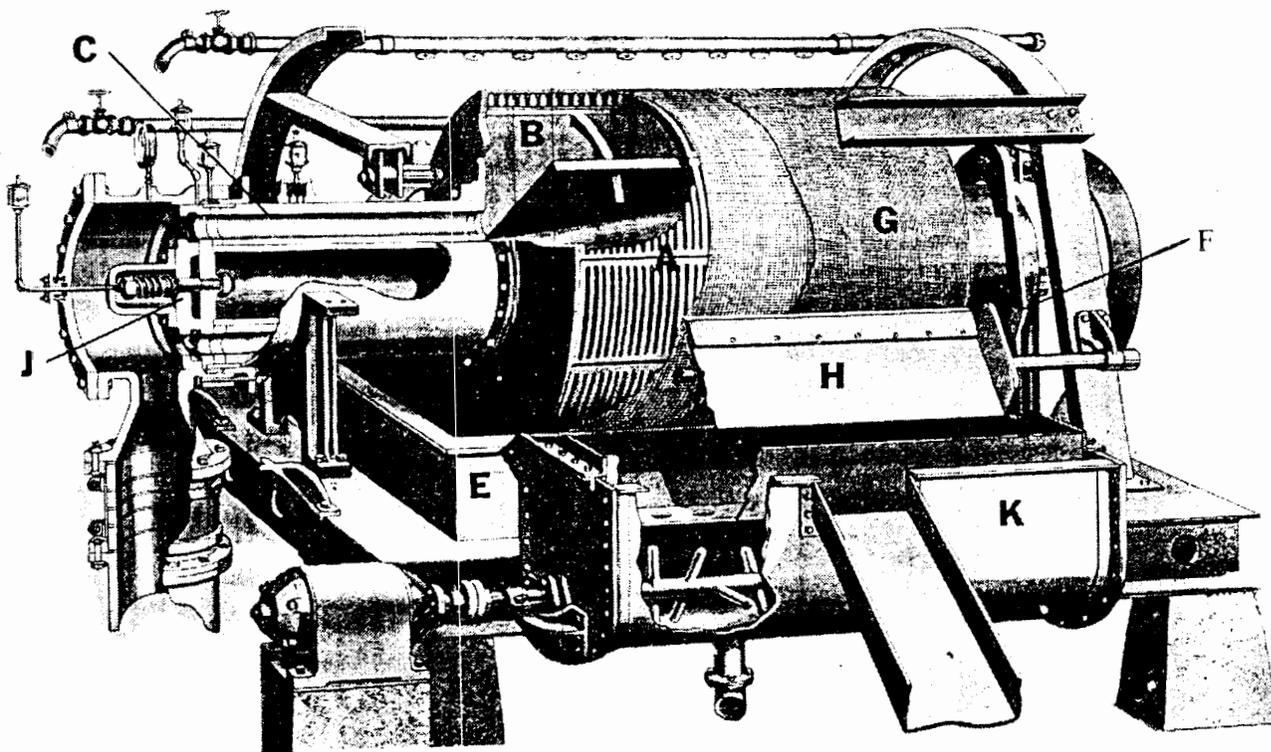
Esta secuela resulta ser el método más económico para eliminar el agua de los concentrados. La operación, comparativamente barata del llamado espesamiento, se emplea para eliminar la mayor cantidad de agua, y el proceso de filtrado que es más costoso, se aplica de este modo al tonelaje mínimo de pulpa. El filtrado es esencial como paso final, dado que un espesador no proporciona un producto lo suficientemente seco como para que se pueda almacenar en tolvas o para manejarlo económicamente en la fundición o en otro departamento posterior al de flotación.

La filtración del concentrado se realiza en filtros al vacío, rotatorios, y de operación continua. Los dos tipos de filtros de uso común en las plantas de flotación son: los filtros de tambor con una superficie filtran

tes, y los filtros de disco. El filtro Dorrco con una superficie filtrante interna, es útil para el caso de concentrados pesados formados por partículas gruesas que tienden a acomodarse firmemente (cementarse) en el tanque de un filtro de tambor o en un filtro de disco.

PRINCIPIO DE OPERACION:

Para ilustrar el principio de operación de los filtros de tambor, se hará uso de la figura núm. 35.



El tambor (A), se encuentra dividido en secciones marcadas con la letra (B), cada una de las cuales se encuentra conectada a través de los canales (C) colocados alrededor de la cabeza de descarga (D), dentro de la cual se mantiene una presión de vacío. La pulpa alimentada entra al

tanque (E), donde los sólidos son mantenidos en suspensión por medio del mecanismo de agitación marcado con la letra (F).

Conforme el tambor (A) gira, las secciones (B) pasan sucesivamente hundiéndose en la pulpa contenida en el tanque E. El agua de la pulpa es succionada a través del medio filtrante (lona) señalado por (G), mientras que los sólidos permanecen en la superficie del tambor en forma de una "torta". La "torta" filtrada pasa a través de la sección inicial de secado para eliminar el exceso de líquido, para pasar durante el giro lento del tambor a las etapas sucesivas de lavado (si se requiere), aereación y a la sección final de secado (ver fig. No. 36). Efectuado lo anterior, la "torta" es removida mediante el uso de un raspador (H), ayudado por una ligera presión de aire proporcionada por la válvula (J), la cual "infla" la lona retenedora, desprendiendo la costra de la "torta" seca.

El licor (o agua) filtrada y el aire, pasan al interior de la sección (B), donde son descargados a través de la cabeza (D) dentro de un recipiente, donde el aire es succionado por una bomba de vacío y el líquido por una bomba filtrante.

La torta desecada puede ser descargada directamente a través de un chute, o enviada a un repulador K para su manejo posterior.

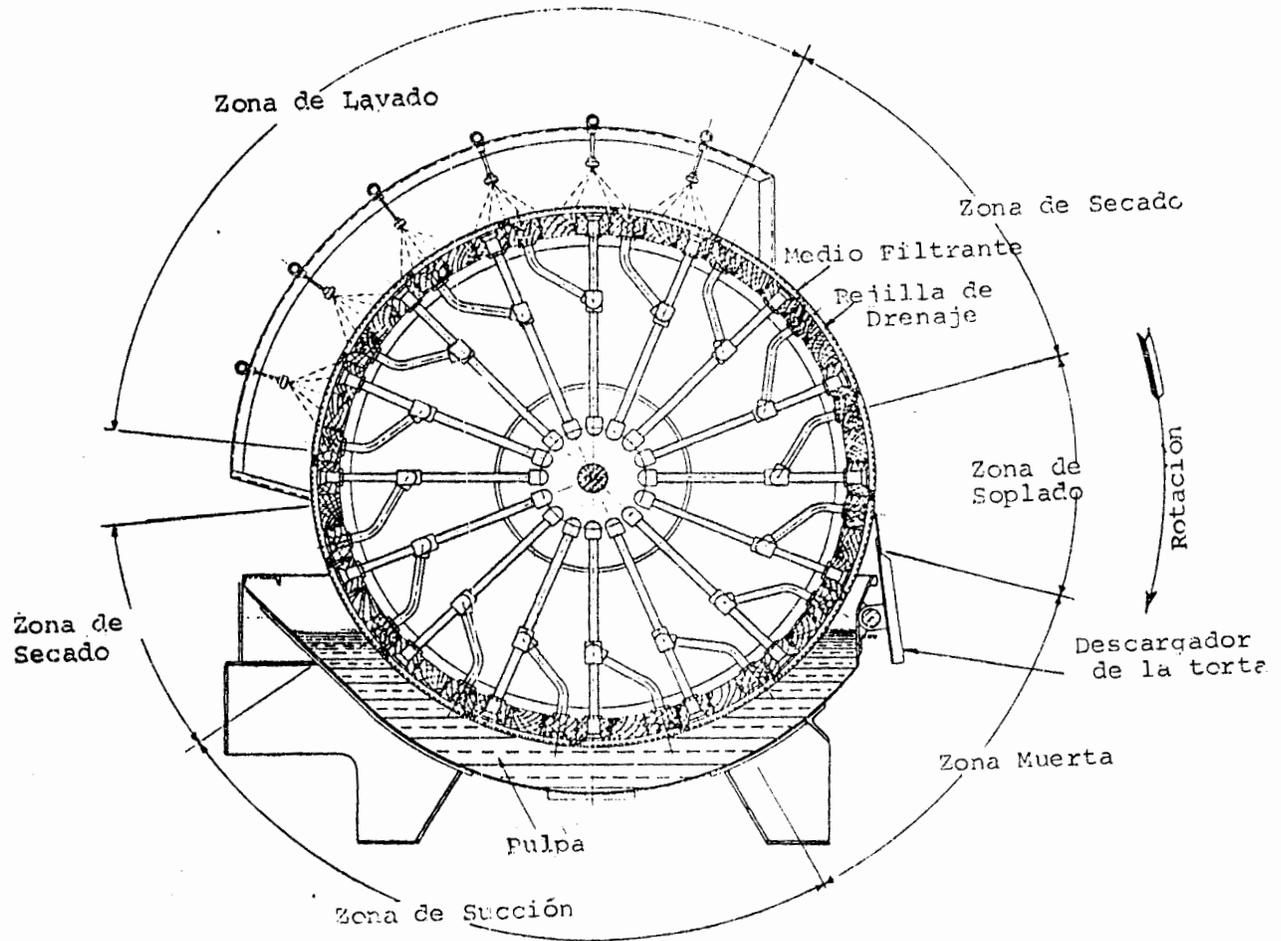


Fig. No. 36 ZONAS DE TRABAJO DURANTE LA OPERACION DE UN FILTRO DE VACIO.

II.18.1. FILTROS DE TAMBOR

El diseño de todos los filtros de tambor está basado en el correspondiente al filtro Oliver original, y las diversas marcas sólo difieren en el detalle de su construcción general. (Ver fig. No. 37).

El filtro consiste de un tambor hueco que gira en un eje horizontal y que está parcialmente sumergido en un tanque de acero o de concreto, de sección semicircular, en el cual fluye continuamente la pulpa que se va a filtrar a través de la abertura lateral. Una flecha dispuesta longitudinalmente por la parte media del tambor lleva placas en los extremos (cabezas o tapas del tambor) y una o más arañas o estrellas, espaciadas regularmente, a las que la coraza metálica del tambor va adherida (Ver fig. No. 36). Un muñón corto está sujeto con pernos a cada placa de los extremos y descansa en una chumacera fija en la pared lateral del tanque. Los emparrillados o rejillas filtrantes con ranuras (canales) dispuestas longitudinalmente y ocasionalmente diagonales, están sujetas con pernos a la coraza (casco) formando una serie de segmentos a manera de cuencas o canales de la misma longitud del tambor (fig. No. 38). La cantidad y el ancho de los segmentos, dependerá del tamaño del tambor. Una tela filtrante cubre las rejillas estando sujeta o asegurada por una espiral de alambre de acero enrollado bajo tensión y que se extiende de uno al otro extremo del tambor con un espaciamiento de 1 a 2 pulgadas entre cada vuelta.

El agua que pasa bajo la acción del vacío a través de la tela, escurre

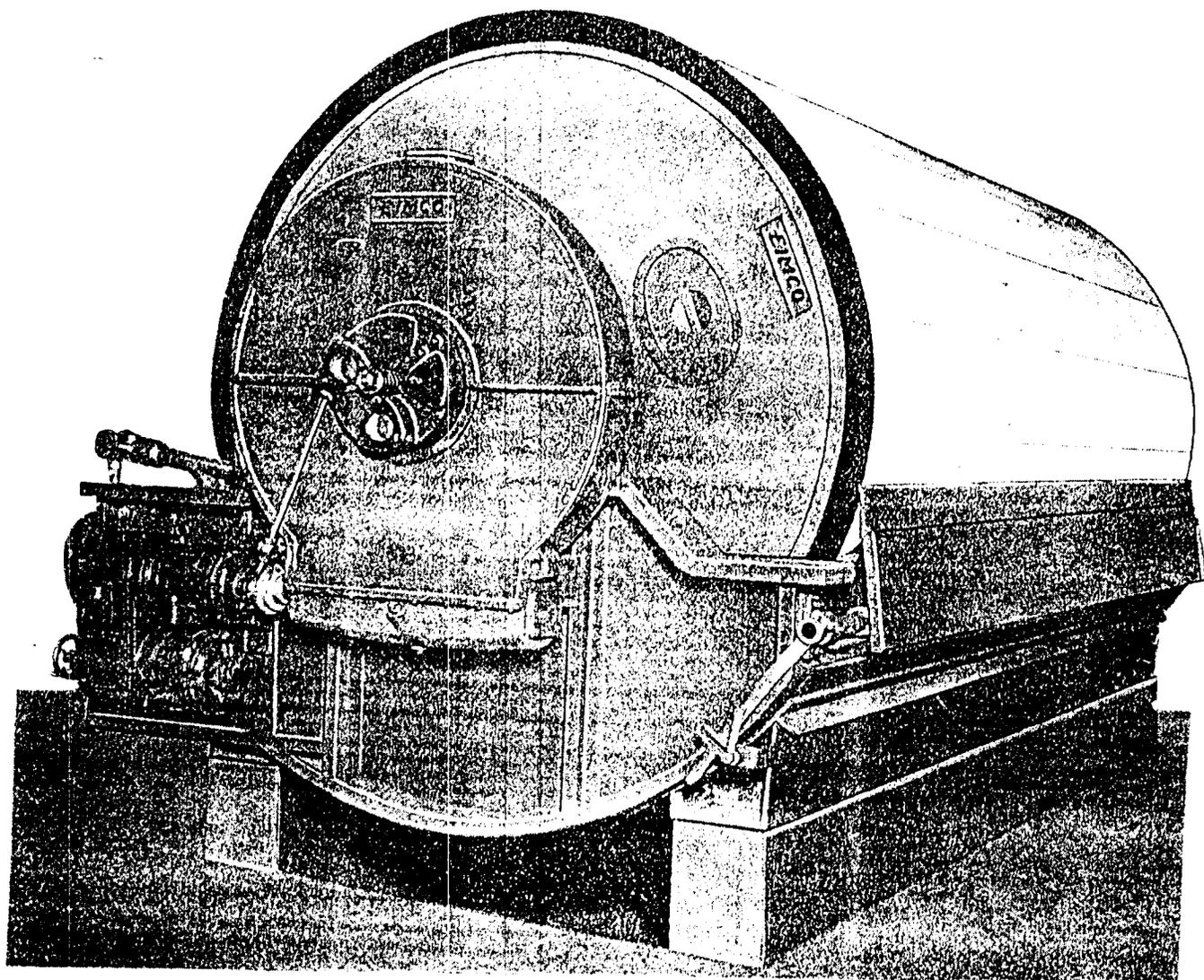


FIG. No. 37 FILTRO DE TAMBOR

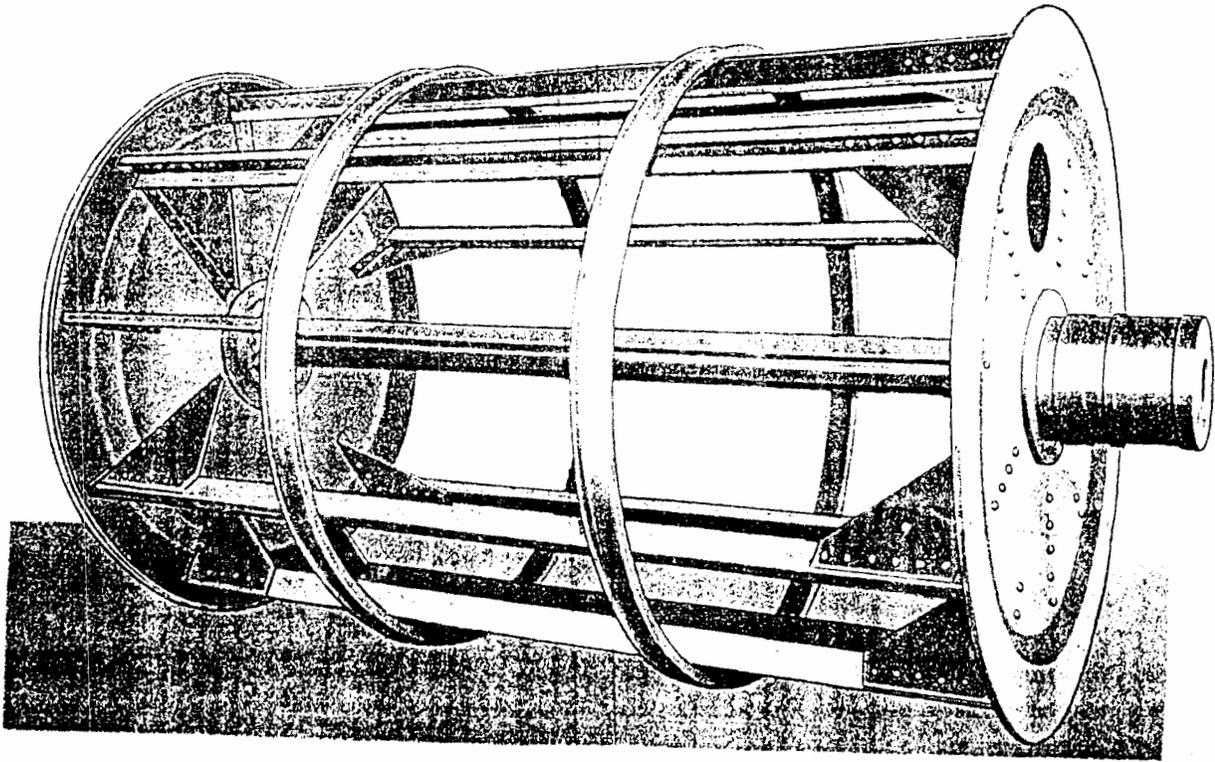


FIG. No. 38 ESTRUCTURA DEL COSTILLAR DE ACERO DE UN FILTRO DE TAMBOR.

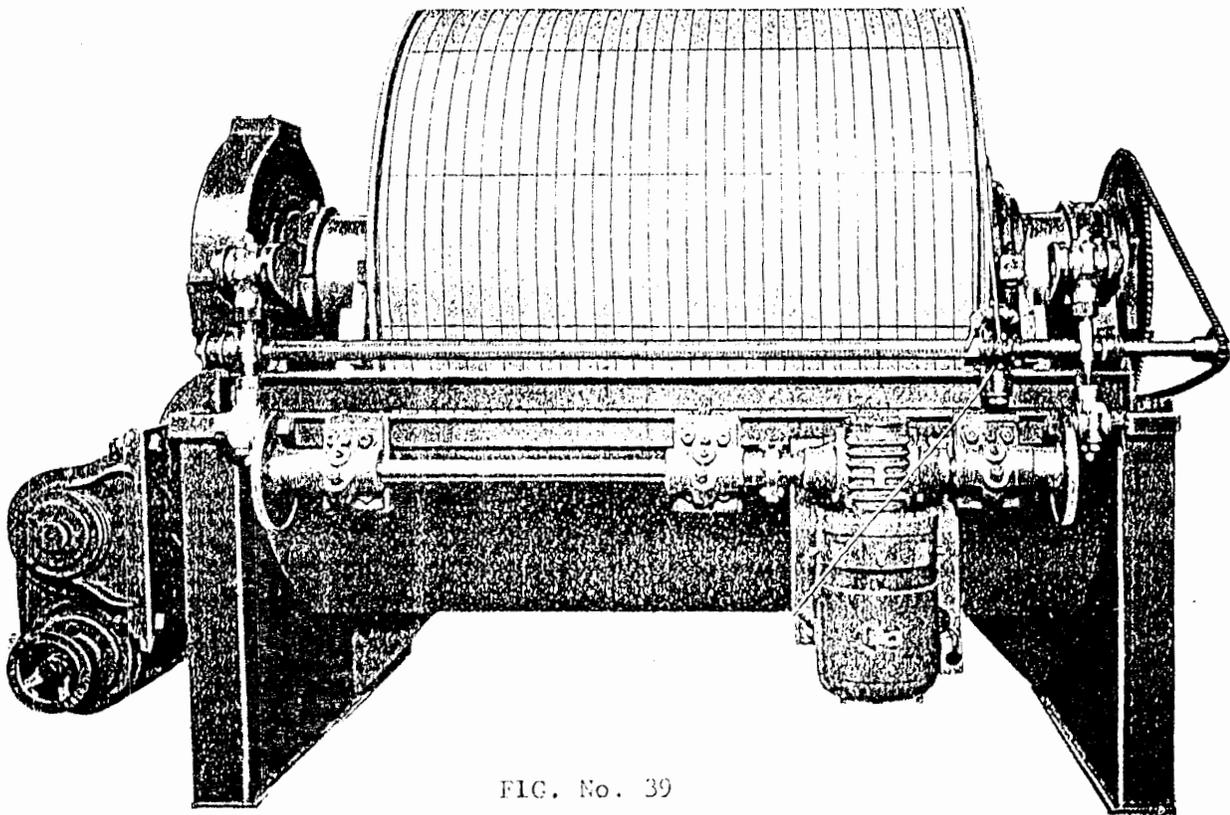


FIG. No. 39

VISTA POSTERIOR MOSTRANDO EL AGITADOR CON GOLPE DE EMBOLO AJUSTABLE TIPO OSCILATORIO CON UNIDAD DE TRANSMISION MOTORIZADA PARA REDUCIR VELOCIDAD.

por las rejillas a una canal colocada abajo y de ahí pasa a los tubos de filtrado, correspondiendo dos o tres a cada segmento, cuyos extremos están adheridos a la coraza. Los tubos de cada segmento están conectados y conducen a una serie de aberturas dispuestas regularmente de la circunferencia de un asiento de válvula sujeto con pernos a uno de los muñones. El asiento constituye la mitad de una válvula automática que controla el ciclo de filtrado. La otra parte consiste de una tapa de válvula ajustable que se mantiene en contacto con el asiento por medio de un resorte de compresión. Puede quedar asegurado en cualquier posición deseada mediante una varilla de ajuste que está adherida al tanque. La placa (tapa) de una válvula tiene una ranura estrecha alargada, o sea una canal cortado en ella, paralelo con su circunferencia y extendiéndose en casi un 75% de todo el círculo; éste está conectado al sistema de vacío. El cuarto restante del círculo, contiene dos pequeñas canales de expulsión (de descarga) que están conectados a un abastecimiento de aire a baja presión. Una rueda de engrane sujeta con pernos al muñón, embona en un tornillo sinfín que está conectado a un motor que acciona al tambor por medio de una cadena o rueda dentada (corona), o es directamente accionado por un motor con engranaje reductor. Muchos filtros están dotados de un motor de velocidad variable para darles flexibilidad adicional. El tambor usualmente es girado a la velocidad de 1 revolución cada 3 o 4 minutos, pero con un concentrado formado por partículas finas o con uno que sea pegajoso o chicloso, la velocidad puede ser menor siendo en casos extremos de 1 revolución en 10 minutos. Un mecanismo agitador conserva la pulpa en el tanque sin asentarse (fig. No. 40). Consiste de una armadura en forma de cuña, suspendida por los muñones, que sostiene 3 o 4 rastillos que se encargan de barrer el fondo del tanque por entero (fig.

No. 41). Es accionado con un movimiento recíprocante por medio de manivelas o manubrios colocados en ambos extremos de una flecha, la que corre o se desliza en chumaceras dispuestas en el lado del tanque que está opuesto a aquél por donde se descarga la torta del tanque. El mecanismo de agitación, por regla general se encuentra conectado al mecanismo principal, accionado por medio de cadena y corona dentada, pero, en los filtros grandes, algunas veces está provisto de un motor que trabaja por separado.

La velocidad del tambor se regula para formar una "torta" de concentrado del espesor requerido durante el período en que los segmentos están cubiertos por el agua. El espesor de la torta promedia alrededor de 1/2", pero puede variar de 1/4" a 3/8" para un concentrado formado por partículas finas, y de 3/4" a 1" para el caso de un concentrado grueso o granular. El segmento cargado, se encuentra todavía sujeto al vacío cuando emerge de la pulpa en su viaje hacia arriba, pero permanece bajo la acción de vacío hasta que se acerca al punto de descarga en el otro lado del tanque (fig. No. 36). Durante este período, el agua es extraída por succión, y la torta es secada. En la posición justa, el agujero de descarga se proyecta más allá del extremo o borde del puerto largo, cortándose el vacío. El agujero de descarga hace entonces contacto con el canal de expulsión durante 1 o 2 segundos, y un chorro de aire a baja presión, afloja la torta de la tela del filtro, justamente cuando la parte avanzada del segmento alcanza el filo de un rastrillo despegador.

Después de pasar el punto de descarga, el segmento viaja hacia abajo hasta que queda sumergido de nuevo en la pulpa y de ahí en adelante se repi-

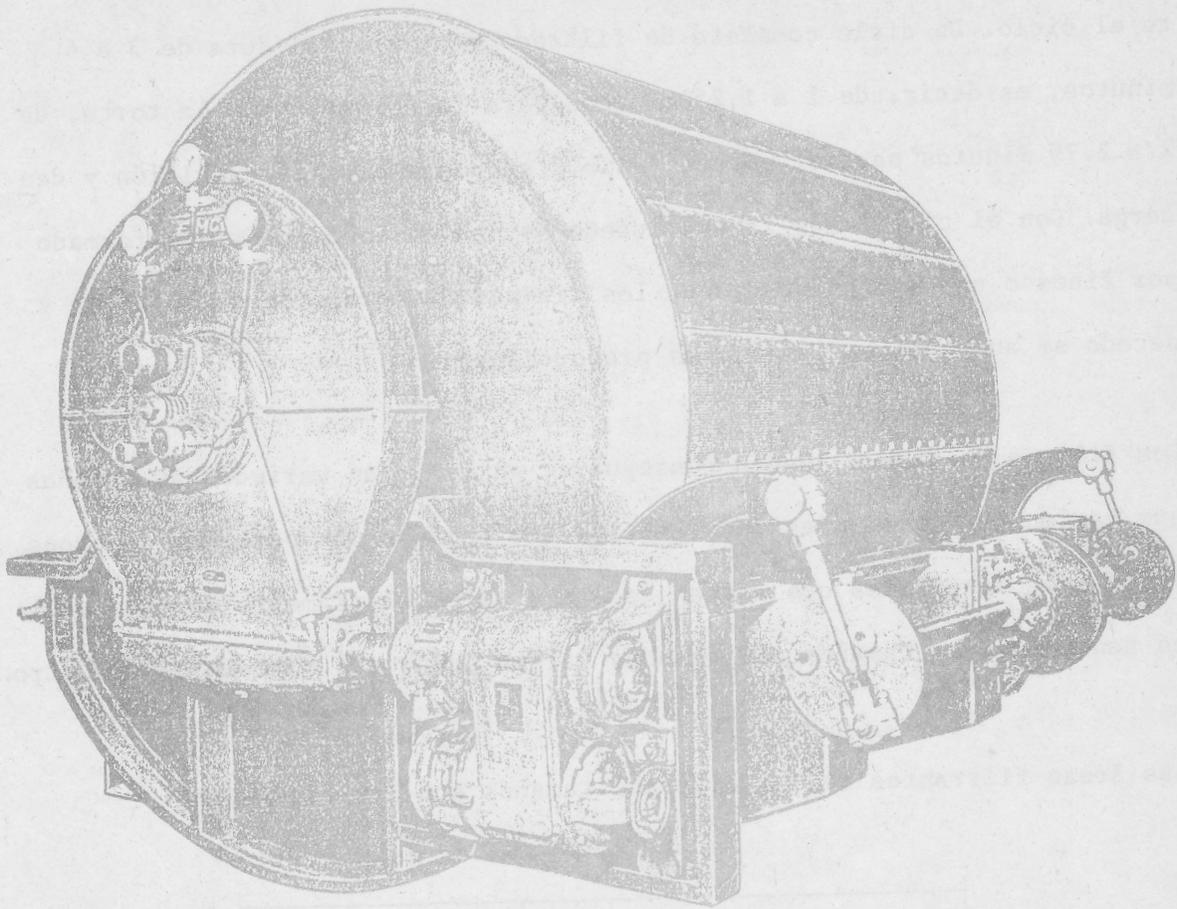


FIG. No. 40 VISTA POSTERIOR DE UN FILTRO DE TAMBOR MOSTRANDO EL MECANISMO DE AGITACION.

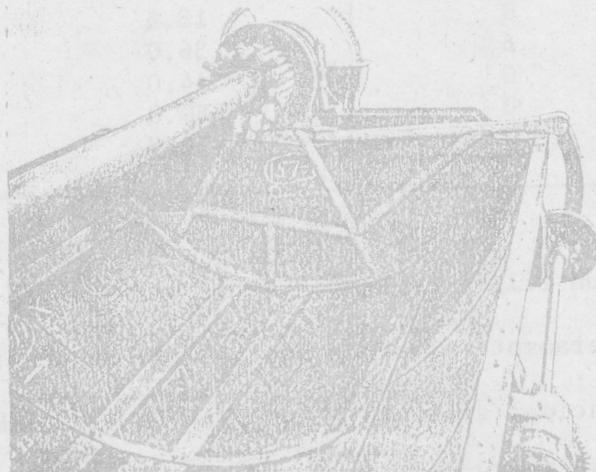


FIG. No. 41 DETALLE DEL MECANISMO DE AGITACION PARA UN FILTRO DE TAMBOR.

te el ciclo. Un ciclo completo de filtrado generalmente dura de 3 a 4 minutos, es decir, de 1 a 1.25 minutos para la formación de la torta, de 2 a 2.75 minutos para el secado y 1 o 2 segundos para la expulsión y descarga. Con el ciclo más largo, cuando se maneja un concentrado formado por finos o uno que es pegajoso, los tiempos de formación de la torta y secado se aumentan en las mismas proporciones.

Los filtros de tambor pueden conseguirse en una gran variedad de tamaños que varían de 4 a 18 pies de diámetro. Los tamaños más pequeños son construidos en longitudes que varían de 1 a 2 veces el diámetro del tambor, en tanto que los tamaños más grandes varían de 1 a 1.5 veces el diámetro.

Las áreas filtrantes de los diversos tamaños son los siguientes:

D I A M E T R O		AREA FILTRANTE (ft ² /ft de longitud)
(ft)	pulg)	
4	0	12.5
5	3	16.5
6	0	18.5
11	6	36.0
14	0	44.0
16	0	50.0
18	0	56.0

La característica de un filtro de tambor es la uniformidad de la torta que forma, la cual es ligeramente más seca que la que se desprende del filtro de discos. Su principal desventaja estriba en el hecho de que la tela del filtro está constituida por una sola pieza, por lo que en caso de daño, toda la tela tiene que renovarse y su substitución es una operación

que dura mucho, sin embargo el enrollado del alambre alrededor del tambor proporciona una buena protección en contra de daños serios.

II.18.2. FILTRO DE DISCOS

El diseño de filtros de discos está basado en el que corresponde al filtrado americano original, del cual la construcción puede apreciarse en la fig. No. 42.

El filtro consiste en una serie de discos montados en una pesada flecha hueca colocada sobre un tanque de forma especial. La flecha está sostenida en chumaceras por muñones fijos en los extremos del tanque, siendo accionada por una engranaje de tornillo sinfín en la misma forma y substancialmente a la misma velocidad que un filtro de tambor. Una válvula automática está sujeta con pernos al muñón en el lado opuesto al mecanismo accionante; es del mismo tipo que el que se usa para un filtro de tambor. Los discos están constituidos por 8 o 10 sectores circulares o segmentos conformados como se muestra en la fig. No. 43.

Cada sector está cubierto con un saco filtrante alargado, hecho de tela de algodón o de otro material semejante. Los sectores están contruidos de madera dura y sólida, profundamente acanalados para permitir la rápida salida de agua cuando ésta es pasada a través de los sacos. Cada sector está montado en su extremo estrecho en un casquete o caperuza hueca de hierro fundido con un niple o boquilla proyectante que penetra por un agujero en la flecha central, comunicado con el canal de desagüe correspondiente, quedando sellada la junta o unión a prueba de aire (hermética),

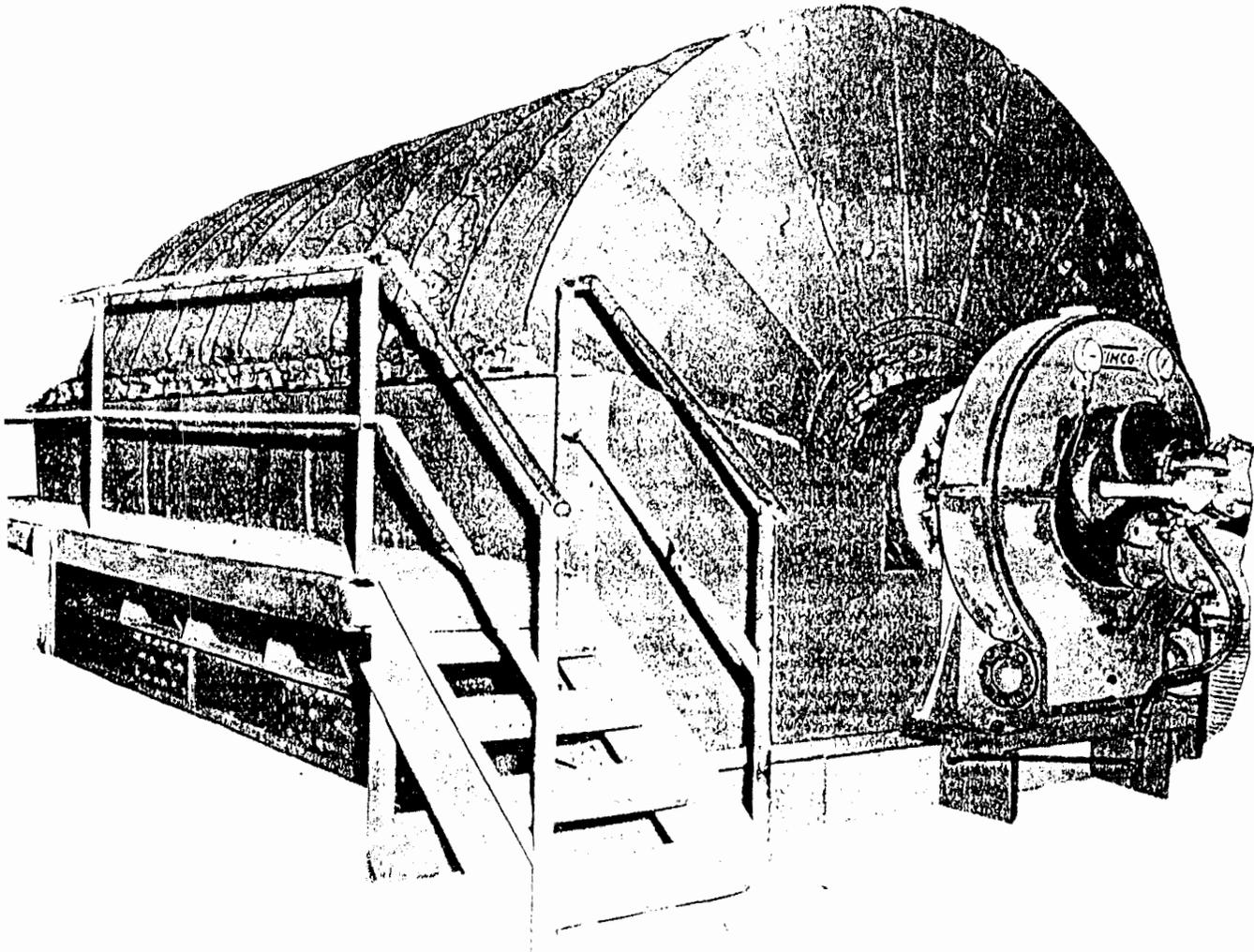
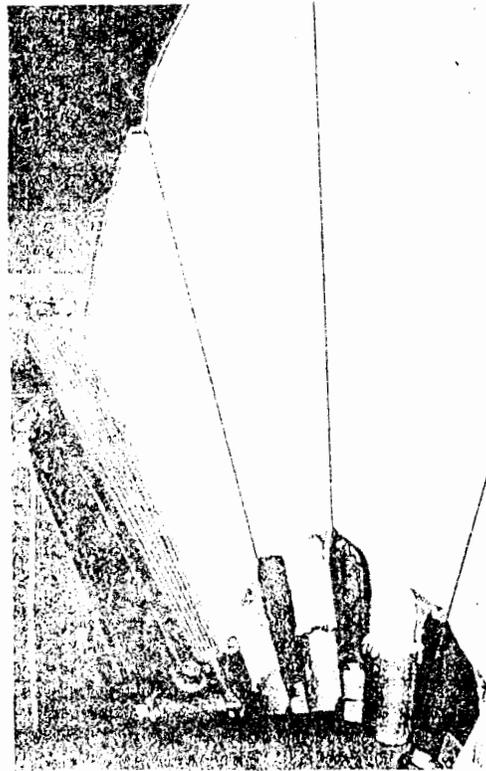
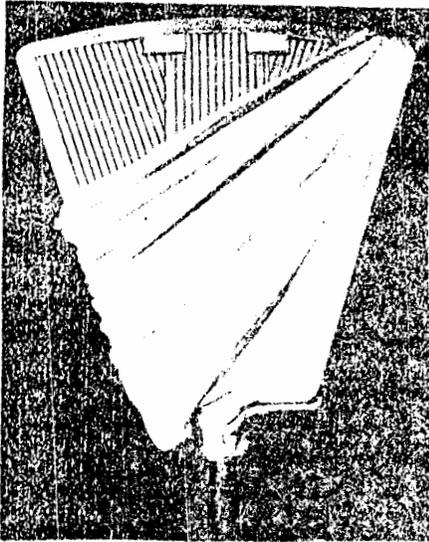
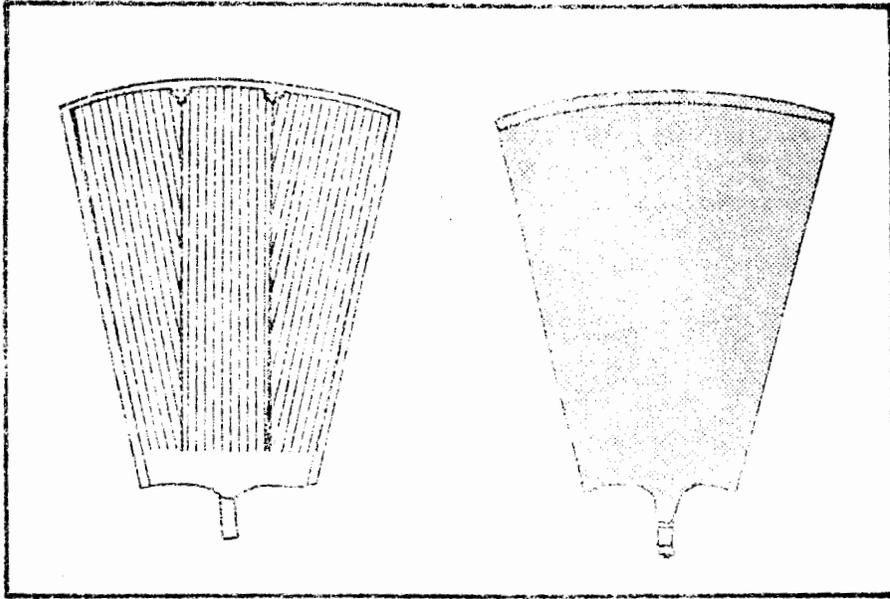


FIG. No. 42 FILTRO DE DISCOS

mediante una rondana de hule. Varillas de acero se proyectan en la flecha central como rayos de una rueda y están de tal modo dispuestos que ajustan o entran en los espacios que existen entre los filos de sectores contiguos. (Ver. fig. No. 43).

Una abrazadera de la armadura diseñada para agarrar y apretar las esquinas contiguas de cada par de sectores, es pasada sobre el extremo de cada varilla y se asegura por medio de una tuerca. Los sectores quedan así firmemente mantenidos en su sitio alrededor de la flecha a modo de formar un disco completo, siendo la ventaja de esta construcción, que en el caso de que se dañe un saco del filtro, éste puede ser cambiado en unos cuantos minutos sin perturbar los otros sectores.

El interior de la flecha central está provisto con el mismo número de canales de salida (drenaje), que el número de sectores que existen en un disco, estando conectado cada canal a un puerto separado o independiente en el asiento de la válvula automática. Los sectores correspondientes de cada disco tienen salida (drenaje) al mismo canal. El ciclo de filtrado es el mismo que el correspondiente al filtro de tambor, esto es, la formación de la torta (en ambos lados de los discos), el secado al vacío y la descarga de la torta por aire a baja presión. El espesor de la torta es en promedio de 1/2 pulgada. La remoción o retiro de la torta es efectuado por rodillos giratorios o por escrapas o raspadores de hule flexibles, los que hacen contacto con cada lado del saco cuando éste está inflado. El tanque tiene espacios rebajados o ensanchados entre los discos en el lado de carga, de tal modo que se permita que la torta del filtro caiga sin dificultad cuando es desprendida por los rodillos ras -



(Detalle)

FIG. No. 43 SECTORES CIRCULARES DE UN FILTRO DE DISCO

padores. Los discos crean una pequeña cantidad de movimiento en el fondo del tanque, por lo que no dispone de ningún mecanismo de agitación. Si se presentase alguna dificultad motivada por el asentamiento de partículas pesadas, la pulpa se bombea al fondo del tanque en una proporción que rebasa ligeramente la capacidad del filtro y a la velocidad suficiente para mantener los sólidos en suspensión, haciéndose derramar el exceso, al resumidero de la bomba.

El tanque del filtro de discos, puede quedar dividido en cualquier número que se desee de secciones por medio de paredes divisoras entre los discos respectivos. Dos o más productos distintos pueden ser así manejados en un filtro. Debera notarse que las aguas o soluciones pobres filtradas, normalmente se mezclan en las tuberías del drenaje, sin embargo, si es necesario conservarlos separados, esto puede ser hecho en un filtro de dos compartimientos, bloqueando u obstruyendo las tuberías de drenaje en el lugar apropiado, de tal manera que las soluciones filtradas se drenen en direcciones opuestas, disponiendo una válvula automática para cada una (una en cada extremo de la flecha).

Los filtros están constituidos en discos que varían de 4 pies a 12 pies 6 pulg. de diámetro. Cualquier número de discos puede ser montado en una flecha, pero en la práctica el mayor número con que se habilita el filtro, raras veces excede el número de pies de diámetro del disco, sin considerar las pulgadas adicionales; por ejemplo, no más de 8 discos son normalmente utilizados con un filtro de 8 pies 6 pulgadas.

Las áreas filtrantes de los diversos tamaños son las que siguen:

TABLA QUE INDICA EL AREA FILTRANTE EN PIES
CUADRADOS DEL FILTRO DE DISCOS

DIAM. DISCS.	NO. DE DISCOS											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
4'0"	22	44	66	88	106	130						
6'0"	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500		
8'0"		185	280	375	465	560	655	745	840	930	1025	1115
8'10"		208	312	416	520	684	728	832	936	1040	1144	1248
10'6"					750	900	1050	1200	1350	1500	1650	1800
12'6"					1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400

Las ventajas del filtro de disco son (1) su habilidad para manejar dos o más productos en una unidad, (2) la facilidad con la que los sacos filtrantes pueden ser cambiados y (3) el pequeño espacio de piso que ocupa comparado con otros filtros de la misma capacidad. La torta desprendida no es de forma tan regular como la del filtro de tambor, especialmente cuando se trata de material grueso, ni es por lo común tan seca.

II.18.3. FILTRO DORRICO

El filtro Dorrco, que se muestra en la fig. No. 44, es del tipo de tambor giratorio con la superficie filtrante colocada en el interior, en lugar de estar situada en el exterior de la coraza. No está dotada de tanque alguno por lo que la pulpa queda contenida en el propio tambor. La coraza está construida de acero. Un extremo queda cerrado y lleva un muñón y el otro está abierto, excepto en una caja sobre la circunferencia, de suficiente profundidad para permitir que la pulpa quede retenida en el

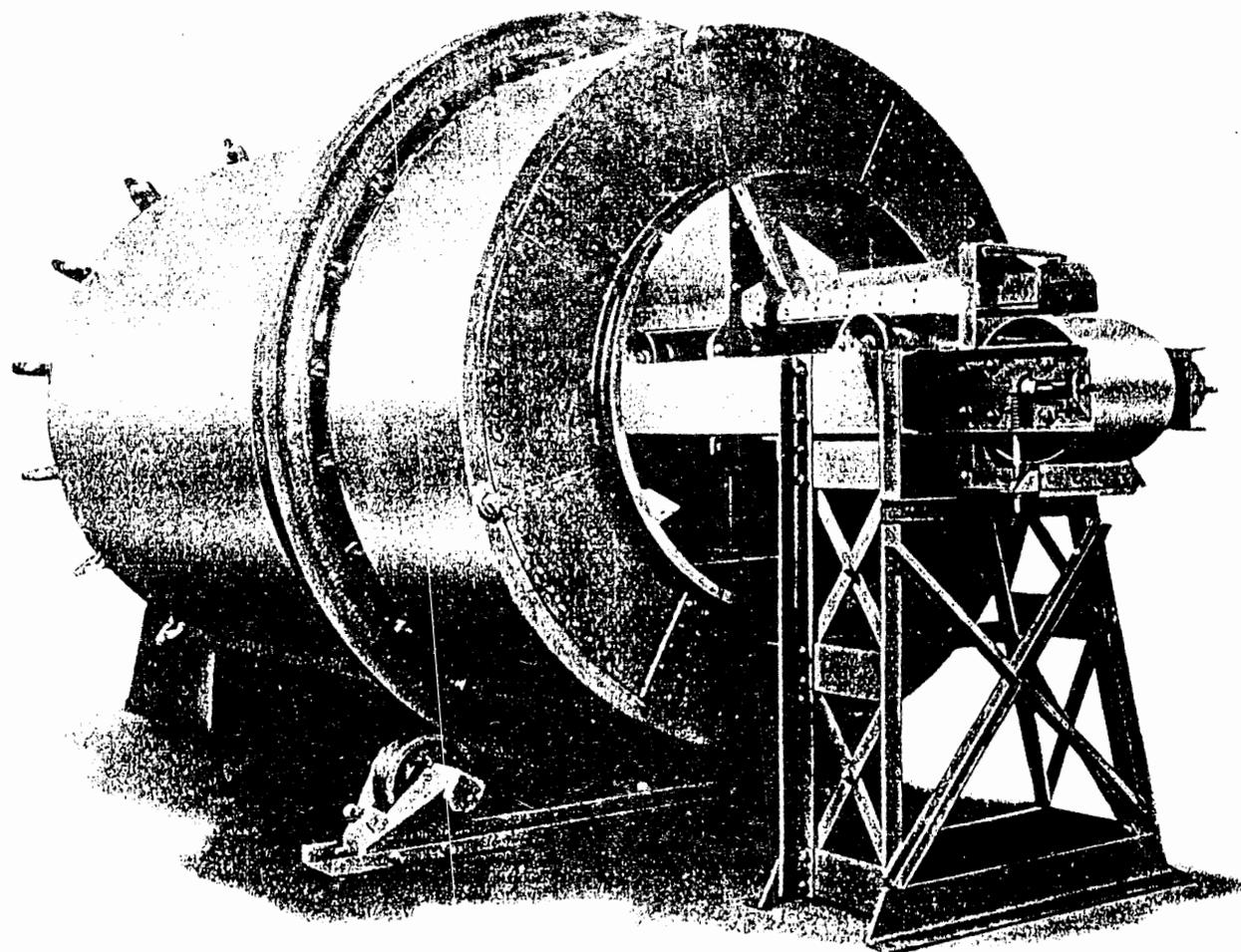


FIG. No. 44 FILTRC DORRCO

tambor. El muñón descansa en una chumacera y el extremo abierto del tambor se desliza sobre rodillos. Es accionado por un tornillo sinfín o de gusano, el cual engancha en una rueda dentada dentro del muñón. Una válvula de control automático del mismo tipo que la que se coloca a otros filtros, está también situada en el muñón. La coraza está dividida en segmentos similares a los del filtro Oliver de tambor, quedando conectado cada segmento por una o más tuberías de drenaje a su correspondiente agujero en el asiento de la válvula. Una pesada tela metálica cubre los segmentos y sostiene el paño del filtro, el cual se sujeta calfateándolo en las ranuras que quedan en ambos extremos del tambor y entre los segmentos. El cambio del paño no constituye una operación que se alargue mucho.

La pulpa usualmente es llevada adentro, por el extremo abierto del tambor, pero cuando se requiera, puede ser introducida por una tubería a través del muñón. La formación de la torta es rápida puesto que las partículas más pesadas se asientan en el paño del filtro y forman una capa de material granular que tiende a impedir que el material fino (lamas) tape a los poros del paño. El ciclo del filtrado es, en mucho, el mismo que con cualquier otro tipo de filtros. El tiempo de filtrado generalmente abarca un período de 3 a 4 minutos y raras veces excede a 6 minutos. La torta se descarga cuando justamente ha pasado el punto más alto que alcanza el segmento. No se emplea escrapa barredora ni rodillo para el desprendimiento, si no que se aplican dos o tres pulsaciones de aire de baja presión a través de la válvula. Estas producen la caída de la torta en una tolva colocada en el interior del tambor para recibirla, de donde

es descargada por un canalón o chute, a una banda transportadora. El cañalón solo puede ser empleado con un tambor corto. Cuando se usa como banda, el muñón se hace hueco para permitir que la polea de cola o contrapolea se coloque fuera del tambor y así quede accesible para ajuste y mantenimiento (ver Fig. No. 45).

Las áreas filtrantes para los diversos tamaños disponibles en el mercado son las siguientes:

DIAMETRO (ft)	AREA FILTRANTE (ft ² /ft de long.)
4	12
6	18
8	25
10	30
12	36
14	42

La longitud del tambor varía de 0.5 a 1.5 veces el diámetro.

Los filtros Dorrco se emplean cuando los concentrados son tan gruesos o pesados que tienden a asentarse y compactarse en los tanques de los filtros de tambor o de discos. Normalmente no son adecuados o apropiados para concentrados formados por partículas finas o para pulpas que contienen demasiada lama derivada de la ganga.

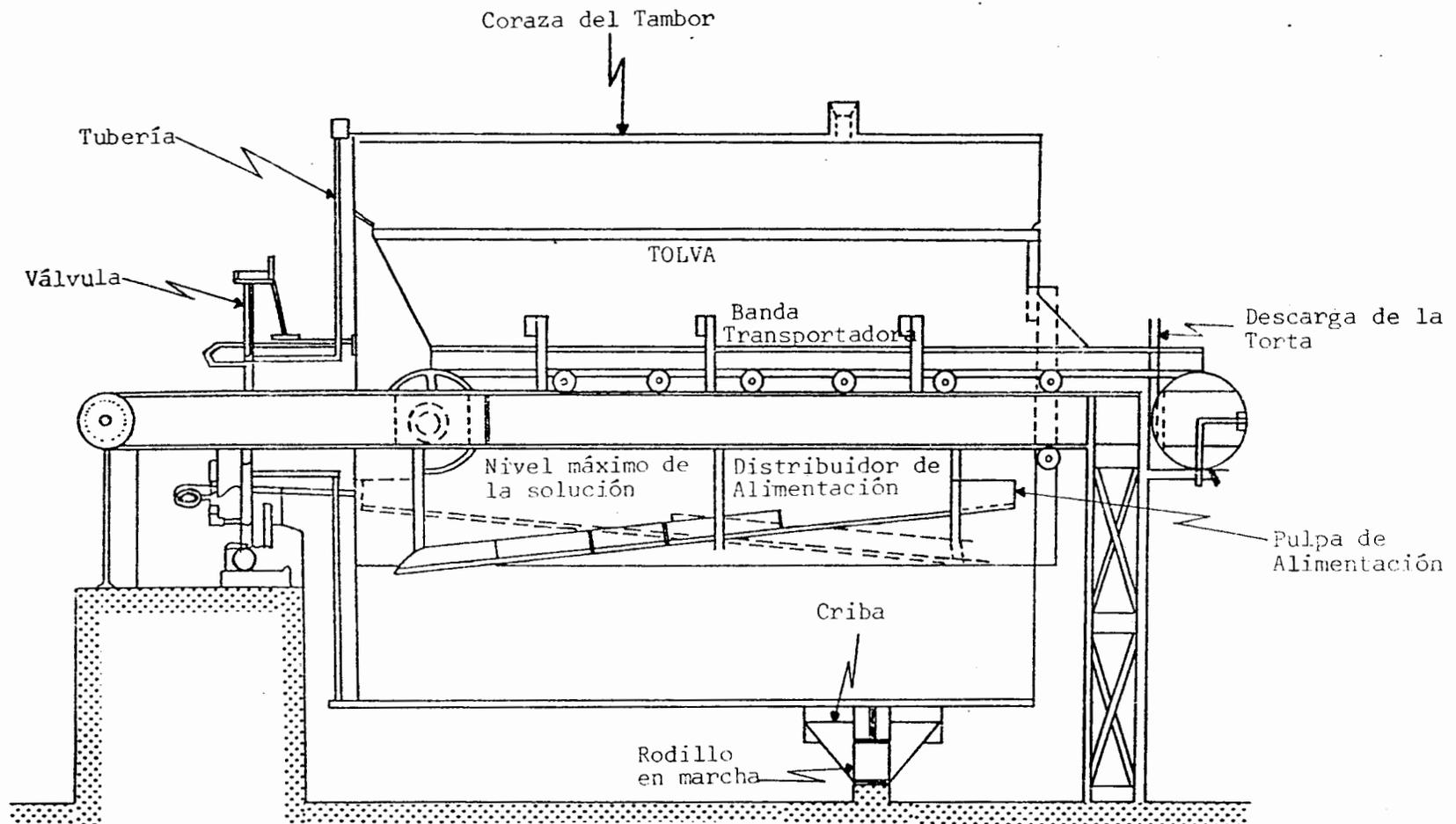


FIG. No. 45 SECCION LONGITUDINAL DE UN FILTRO DORRCO MOSTRANDO SUS PARTES INTERNAS

BIBLIOGRAFIA

- CUMMINS, A. B. and Given, I. A. (Editors).
Mining Engineers Handbook Vol. I.
Society of Mining Engineers of AIME.
New York, N. Y. 1973.
- FUERSTENAU, D.W. (Editor). Froth Flotation.
Society of Mining Engineers of AIME.
New York, N. Y. 1976.
- FUERSTENAU, M.C. (Editor) Flotation.
Society of Mining Engineers of AIME.
New York, N. Y. 1976.
- GAUDIN, A.M. Principles of Mineral Dressing.
McGraw Hill Book Co.
New York, N. Y. 1939.
- GAUDIN, A.M. Flotation.
McGraw Hill Book Co.
New York, N. Y. 1932.
- NEWTON, Joseph Extractive Metallurgy.
John Wiley and Sons Inc.
New York, N. Y. 1959.
- PRYOR, E. J. An Introduction to Mineral Dressing.
Mining Publications, Ltd. London,
England. 1955.
- RABONE, Philip Concentracion de Minerales por Flotación.
Traducción A. de la Rosa Salgado, 4a. Edición.
Comision de Fomento Minero.
México, D. F. 1975.
- RICHARD, A.T. and Loke. Textbook of Ore Dressing. 3rd Edition.
McGraw Hill Publications.
New York, N. Y. 1953.

BIBLIOGRAFIA (CONTINUA)

TAGGART, F. Arthur. Handbook of Mineral Dressing. 4th Edition.
John Wiley and Sons, Inc.
New York, N. Y. 1954.

Mineral Processing.
Engineering and Mining Journal.
New York, N. Y. 1978.

Manual de Productos Químicos para la Minería.
2a. Edición en Español.
American Cyanamid Company
México, D. F. 1963.

Reactivos de Flotación y Productos Químicos
para la Minería.
Industrias Químicas de México.
México, D. F.

Reactivos Químicos para la Minería.
The Dow Chemicals.
México, D. F.

Notas Sobre Tratamiento de Minerales
Boletines Números 25 y 26.
American Cyanamid Company.
México, D. F. 1975.

III.1 DEFINICION

Se conoce con el nombre de tratamiento por lixiviación, a todo proceso metalúrgico en el que el metal o minerales beneficiables se recuperan atacándolos con un disolvente adecuado (generalmente una solución ácida) que no disuelve a la ganga o material residual, recolectando los valores minerales disueltos en forma de una solución rica. A continuación, la solución enriquecida podrá precipitarse de la disolución en una forma relativamente pura. Frecuentemente estos procesos se conocen con el nombre de procesos "húmedos" para distinguirlos de los "secos", o de fusión.

III.2 GENERALIDADES

Los procesos hidrometalúrgicos tuvieron su origen en América con la llegada de los conquistadores españoles, que idearon métodos muy ingeniosos desarrollándolos para recuperar la plata de las menas que la contenían. Ya en 1540 se describía un proceso para el tratamiento de menas argentíferas, el cual consistía en someter el mineral a una tostación con agua o vinagre, en el que previamente se había disuelto cloruro mercúrico, sulfato de cobre, sal, y sulfato ferroso. Cuando el mercurio se mezclaba con esta pulpa y la mezcla así obtenida se trituraba o agitaba en un mortero, la plata se recuperaba, en forma de amalgama. La lixiviación de las menas "in situ" y la recuperación del cobre de las aguas de las minas en forma de cobre cementado impuro, es una práctica que cuenta con muchos siglos de antigüedad. La primera lixiviana

ción de cobre que se realizó, se llevó a cabo probablemente partiendo de una ceniza de piritita cuprífera obtenida de la combustión de las piritas empleadas en la producción de ácido sulfúrico. La lixiviación se aplicó por primera vez a las menas de oro alrededor de 1890, con el descubrimiento del proceso del cianuro; pero no fue sino hasta hace cosa de 30 años, cuando los metalurgistas lograron perfeccionar los métodos de lixiviación adecuados para el tratamiento de menas de cobre, zinc y plomo. Hoy el 70% del cadmio, el 40% del zinc y el 15% del cobre producidos en los Estados Unidos de América, se obtienen por los procesos de lixiviación. Muchos investigadores sostienen que en los próximos años se realizarán grandes progresos en el campo de la hidrometalurgia, y algunos optimistas creen que la época del horno de fundición no tardará en pasar. Sin embargo, esto no parece muy probable a menos que se desarrollen nuevas técnicas y disolventes, cosa que por ahora no parece que ocurra.

Durante años han sido práctica común recuperar el cobre de las aguas extraídas de las minas de cobre, recurriendo a la precipitación del metal contenido en las soluciones, con chatarra de hierro. En 1943, por ejemplo, se recuperaron a nivel mundial 50,000 t de cobre metálico, empleando esta técnica.

III.3. HISTORIA DE LA HIDROMETALURGIA

Los métodos hidrometalúrgicos parecen haber comenzado con la recuperación de vitriolo de hierro o caparrosa verde (FeSO_4) procedente de

aguas de mina o de soluciones de lixiviación, técnica que se usaba a mediados del siglo XVI. Este método resulta interesante debido a que resulta muy semejante a la técnica de intemperización en gran escala que se aplicó más tarde en Río Tinto (España). Otra característica interesante, fue la adición de hierro metálico a la solución enriquecida para reducir el hierro trivalente a hierro bivalente, aunque el informe histórico no menciona si se efectuaba la precipitación completa del cobre.

Biringuccio, químico romano del siglo XVI, sugirió que se dejara el mineral por lixiviar, en un lote o montón a la intemperie durante un periodo de cinco a seis meses, expuesto a la acción de los agentes atmosféricos. Se debía voltear varias veces el lote y romper los trozos grandes. Después de esto, se debía dejar bajo techo durante otros seis u ocho meses, para entonces cargar el mineral en un tanque de lixiviación y agitarlo con agua hasta que, a juicio del operador, se hubiera extraído por lixiviación (disolución) la caparrosa verde y la solución contuviera cantidades suficientes de hierro disuelto. Entonces se debería dejar asentar el lodo y sacar el líquido enriquecido a otro tanque.

En este otro tanque se debía agregar un poco de hierro a la solución después de hervir el líquido, hasta obtener solución concentrada, y continuar la ebullición hasta que cristalizara el vitriolo de hierro, Biringuccio también describió los procedimientos de recristalización y retorno del líquido madre (solución lixiviante).

Biringuccio afirmó: "El vitriolo también se encuentra reducido a su mayor pureza por la Naturaleza misma, sin ayuda del arte químico. Se separa por el calor en forma de película que envuelve el mineral mezclado al exponerlo a los agentes atmosféricos". Estas líneas se refieren evidentemente a un factor muy importante de la lixiviación moderna por lotes, o sea, la sal que brota a la superficie de las partículas de mineral, por efecto de la acción capilar.

Al descubrir la producción de alumbre, Biringuccio también mencionó la presencia de "marcasitas", que era el nombre que daba a cualquier sulfuro. Esos minerales se tostaban en lotes, por lo que parece tratarse de un ejemplo primitivo de tostación sulfatante.

Los tanques descritos por Biringuccio, medían aproximadamente 13.1m (43 pies) de largo, 6.4 m (21 pies) de ancho y 2.4 m (8 pies) de profundidad. Si se llenaban de agua hasta la mitad, significaría que contenían aproximadamente $102 \cdot m^3$ ($3,600 \text{ pies}^3$), lo cual corresponde a unos 100,000 litros. Se puede tener una idea aproximada de la capacidad del método, considerando que la solución de vitriolo de Biringuccio, después de agitada en el primer tanque, podría contener 1% de hierro, lo cual correspondía a 50 g de $FeSO_4 \cdot H_2O$ por litro. Para sus 100,000 litros, tendría entonces aproximadamente 4,990 Kg. de vitriolo disuelto. Si su materia prima contenía aproximadamente 20% de vitriolo soluble en agua, la carga del tanque de lixiviación sería de 24.5 toneladas de mineral aproximadamente. Las operaciones de carga, lixiviación y asentamiento, durarían unos cuatro días. El

asentamiento del lodo sería tal, que se podría sacar 80% de la solución; esto equivaldría a 41,635 litros aproximadamente, o sea, un máximo de 10,409 litros diarios a su sección de evaporación. Con diez calderas para la evaporación, esto equivaldría a 1,041 lts. o sea 1.04m^3 cada una, por lo que suponiendo que la evaporación se llevara al cabo en un día, la planta debe haber tenido capacidad para producir de 450 a 900 Kg. diarios de vitriolo. La aplicación de este método tuvo que ser aplazado hasta que se pudo disponer de suficiente hierro barato para la precipitación de cobre.

La primera técnica y por muchos años la única que se usó, fue la de cementación sobre hierro, de las aguas de mina o soluciones enriquecidas semejantes que contenían cobre. Aunque esta reacción fue de las primeros fenómenos químicos que se conocieron, no se tomó en cuenta su utilidad ni se interpretó bien durante mucho tiempo. Desde el punto de vista práctico, nadie consideró que la reacción era útil por ser también difícil y costoso obtener el hierro metálico en aquella época.

Los alquimistas adoptaron esta reacción, como prueba favorable de la transmutación de los metales. Cualquiera podría observarle fácilmente introduciendo una varilla de hierro en la solución del alquimista (solución de sulfato de cobre). En el año 1500, Paracelso y Basilio Valentino consideraron con mayor seriedad esta reacción, pero no fue sino hasta 1750, cuando se llegó a disponer de hierro suficiente para pensar en utilizarlo en la precipitación de cobre. Probable-

mente el primer lugar en que se utilizó de esa manera fue en Río Tinto, España. Hasta entonces tanto en Río Tinto como en las antiguas minas de cobre de Chipre (3000 años A. de C.) se había considerado que las aguas de mina que contenían cobre, eran perjudiciales porque corroían las herramientas de los mineros.

La lixiviación de cobre por lotes, probablemente comenzó en Río Tinto hacia el año 1752. El método es el mismo, o al menos semejante, al descrito por Biringuccio, o sea la lixiviación de lotes de mineral al aire libre, seguida de la cementación con hierro del líquido escurrido de los lotes.

El método sigue siendo el mismo en esencia al que se aplica actualmente en muchas grandes minas de cobre del sudoeste de Estados Unidos. El mineral demasiado pobre para tratarlo en la planta, pero demasiado rico para desecharlo por completo se lixivía rociando agua sobre los lotes del mineral previamente quebrados. Se puede reducir mucho el tiempo necesario para la lixiviación por lotes, si se tuesta antes el mineral y se transforma el cobre a una forma fácilmente soluble (óxidos). La tostación por lotes trabaja bien, pero despliega una capa de anhídrido sulfuroso sobre el campo circundante. La tostación por lotes se adoptó en Río Tinto hasta que la Ley lo prohibió en 1888, después de que sus efectos habían devastado los alrededores del río en grandes extensiones. La tostación " a cubierto" que se aplicó en varias partes, tuvo los mismos desastrosos resultados y encontró las mismas consecuencias. De hecho, cualquier tostación

que descargue anhídrido sulfuroso a la atmósfera, puede causar problemas ecológicos. No fue sino hasta tiempos relativamente recientes cuando se conocieron los reactivos apropiados para lixiviar los minerales, se adquirieron los conocimientos de Química necesarios para utilizarlos y se contó con la capacidad económica adecuada para la producción de metales por procedimientos húmedos. Es por esto, que los procedimientos hidrometalúrgicos para obtención de metales, sólo datan de unos cuantos siglos a la fecha.

El hombre comenzó por producir y utilizar los metales que se encontraban en estado libre en la naturaleza, como el oro, el cobre nativo y el hierro meteórico. Hacia el final de la Edad de Piedra ya se conocían esos metales, pero sólo se empleaban para ornamentación. El descubrimiento de la fusión, abrió las puertas de la Edad de Bronce y de la Edad del Hierro y entonces se comenzaron a utilizar los metales para la fabricación de armas y utensilios, empleando para ello, procesos exclusivamente pirometalúrgicos. Indudablemente, el cobre fue el primer metal producido por métodos húmedos.

III.4 QUIMICA DE LA TOSTACION Y LIXIVIACION

A continuación se intentará dar a conocer la teoría y la práctica de la recuperación de los metales, (con excepción del oro y la plata que serán tratados más adelante), y de sus menas o de sus concentrados, disolviéndolos mediante algún solvente, para luego

precipitarlos a su estado puro. Para lograr este objetivo, se tienen que llevar al cabo ciertos procesos básicos. Se irán estudiando estos procesos en el orden en que generalmente se ejecutan, siendo éste el siguiente:

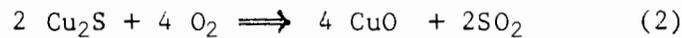
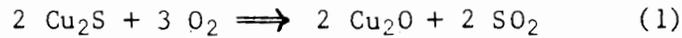
- a) *Trituración, Molienda y Clasificación.* Constituyen el primer paso del proceso, los cuales no se considera necesario detallar.
- b) *Tostación.* Es un proceso que resulta indispensable en el caso de ciertos minerales o concentrados, como paso previo de preparación para lixiviación. La tostación de minerales se puede efectuar por diversas técnicas, y puede hacerse variar, según sea necesario, para producir un sulfato, un óxido, reducir el contenido de óxido, producir un cloruro, o bien una combinación de estos resultados. Para tal efecto, se han diseñado equipos especiales para el control preciso de las reacciones de tostación, las cuales, ocasionalmente resultan muy complejas.
- c) *Lixiviación.* Es el proceso por medio del cual se disuelve el mineral deseado en el solvente que se ha seleccionado. El problema de la lixiviación es determinar las condiciones mecánicas, químicas y económicas mediante las cuales se obtenga una disolución máxima del mineral en tratamiento, obteniéndose también un margen de utilidades comerciales.
- d) *Separación de la Solución.* Implica el manejo de los desechos o "colas" pobres que resultan después de que se ha obtenido la solución rica por lixiviación del mineral. Este manejo puede variar desde el simple escurrido y lavado, hasta técnicas más complicadas de decantación en contracorriente o por filtración.

e) *Precipitación*. Constituye el último paso, mediante el cual se obtiene por intercambio iónico, el metal comercial, al cual solamente le faltaría la refinación (electrolítica o a fuego) para quedar listo para su uso industrial. Los métodos electrolíticos de precipitación recuperarán desde luego, el máximo de metal tratado por lixiviación; sin embargo, existen métodos químicos como por ejemplo la precipitación de cobre por medio de hierro, que recupera importantes proporciones del metal.

f) *Química de la Tostación*. La tostación de los minerales o concentrados, como paso previo para el proceso de lixiviación, toma cualquiera de las siguientes formas: oxidación, reducción, sulfatación, o cloración.

1.- *Tostación Oxidante de Minerales de Cobre*. No se usa en ninguna planta moderna de lixiviación de cobre. La razón no es la falta de eficiencia, sino el hecho de que, por lo general, resulta más barato construir y operar un molino de flotación y una fundición para minerales sulfurados de cobre, que tostarlos, lixiviarlos y por último, refinarlos.

Las reacciones básicas simplificadas que muestran el comportamiento de los sulfuros de cobre durante la tostación oxidante, son las siguientes:

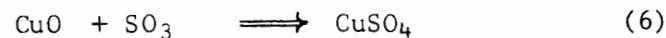


Las reacciones citadas indican que un suministro limitado de aire ayuda a formar Cu_2O , el cual sólo es soluble en soluciones lixiviantes de sulfato ácido férrico. Con abastecimientos abundantes de aire, temperatura alta y tiempo suficiente para la reacción, todo el cobre se convertirá en CuO , que soluble en una solución lixiviante de ácido sulfúrico diluido.

El sulfato de cobre se puede producir directamente del sulfuro, de acuerdo con la ecuación



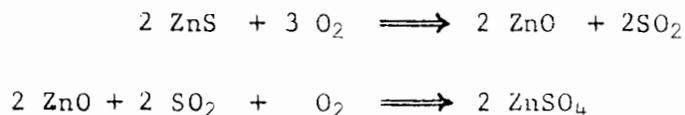
El resultado indica que se requiere un exceso considerable de aire para producir una alta concentración de sulfato en el calcinado. El sulfato de cobre también puede producirse por medio de una reacción entre CuO y SO_3 .



Tanto los sulfatos de hierro como los de cobre, se descomponen cuando se someten a altas temperaturas, pudiendo sufrir tam-

bién una descomposición diferencial. Por ejemplo, el sulfato de hierro puede convertirse en óxido y en SO_2 , cuando se somete a temperaturas inferiores a la de la descomposición del sulfato de cobre.

En la tostación oxidante de minerales de zinc, pueden presentarse varias reacciones, que se expresan como sigue:



Es necesario usar un catalizador para verificar la segunda reacción. La tostación de los sulfuros de zinc, debe llevarse a cabo en la misma forma que la de los de cobre, teniendo en cuenta el tratamiento final, el cual, en la Práctica actual, es el proceso electrolítico.

2.-*Sulfatación de Minerales de Cobre.* Puede verificarse mediante oxidación directa por aire, como sigue:



Esta reacción se verifica adicionalmente a cualquier cantidad de sulfato de cobre que se puede formar, debido a las diversas reacciones del anhídrido sulfuroso y del anhídrido sulfúrico .

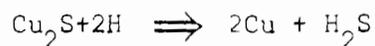
En la tostación previa a la lixiviación del cobre, debe tomarse en cuenta que los óxidos de hierro y de cobre pueden combinarse a temperaturas elevadas, formando compuestos insolubles en ácido. Lo más probable es que estos productos sean ferritos, semejantes a

los ferritos de zinc que se forman en la tostación del zinc.

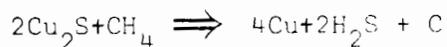
La sulfatación de los minerales de zinc es necesaria solamente para poder producir la pequeña cantidad de sulfato de zinc, requerida para la generación del ácido en los procesos de lixiviación y de electrólisis de los concentrados de zinc .

3. *Tostación reductora de Minerales de Cobre.* No se práctica actualmente en gran escala, sin embargo, es interesante notar que tanto el silicato de cobre como el silicato de níquel, se pueden convertir parcial o totalmente en metales, mediante una tostación reductora.

Hace algunos años, Hample describió la reducción completa de los sulfuros de cobre a metal en la siguiente reacción, aunque en la actualidad ya no se utiliza comercialmente.

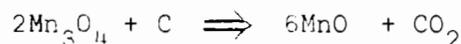
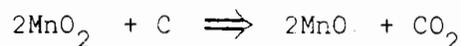


De manera semejante se puede reducir el sulfuro de cobre a metal, mediante el uso de metano:



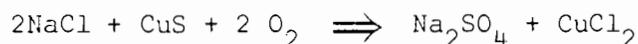
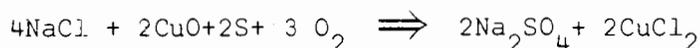
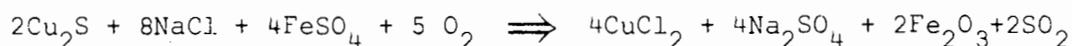
También se usa la tostación reductora en el tratamiento de minerales de manganeso como paso previo a la electrólisis, ya sea para el metal o para los óxidos de manganeso. Estos últimos se pueden reducir

mediante calentamiento con carbón mineral para formar óxido de manganeso (MnO), soluble en ácido sulfúrico.



4.- *Tostación clorurante.* Se usa para la extracción de cobre de las cenizas de pirita. Estas cenizas pueden contener de 1 a 3% de cobre, y también pueden contener cantidades apreciables de zinc, plomo, cobalto, oro y plata. Cuando se tuestan las cenizas, debe existir suficiente cantidad de azufre, a fin de mantener la proporción de 3.8 de azufre a 2 de cobre, se debe agregar mineral de pirita para compensar cualquier deficiencia de azufre. Se agrega sal a las cenizas en cantidad equivalente a 8 a 10% de la cantidad de mineral, y ya juntos se mezclan y trituran hasta hacerlos pasar por una criba de 3 mm. La reacción es exotérmica, por lo que sólo se requiere agregar gas hasta el momento de iniciar la reacción clorurante.

Las reacciones de tostación enumeradas son las siguientes:



Con este método es difícil tratar cenizas que contengan más de 3% de zinc, debido a la formación de ferritos.

La tostación clorurante se aplica en muchas plantas de cianuración en donde se tratan minerales de arseniuros o telururos de oro.

En el caso de los minerales de uranio-vanadio se trituran hasta menos de 14 mallas y luego se tuestan con 6 a 10% de sal en hornos de hogar múltiple. La reacción forma venadato de sodio con desprendimiento de ácido clorhídrico, el cual se utiliza más tarde para la lixiviación de los minerales de uranio. El factor más importante en la tostación con sal es la temperatura. La temperatura óptima es de 650°C., tanto para la recuperación de uranio como de vanadio.

El lavado de los gases de tostación con agua es, además, una fuente barata de solución lixivante. El contenido de cal debe ser inferior a 2.5%, a fin de que no se pierda demasiado ácido clorhídrico en la tostación y lixiviación. Cuando se tuesta en condiciones óptimas, 1 tonelada de mineral produce 25 Kg (55 lb) de ácido clorhídrico. Un aumento de 1% de cal reduce el rendimiento de ácido clorhídrico en 5 Kg (11 lb) por tonelada de mineral.

También se utiliza la tostación con sal como paso previo a la lixiviación de ciertos minerales de uranio con carbonatos.

DISOLVENTES UTILIZADOS EN LOS PROCESOS DE LIXIVIACION

Los disolventes que se utilizan en la lixiviación incluyen tanto so-

luciones ácidas como alcalinas, así como también algunas sales, siendo el ácido sulfúrico el que se usa más universalmente. Esto se debe, en parte, a su eficiencia como disolvente, y en parte a que es fácil de conseguir y de bajo costo; es fácil de manejar y sus pérdidas durante el proceso son bajas.

Aunque el ácido clorhídrico se utiliza en algunas plantas, es más difícil de manejar que el sulfúrico, y las pérdidas son considerablemente mayores.

El anhídrico sulfuroso y el amoníaco, además de ser muy volátiles, son también difíciles de manejar y se usan poco. Sin embargo, se están estudiando procesos de lixiviación con amoníaco para tratamiento de minerales de sulfuro de cobre. El carbonato de sodio se utiliza en la lixiviación de minerales secundarios de uranio. En algunas plantas piloto se utiliza hidróxido de sodio para la lixiviación de minerales de estaño. Se ha propuesto el uso de nitratos para diversos trabajos de lixiviación.

Se llaman reactivos accesorios en lixiviación aquellos que, como el sulfuro férrico y ferroso, activan las reacciones de disolución sin ser el disolvente principal. El sulfato férrico ayuda a disolver algunos sulfuros de cobre, y el sulfato ferroso actúa como agente despolarizante en la electrólisis del cobre. El óxido de hierro actúa como catalizador en la producción de anhídrido sulfúrico durante la tostación sulfurante.

MINERAL	COMPOSICION	% DE Cu	SOLUBILIDAD (Cu)
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	55.3	Fácilmente soluble en ácido
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	57.6	Fácilmente soluble en ácido
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	36.1	Soluble en ácido
Tenorita	CuO	79.7	Soluble en ácido
Cuprita	Cu_2O	88.8	Soluble en ácido y Fe^{+++}
Dioptasa	$\text{CuSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	57.9	Soluble en ácido (HCl)
Brocantita	$\text{CuSO}_4 \cdot 3 \text{Cu}(\text{OH})_2$	56.2	Soluble en ácido
Cobre metálico	Cu	-	Soluble en ácido, amoníaco y Fe^{+++}
Calcocita	Cu_2S	79.8	Soluble en ácido y Fe^{+++}
Covelita	CuS	66.4	Soluble en ácido y Fe^{+++}
Bornita	Cu_5FeS_4	63.3	Parcialmente soluble en ácido y Fe^{+++}
Calcopirita	CuFeS_2	34.6	Parcialmente soluble en ácido y Fe^{+++}

TABLA 1 . MINERALES DE COBRE COMERCIALMENTE IMPORTANTES, SU COMPOSICION Y SOLUBILIDAD

* Estas solubilidades son solamente generales, puesto que la solubilidad real depende de un gran número de factores, tales como el tamaño de partícula, concentración del ácido o del hierro trivalente, tiempo de contacto, temperatura, etc.

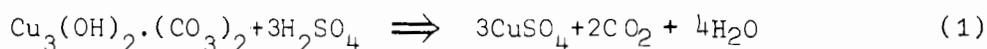
El cloruro de sodio es reactivo accesorio en algunos procesos de tostación y en la lixiviación subsecuente.

III.5 MINERALES SUSCEPTIBLES A SER LIXIVIADOS Y SUS CARACTERISTICAS

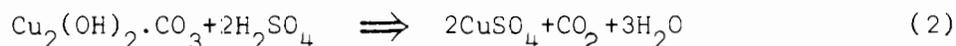
III.5.1. LIXIVIACION DE COBRE

A continuación se muestran los distintos minerales de cobre más importantes desde el punto de vista comercial, sus composiciones y su solubilidad teórica. Las reacciones según las cuales se disuelven estos minerales en la lixiviación, ya sea en ácido sulfúrico o bien en ácido sulfúrico y hierro trivalente, son los siguientes:

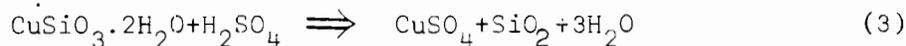
Azurita



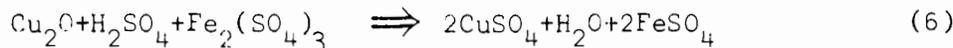
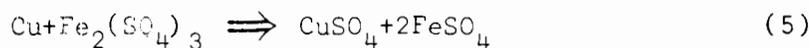
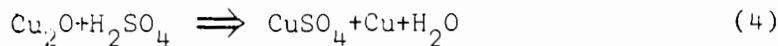
Malaquita



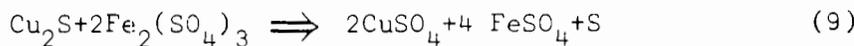
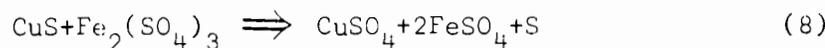
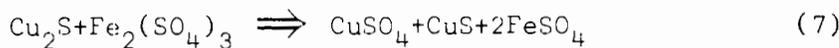
Crisocola



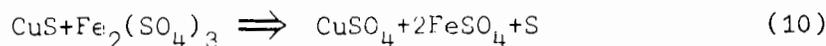
Cuprita



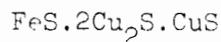
Calcocita



Covelita



BORNITA. La fórmula de la bornita es Cu_5FeS_4 , y se puede desarrollar como sigue:



Prácticamente todo el contenido de cobre de la bornita se puede disolver mediante lixiviación con ácido caliente más sulfato férrico. Las reacciones son, probablemente, semejantes a las (7), (8) y (9) citadas líneas arriba.

CALCOPIRITA. Solamente parte del cobre contenido en la calcopirita es soluble en ácido, más hierro trivalente, y para obtener uniforme esta solubilidad, se requiere una molienda fina, calentamiento de las soluciones, y un período largo de contacto. Es probable que el sulfuro de hierro de la calcopirita se encuentre en forma semejante al de la pirita, el cual no lo atacan los disolventes ordinarios de lixiviación. Por lo tanto, el disolvente sólo actúa parcialmente, debido a la presencia del compuesto insoluble.

PIRITA. En la lixiviación, la pirita casi no es atacada ni por el ácido sulfúrico solo ni por el ácido sulfúrico con hierro trivalente.

PIRROTITA. La pirrotita se disuelve fácilmente, tanto en ácido sulfúrico como en ácido sulfúrico más hierro trivalente.

De los estudios de Sullivan, se pueden obtener las siguientes conclusiones:

La malaquita, la azurita, la tenorita y la crisocola son totalmente solubles a la temperatura ambiente, en las concentraciones de ácido que se acostumbran usar en la lixiviación, y en menor tiempo del que dura el ciclo de percolación-lixiviación ordinaria.

La cuprita requiere una solución de sulfato ácido férrico para que la disuelva completamente y en menor tiempo del que toma el ciclo de percolación-lixiviación común.

La calcocita, la bornita y la covelita requieren una solución de sulfato ácido férrico y temperaturas elevadas. Con temperatura entre 35° y 50° C., es posible lograr recuperaciones casi completas en el mismo tiempo que dura el ciclo de percolación-lixiviación.

La calcopirita no representa porcentajes de extracción prácticos en las condiciones comunes de percolación-lixiviación. Su tratamiento a temperatura ambiente con solución de sulfato ácido férrico, da poco o ningún rendimiento, y si se eleva la temperatura, sólo se obtiene de 40 a 50% del cobre.

La lixiviación del cobre depende de diversos factores, que también son comunes en la lixiviación de otros metales.

FACTORES DE LIXIVIACION

1. Tamaño de la partícula (número de malla) a que deba molerse el mineral.

2. Composición y concentración del disolvente.
3. Tiempo de contacto.
4. Temperatura del disolvente.

Además de estos factores, que son más o menos obvios, son importantes las características físicas del mineral y la forma en que se originó.

1. El objeto de triturar y moler el mineral antes de la lixiviación es, desde luego, facilitar el contacto del disolvente con el mineral, así como la separación posterior del solvente en un tiempo razonable. El mineral tal y como sale de la mina, por ejemplo mineral de baja ley que proviene de operaciones de extracción a cielo abierto, se puede lixiviar sin triturarse, recuperando un porcentaje bastante alto del cobre mediante la lixiviación en montones.
2. Para elegir tanto la concentración de la solución como el disolvente que se va a utilizar, es cuestión de buscar el equilibrio de algunos factores. En la práctica, la concentración de las soluciones ácidas que se utilizan en la lixiviación del cobre son inferiores al 10%.
3. El tiempo de contacto es un factor muy importante especialmente cuando se lixivian sulfuros cuya solubilidad es lenta. Generalmente el término "tiempo de contacto" se refiere tan solo al tiempo durante el cual el mineral está en contacto con el líquido lixivante recién preparado.

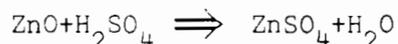
4. La temperatura es importante, puesto que la solubilidad de los sulfuros de cobre aumenta considerablemente cuando se aumenta la temperatura del disolvente agregado con contenido de hierro trivalente.

III.5.2.

LIXIVIACION DE ZINC

Hasta donde se sabe, no hay ningún caso en que se lixivien directamente minerales de zinc para recuperar el metal. El zinc se encuentra en cantidades comerciales en forma de sulfuros (esfalerita), carbonatos (smithsonita), silícatos (calamina) u óxidos (franklinita y zincita). La fuente más importante del zinc es el sulfuro, y se trata fácilmente por tostación, seguida de lixiviación y electrólisis, o bien por uno de los procesos pirometalúrgicos.

Se dispone de varios disolventes para tratar el calcinado de óxido de zinc y el de sulfato de zinc, pero actualmente solo se usa ácido sulfúrico. La lixiviación con este ácido es relativamente sencilla, según lo muestran las reacciones siguientes:



La lixiviación y la electrólisis usada en todas las plantas, tienen la misma estructura básica, aunque difieren en algunos puntos técnicos.

Las concentraciones de ácido para lixiviación varían desde 50 gr de ácido sulfúrico por litro, para las plantas llamadas de "ácido diluido", hasta más de 500 gr. por litro para las plantas de "ácido concentrado".

La densidad de corriente para la mayoría de las plantas electrolíticas de zinc, varía desde 320 a 430 amperes por metro cuadrado (30 a 40 amperes por pie cuadrado) de área de cátodo. A densidad alta de corriente corresponden concentraciones también altas de ácido.

La lixiviación puede ser continua o intermitente. La lixiviación continua, se realiza en tanques agitados por aire, del tipo Pachuca.

III.5.3. LIXIVIACION DE PLOMO

La materia prima para la lixiviación del plomo incluye los residuos o colas de las plantas electrolíticas de zinc, el sulfato de plomo de los lodos que provienen de las cámaras de ácido sulfúrico y los minerales complejos o sulfuros de zinc-plomo-hierro de baja ley.

El proceso de lixiviación se aplica muy poco en forma comercial a minerales de plomo; sin embargo es muy probable que esta situación cambie, ya que la lixiviación es factible y ofrece diversas ventajas económicas en minerales de baja ley de plomo. La precipitación puede estar basada en que una solución a 90° C de temperatura, mantendrá en disolución un 9% de plomo.

Los compuestos oxidados de plomo y el sulfato de plomo son solubles en salmuera saturada que ha sido acidulada con ácido clorhídrico o sulfúrico. El sulfuro de plomo no se disuelve fácilmente en la salmuera, pero se puede acelerar su disolución si se agrega hierro trivalente a dicha solución.

III.5.4. LIXIVIACION DE MANGANESO

Los ácidos sulfúrico y sulfuroso dan excelentes resultados como disolventes en la lixiviación de minerales de manganeso. Se ha estudiado la velocidad de disolución de varios minerales de manganeso, en ácido sulfuroso, encontrando lo siguiente:

Minerales de disolución rápida: la pirolusita (MnO_2), el psilomelano ($\text{MnO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$), el wad (óxido hidratado, térreo), la braunita ($3\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnSiO}_3$).

Minerales de disolución lenta: la husmanita (Mn_3O_4).

Minerales de disolución muy lenta: la manganita ($\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), la rodocrosita (MnCO_3).

Mineral prácticamente insoluble: la rodonita (MnSiO_3).

Muchos minerales de manganeso van mezclados con óxido de otros metales que no se pueden extraer por lixiviación con ácido sulfúrico diluido y sometido a calentamiento, por ejemplo: zinc, cobre, níquel, etc. Sin embargo, algunos de estos óxidos, junto con el manganeso, se pueden disolver mediante una combinación de anhídrido sulfuroso y ácido sulfúrico. Para esto hay que reducir los diferentes óxidos, mediante tostación, hasta óxido de manganeso, que es soluble en ácido sulfúrico diluido.

La lixiviación con ácido sulfúrico, después de la reducción por tostación, se lleva al cabo por lotes, y generalmente en agitadores mecánicos.

III.5.5.

LIXIVIACION DE NIQUEL

Este metal se recupera generalmente por procesos combinados de flotación y fundición. Sin embargo, ha aumentado el interés en el uso de procesos hidrometalúrgicos para la recuperación del níquel de los minerales en que se encuentran en forma de silicato, o sea, la garnierita.

Para el níquel, el proceso se basa en que el amoníaco y las sales de amonio reaccionan con el níquel metálico en presencia de oxígeno para formar complejos solubles de níquel y amonio.

Se utiliza una solución de amoníaco y carbonato de amonio como disolvente, pero para poder disolver el níquel, es necesario que haya oxígeno que oxide tanto el níquel como cualquier cantidad de hierro metálico que contenga.

Después de la probable disolución del hierro, el resultado es una solución que contiene níquel en forma de carbonato de níquel-amonio, en la cual se precipita el hierro como hidróxido férrico. Se encontró que era preferible precipitar el hierro en la pulpa mineral, porque en esa forma el mineral se lleva el precipitado gelatinoso, que de otra forma sería difícil de filtrar.

III.5.6. LIXIVIACION DE VANADIO

El vanadio se encuentra en varias formas complejas, sirviendo cada una de ellas como fuente abastecedora del metal. Los minerales que se utilizan como fuente de vanadio son las siguientes.

Patronita. Se ha tratado por lixiviación, después de tostación oxidante, a fin de eliminar el azufre. Los disolventes pueden ser el ácido sulfúrico o una solución alcalina concentrada, como por ejemplo, carbonato de sodio o hidróxido de sodio.

Roscoelita y carnotita se tratan simultáneamente en molinos. La roscoelita se puede tratar aislada por tostación con sal, a fin de transformar el vanadato soluble en agua. Este se disuelve en agua caliente, y se precipita ácido vanádico de la solución acidulada mediante ebullición. El precipitado se filtra, se seca y se funde.

Para el tratamiento simultáneo de ambos minerales, se utiliza solución lixiviante fría de ácido clorhídrico, o bien una solución lixiviante caliente de carbonato de sodio. En cualquiera de los dos casos, deberá realizarse previamente, una tostación clorurante.

La vanadinita se funde con una mezcla de cenizas de sosa y sosa cáustica. El plomo se recupera en forma metálica y el vanadio se precipita con cal apagada, dando vanadato de calcio, el cual puede disolverse en ácido sulfúrico.

La descloizita y la mottramita, incluyen la molienda del mineral en agua, anadiéndole bióxido de manganeso y fosfato de manganeso. Este último se agrega como agente oxidante para garantizar la precipitación de vanadio final en forma de óxido.

III.5.7. LIXIVIACION DE URANIO

Los minerales de uranio se pueden clasificar en dos tipos: primario y secundario. El principal mineral de tipo primario es la pechblenda (uraninita). Es un mineral negro, pesado, masivo, compuesto de óxido de uranio y con contenido variable de otros elementos. La carnotita, compuesta de óxido hidratado de uranio, vanadio, potasio, etc., es un mineral típico del grupo secundario.

El método que se aplica a la pechblenda, consiste en el tratamiento del concentrado por tostación a 1,100 C., con objeto de descomponer los sulfuros y carbonatos, y volatizar el arsénico y el antimonio. Después se mezcla con sal y se vuelve a tostar para clorurar la plata y el uranio. El calcinado se muele y se lixivia con una solución al 50% de ácido sulfúrico. Se añade cloruro de bario para recuperar el radio, la plata precipita con ácido clorhídrico; se agrega nitrato de sodio, a fin de oxidar el uranio. Después se precipita el uranio como uranato de sodio, mediante la acción de la sosa caústica. Finalmente, se produce uranio metálico por electrólisis.

III.6

METODOS DE LIXIVIACION PARA METALES COMUNES

Trataremos los métodos de lixiviación principiando por el mineral lixiviando en su mismo sitio, y continuaremos hacia el exterior, por así decirlo. En consecuencia, este estudio se ocupará de las técnicas el orden siguiente:

1. Lixiviación " in situ "
2. Lixiviación por lotes.
3. Lixiviación por percolación
4. Lixiviación por agitación

Los tres primeros métodos se aplican generalmente al cobre. El cuarto se usa extensamente para tratar zinc, manganeso, antimonio, vanadio, uranio, níquel, etcétera.

La preferencia del uso de una de las tres variedades de percolación, en lugar de agitación, para el tratamiento del cobre, no ha sido arbitraria. Parece ser que los costos unitarios son menores para la percolación que para la agitación.

Si los minerales, tales como óxidos y sulfuros de cobre, pueden separarse a tamaño grueso y se pueden tratar en un disolvente de manejo fácil, no hay razón para emplear otro método costoso, por ejemplo: molienda fina y lixiviación por agitación. La mayoría de los minerales de cobre se muelen finamente porque así lo requiere su tratamiento para separarlos; pero, una vez molidos, es más económico tratarlos por flotación, si son adecuados para este tratamiento.

Sin embargo, los minerales que contienen la mayoría de otros metales, no se lixivian fácilmente en grandes trozos. La esfalerita, desde luego, ya está molida finamente y tostada cuando va a la lixiviación. La percolación no trabaja debidamente cuando los materiales son tan finos como los concentrados de flotación. En general, la percolación requiere tratar considerables tonelajes de mineral, se invierten grandes capitales en la instalación de tanques de gran tamaño, grúas de carga, etc. Para amortizar la inversión, es necesario contar con una operación por largo tiempo y poder disponer de un mineral que se lixivie fácilmente en trozos grandes.

La lixiviación por agitación es adecuada para minerales de pequeños yacimientos pero de leyes altas, cuyas reacciones en lixiviación son rápidas, minerales que requieren tostación, minerales que deban molerse, o que ya han sido molidos finamente, minerales en los que la formación de lamas o precipitados gelatinosos entorpecen la percolación.

III.6.1. LIXIVIACION "IN SITU"

Probablemente no hay, en realidad, tal lixiviación "in situ" si por "lixiviación" se entiende un proceso bien controlado en que se obtiene una recuperación bastante completa del metal contenido en el mineral. Sólo en las circunstancias más afortunadas que se pueden imaginar podría ser económicamente costeable la lixiviación "in situ" de un yacimiento no quebrado ni desarrollado o preparado.

Los motivos del fracaso están precisamente en la naturaleza misma del proceso de lixiviación. Un trozo de roca que contenga mineral de cobre por ejemplo, sólo se puede lixiviar cuando éste sea lo suficientemente poroso como para que la solución lixiviente entre en contacto con el mineral, actúe en él y percole la superficie de la roca, arrastrando consigo el cobre disuelto. El tiempo que se requiere para este proceso depende de las dimensiones del trozo de roca, sean cuales fueren los minerales de que se trate o las reacciones químicas de disolución efectuadas. Así por ejemplo, se puede decir que un mineral de pórfido, molido a menos de 60 mallas se puede lixiviar por agitación en 4 u 8 horas. El mismo mineral, triturado a unos 6 mm ($\frac{1}{4}$ de pulgada), se puede lixiviar en 5 días aproximadamente. Sin embargo, si se quebrara el mismo mineral en trozos de 15.2 cm (6 pulgadas) y se apilara y amontonara, se necesitarían de 4 a 6 años para que se pudiera obtener una extracción razonable mediante lixiviación por lotes.

Este rápido aumento del tiempo necesario para la lixiviación conforme se aumenta el tamaño de partícula, hace que resulte prácticamente imposible la lixiviación "in situ" del mineral no fracturado.

A continuación, se cita un ejemplo clásico de lixiviación "in situ":

El mineral por lixiviar, constituido por cuarcitas porosas con valores minerales de sulfuros de cobre (covelita), y sulfuros de cobre y hierro (calcopirita) distribuidos irregularmente y con conte

nidos de malaquita y azurita en la superficie de fracturas, se encuentra localizado en una área de rocas fracturadas) producidas por derrumbe), rodeada por rocas no fracturadas. Geométricamente el área semeja un cono invertido, distorsionado y trunco, cuyo eje posee una inclinación con relación a la vertical de 40° aproximadamente. La cantidad estimada de roca fracturada fue el orden de 38'000.000 de toneladas, con un contenido medio probado de 0.88% de cobre. El disolvente es una mezcla de dos tercios de agua de mina (ácida por naturaleza) y un tercio de solución de colas (solución pobre), proveniente de la planta de precipitación, misma que se encuentra localizada en una galería debajo del yacimiento.

III.6.2. LIXIVIACION EN LOTES

La lixiviación, sea por percolación o por agitación, requiere una trituración y molienda del mineral previa a su tratamiento. La lixiviación propiamente dicha, se verifica en tanques o aparatos agitadores. Los costos de operación e instalación para estas etapas son demasiado altos, por lo que resultan incosteables para ser aplicados a minerales de muy baja ley. Ha habido, y sigue habiendo, grandes cantidades de minerales de baja ley y de minerales de desperdicio, especialmente el de descapote extraído en operaciones a cielo abierto, para los cuales es necesario un tratamiento definitivamente más económico en costos de instalación y operación.

El método de lixiviación en lotes se describirá con más detalle, debido a que ofrece importantes posibilidades para el tratamiento de minerales de baja ley, obtenidos de operaciones a cielo abierto, a costos muy bajos tanto de instalación como de operación.

PREPARACION DEL AREA DE LIXIVIACION.

Antes de amontonar el mineral, se limpia e impermeabiliza el terreno, haciéndolo artificialmente cuando no es naturalmente impermeable. Se debe limpiar de toda vegetación, y a continuación se debe cubrir el área desmontada, con una capa de material impermeable (Ejem: arcillas finas, lamas, barro, etc.), apisonada y aplanada con rodillos. Cuando se forman los lotes de mineral se debe colocar primero una capa de fragmentos gruesos para que faciliten el escurrimiento posterior. Se deben construir también desagües estables, como se describe en los párrafos siguientes. Las primeras capas del lote se deben tender con cuidado para evitar la ruptura de la capa impermeabilizante que se colocó en la base del terreno. Las economías potenciales que ofrece este proceso, se anulan si se pierde una cantidad considerable de solución enriquecida, por percolación del suelo.

FORMACION DEL TERRERO.

Después de preparada el área de lixiviación, el lote se debe amontonar siguiendo una geometría definida (tanto de altura como de ancho), tal que permita la aereación del lote y se produzca, al contacto con la solución lixivante, la oxidación de los minerales que no presenten esta característica, dado que si el mineral no se encuentra oxidado, no se podrá efectuar un proceso de lixiviación adecuado. En el caso de las grandes operaciones a cielo abierto,

la disposición de los terreros deberá hacerse en forma de "dedos" (fingers), los cuales asemejan una mano abierta con sus cinco dedos. La separación entre los "dedos" permite la oxigenación (aeración) del material. La altura de los terreros así formados no deberá exceder de 30 m, apilando capas sucesivas.

IRRIGACION DEL LOTE

La irrigación o distribución de las soluciones lixiviantes puede hacerse por diferentes métodos, dependiendo del tamaño y área por irrigar. Para grandes operaciones se hace necesario la instalación de una red de distribución, con surtidores de tipo jardín intermitentes en cada punta terminal de la red (sprinkles).

Otro método, consiste en colocar mangueras perforadas, formando una red uniforme que distribuya la solución lixiviante en forma homogénea. Estas mangueras se tienden en la parte superior o cresta del terrero.

Otra forma consiste en formar canales de irrigación reticulares, y hacer circular por ellos la solución lixiviante.

En cualquiera de los métodos mencionados líneas arriba, se pretende empapar toda el área superficial del terrero en forma homogénea, evitando hasta donde sea posible el dejar zonas sin irrigar.

CANALIZACION DE LAS SOLUCIONES LIXIVIADAS.

Para esta operación, se deben de construir canales burdos en la periferia del lote de mineral que se está lixiviando, con objeto de captar las soluciones enriquecidas que han viajado (y se han enriquecido) a través del terrero. Estos canales deben de ser continuos y entrecruzados con otros semejantes, de tal manera que formen un sistema de captura de soluciones formando una red intercomunicada. La sección de estos canales debe ser de aproximadamente 30.5 cm (12 pulg.) de ancho. Estos canales conducirán las soluciones ricas al depósito general de donde serán bombeadas para su tratamiento posterior de precipitado.

III.6.3. LIXIVIACION POR PERCOLACION

Ya se han mencionado ciertos factores relacionados con la selección de la percolación como medio de lixiviación.

En forma breve, el uso de la percolación se debe considerar en caso de minerales con ley más alta que los que ya se mencionaron como apropiados para lixiviación por lotes. Debe ser posible lixiviar el mineral totalmente en un período razonable y en trozos de tamaño medio. Debe existir suficiente tonelaje de mineral para poder amortizar la gran inversión necesaria para disponer de una gran capacidad de "retención", indispensable en la percolación. No debe haber lamas ni componentes semejantes a los del barro que pueden entorpecer la percolación en los tanques.

Debido a la presencia de una gran cantidad de cobre soluble, la mayoría de los minerales de éste que se tratan por lixiviación, se trituran en seco. La trituración en seco, inferior a 6 mm ($\frac{1}{4}$ de pulg.) resulta antieconómica. La molienda fina en agua, como se usa para la agitación, tampoco es recomendable en las plantas de lixiviación, debido a que desequilibra las soluciones. Podría hacerse la molienda en solución lixivante, pero los problemas para evitar la corrosión serían enormes.

El tiempo de contacto es mucho mayor para la percolación que para la agitación. El tiempo necesario de contacto está en función del tamaño de partícula, aumentando excesivamente dicho tiempo cuando los fragmentos son mayores de 15.2 cm (6 pulg.). Es cierto que el "tiempo de contacto" está en función de la concentración de la solución, es decir para un tamaño dado de fragmento, el producto del tiempo de contacto multiplicado por la concentración de la solución, nos dará una constante. En la lixiviación por percolación, por ejemplo, el tratamiento durante 5 días con 1% de ácido, da el mismo rendimiento que la lixiviación durante 10 días con 0.5% de ácido. La única diferencia es que la solución más diluida disuelve menos impurezas, lo cual podría ser un factor decisivo en la recuperación del metal.

Al triturar en tamaños para percolación, no se deberá hacerlo más allá de lo necesario, cosa que se determina en el laboratorio, procurándose también triturar la mayor cantidad posible de material

dentro de un margen pequeño de tiempo, a un tamaño reducido. Cuanto menos finos resulten los fragmentos, mejor serán los resultados. El objetivo se ha ido haciendo posible, conforme han ido mejorando, tanto la eficiencia como la efectividad de las cribas, año tras año.

La percolación se lleva a cabo en cubas o tanques dispuestos de tal manera, que se facilite lo más posible la carga y descarga del material. Poseen filtros en el fondo, contruidos para que las soluciones puedan ser bombeadas al depósito, cuando éste está cargado.

La percolación puede hacerse en sentido ascendente o descendente, dando mejores resultados el de sentido ascendente.

III.6.4. LIXIVIACION POR AGITACION

En general, se ha escogido este método para los minerales de alta ley o bien para concentrados, en los que, sea por la escases de mineral o por necesidades de tratamiento, no se hace posible el de percolación, cuyo desarrollo es siempre lento. La agitación también actúa sobre minerales en los que el metal que se busca está en grano muy fino, o bien está tan diseminado que viene a quedar fuera del alcance del método de percolación.

En la agitación, el tiempo de contacto es generalmente de horas en lugar de los días, necesarios en la percolación. Respecto a esto, la

lixiviación de material molido extremadamente fino, sería un campo propicio para investigación. Las pruebas efectuadas con el mineral que se molió únicamente a 48 mallas, demostraron que la lixiviación se podría realizar en unos segundos, en condiciones apropiadas.

LIXIVIACION DE ZINC. La lixiviación por agitación aplicada a los calcinados de sulfuro de zinc y la lixiviación directa de minerales de zinc como preparación para electrólisis, son más complicadas que estas mismas operaciones aplicadas a la lixiviación del cobre. Prácticamente todos los componentes solubles metálicos que no son zinc, deben eliminarse casi totalmente antes de la electrólisis; muchos concentrados y minerales de zinc contienen sílice en su forma soluble en ácido.

En escala de planta piloto, la sílice se precipita en menos de una hora cuando se calienta a 90 o 100°C., añadiéndose 2.5 Kg. (5.55 lb) de óxido de zinc, a 1.8 toneladas de solución que contenga 1% de sílice y de 5 a 6% de zinc. La sílice no se elimina por completo en estas condiciones, pues un 1 ó 2% del total se deprime más tarde durante la purificación del polvo de zinc.

Se debe notar que esta dificultad con la sílice soluble, no es seria cuando se trata del calcinado de zinc ordinario, pero lo es cuando se trata de minerales de carbonato y silicato de zinc. Un ejemplo de esto se presenta el tratar minerales con alto contenido de sílice, aplicándose principios semejantes a los antes mencionados y controlando la temperatura y la basicidad. Esto ha permitido precipitar la sílice disuelta a forma granular para poder lavarla.

SEPARACION Y LAVADO DE LAS SOLUCIONES

La separación de las soluciones en la lixiviación por lotes, o "in situ" no presenta problemas, debido a que ya están resueltos en la naturaleza misma del material lixiviado. En otras palabras, la solución se separa por sí misma.

El lavado generalmente es imposible en la lixiviación "in situ" por la dificultad de controlar el avance de la solución a través del yacimiento. Solamente se cuenta con una especie burda de comprobación sobre la eficacia de la técnica de lixiviación escogida, y la mejor certeza de que el lavado es adecuado, la constituye un período muy largo de percolación al través del yacimiento.

En la lixiviación por lotes se podría efectuar el lavado, pero como ya se indicó, parece no ser necesario. Todo lo que se puede hacer en este método de lixiviación es eliminar las sales disueltas que se han llevado a la superficie de cada partícula por el disolvente. Esto se logra satisfactoriamente mediante el flujo del disolvente restante. No se necesita lavado adicional.

Por lo tanto, el estudio sobre el lavado y la separación de soluciones de residuos deberá limitarse a los otros dos procesos de lixiviación, o sea, por percolación o por agitación. Para ambos procedimientos se utiliza el método de lavado a contracorriente. Esto es: se agrega agua limpia al circuito como lavado final antes de desechar los sólidos lixiviados. El agua de lavado asciende por el circuito, recuperando sales solubles durante su recorrido, en tan-

to que el circuito, a contracorriente con el agua de lavado, se hace más pobre cada vez en sales solubles. La situación ideal sería, por supuesto, desechar un residuo que no contuviera absolutamente nada de metal soluble. La obtención de este resultado ideal no es factible, y todas las plantas de lixiviación resienten en distinto grado, "pérdidas de solubles".

En teoría, el lavado a contracorriente es el mismo para la agitación que para la percolación. En los tanques de percolación se utiliza un sistema de "lavados progresivos" que se asemeja mucho a los "derrames" de los espesadores de las plantas de decantación a contracorriente ordinarias, y que se usan en general con posterioridad a la lixiviación por agitación.

Una diferencia evidente entre la percolación y la decantación en contracorriente (DCC), es que en el primer proceso, el mineral permanece estacionario, y el proceso de lavado avanza de tanque en tanque. En el proceso de lavado de la DCC, se mueven tanto los líquidos como el mineral, aunque en direcciones opuestas.

En percolación, se llama "circulación" el proceso de bombear varias veces la misma solución sobre la misma carga de mineral. Este es un medio para obtener uniformidad en el proceso de lavado. En los sistemas de agitación se puede lograr una uniformidad semejante, volviendo a convertir la carga en pulpa entre cada etapa de la DCC.

Hay varios principios generales de lavado:

1. Para cualquier sistema cíclico equilibrado de lixiviación, la cantidad de agua de lavado que puede usarse, se limita a la cantidad que, como humedad, se descarga en las colas finales, más la cantidad evaporada por ciclo, menos la cantidad de humedad que entra al sistema junto con el mineral. Si se requiere mayor cantidad de lavado de agua para obtener colas satisfactorias, será necesaria una mayor evaporación o desechar algo de solución.
2. Para cualquier cantidad de solución y cualquier número de lavados, la extracción máxima se obtiene cuando se decantan cantidades iguales de solución en cada operación.
3. Un volumen total dado de lavado, rinde la máxima extracción cuando se divide entre el mayor número práctico de lavados individuales.

LAVADO POSTERIOR A LA PERCOLACION.

En la lixiviación de cobre por percolación, los métodos de lavado difieren considerablemente, siendo las variables las siguientes: la dirección de la percolación, el tiempo de escurrimiento, la cantidad de escurrimiento, y la circulación del líquido de lavado. Por lo general, en cualquier planta se determinan mediante pruebas, las cantidades de líquido de lavado, eficiencia y otras condiciones. Estas pruebas pueden variar de cuando en cuando; por lo

tanto, como regla general, no se pueden llevar a cabo cálculos teóricos de la eficiencia del lavado ni de las recuperaciones en el lavado por percolación. Es distinto el caso de la decantación en contracorriente después de la agitación, en el cual se puede predecir, mediante cálculos muy exactos, las cifras de eficiencia y recuperación.

Los tanques están provistos de los medios necesarios para efectuar percolación ascendente o descendente, circulación con y sin avance de tanque en tanque. El proceso muestra ocho pasos o etapas principales. En las etapas de lavado, éste se hace mediante desplazamiento, en donde el mineral se escurre hasta que llegue a contener aproximadamente 11.5% de humedad. En el lavado final, la humedad llega a alcanzar hasta un 36% aproximadamente del peso de la carga, por lo que resulta obvio la necesidad de desechar un poco de líquido para mantener un equilibrio de volúmenes en las soluciones. Lo anterior se hace eliminando del circuito toda el agua de último lavado, junto con una parte de la del cuarto lavado,

LAVADO POSTERIOR A LA AGITACION.

Las arenas y las lamas se separan por clasificación y se lixivian separadamente por agitación. Para ambos se utiliza el lavado de decantación en contracorriente .

En general, la eficiencia de un sistema DCC depende de: 1) asentamiento del drenado inferior de cada espesador a la densidad máxima posible, y 2) obtención de una mezcla perfecta del disolvente y las lamas previas a cada asentamiento. También es un factor importante el número de espesadores en serie.

En el lavado DCC se pueden calcular las extracciones teóricas si se considera: 1) un número dado de espesadores y operaciones de asentamiento; 2) la composición de la solución o la cantidad de material que se va a tratar por lavado; 3) la relación fina del asentamiento; 4) la cantidad conveniente admisible de agua de lavado; 5) la cantidad admisible de solución que puede descargarse con las colas.

En la práctica se pueden obtener resultados muy aproximados a los teóricos, siempre que las distintas mezclas de lamas y solución sean completas, y siempre que la proporción de solución a sólidos en cada asentador sea uniforme. Las variaciones o irregularidades en las consideraciones anteriores tienen como resultado las diferencias correspondientes entre los resultados teóricos y los reales.

Los métodos de cálculo de los procesos de lavado DCC son muy conocidos y con frecuencia se han comprobado en la práctica. Brevemente el método consiste en igualar el material disuelto que entra y el que sale de cada espesador y hacer una serie de ecuaciones simultáneas, una para cada espesador.

Puesto que se conoce la cantidad de material disuelto que entra el primer espesador, y puesto que el agua de lavado que entra en el último espesador no contiene nada de material disuelto, las ecuaciones pueden resolverse fácilmente, dando la cantidad de metal disuelto recuperado por espesador, la concentración de solución también para cada espesador y la recuperación final total. Se pueden hacer cálculos para varios diagramas de flujo, incluyendo filtros; y tales cálculos, después de pruebas en pequeña escala para determinar los factores básicos, son importantes en el diseño de la planta.

Cálculos de decantación en contracorriente. En estudios preliminares, se puede usar la siguiente fórmula para determinar la eficiencia de lavado donde el diagrama de flujo sea de simple DCC, que toda el agua que entre el sistema sea para proceso de lavado hasta el último espesador y que se use el derrame del segundo espesador como líquido de comparación para regresar más tarde al sistema en la alimentación del primer espesador.

$$R = 1 - \left(\frac{D}{W} \right)^N$$

en donde R= eficiencia de lavado o recuperación.

D = toneladas de agua en el derrame inferior del espesador

W = toneladas de agua de lavado

N = número de espesadores

En los casos en que el diagrama de flujo no sea exclusivamente de

6. Pérdida máxima de solubles que no sea mayor de 2% de las sales disueltas, es decir, recuperación del 98% o más.

Cálculo de toneladas de flujo:

1. Derrame del primer espesador: 98% de 10=9.8 toneladas de solubles = 9% ó 9.8/0.09 = 109 toneladas de solución total ó 109-9.8 = 99.2, o sea 100 toneladas de agua, aproximadamente.
2. Derrame inferior de todos los espesadores: 15 x 2 = 30 toneladas de agua.
3. Carga de alimentación el primer espesador = 100 + 30 = 130 toneladas de agua. El derrame superior de los demás espesadores será entonces, de 130 toneladas de agua.
4. Con la fórmula $R=1-\left(\frac{D}{W}\right)^N$, se determina el número de espesadores:

$$\begin{aligned} R &= 1 - (30/130)^N \\ &= 1 - 0.23^N \end{aligned}$$

Si N = 2, la recuperación será: $1 - 0.052 \times 100 = 94.71\%$

Si N = 3, la recuperación será: $1 - 0.0122 \times 100 = 98.78\%$

5. Si se derraman 100 toneladas de agua por la parte superior del primer espesador y 30 toneladas de agua abandonan el sistema con las lamas finales, se tendrán que agregar 130 toneladas de agua de lavado.

Cálculo de concentración de solución y recuperaciones:

1. Sean X, Y y Z las cantidades de Kg de sales disueltas por tonelada de agua en los espesadores respectivos.

2. Igualando las sales disueltas que salen y las que entren en cada unidad:

$$100X + 30X = 130Y + 10,000$$

$$130Y + 30Y = 130Z + 30X$$

$$130Z + 30Z = 30Y$$

3. Resolviendo por sustitución:

$$160Z = 30Y$$

$$Z = 0.1875Y$$

$$160Y = 24.38Y + 30X$$

$$Y = 0.2212X$$

$$130X = 28.76X + 10,000$$

$$X = 98.775$$

$$Y = 21.849$$

$$Z = 4.097$$

4. La recuperación es igual a las toneladas de derrame superior del espesador X por el valor de X, o sea $98.775 \times 100 = 9,877.5$ Kg.
5. La pérdida es igual a las toneladas (T) de derrame inferior del espesador Z, por el valor de Z, o sea $4.097 \times 30 = 122.9$ Kg.

Total considerado = 10,000.4 Kg

Error debido a decimales = 0.4 Kg

Carga de alimentación al sistema = 10,000 Kg

$$6. \text{ Eficiencia del lavado } \frac{9,877.5}{10,000} = 98.78\%$$

Otro método de calcular diagramas de flujo en los que todas las sales solubles están presentes en la carga de alimentación del primer espesador, esto es, cuando no hay otras etapas más entre lavados, y que usan muchos ingenieros por considerarlo más sencillo, es el siguiente:

Usando las mismas suposiciones del diagrama de flujo A, sea X la cantidad de Kgs. de sales solubles contenidos en el derrame inferior del espesador Z.

Entonces, por la relación de volúmenes de derrame superior con el inferior, se tendrá: $130 : 30,4.33X =$ al derrame superior de Z.

Por lo tanto, $X + 4.33X$, o sea, $5.33X =$ al total que viene del derrame inferior de Y.

De nuevo, por la proporción en X, $130 : 30$ o sea $4.33 \times 5.33 = 23.08X$, valor del derrame superior de Y.

El total de sales disueltas en Y es de $23.08 X + 5.33X$, o sea $28.41Z$, y puesto que $4.33X$ provino del derrame superior de Z, el derrame inferior de X debe haber sido de $24.08X$.

Una vez más por la proporción en X, $100/30 \times 24.08X = 80.26X$, o sea el derrame superior del primer espesador.

La carga de alimentación al primer espesador = $130/30 \times 24.08 = 104.34X$.

En consecuencia, $80.26X + X = 10,000 \text{ Kg}$ o $X = 123.1 \text{ Kg}$ en el derrame inferior de Z y $10,000 - 123.1 = 9,876.9 \text{ Kg}$ en el derrame superior de X. Los cálculos se pueden comprobar de dos maneras.

1. El derrame inferior de cada espesador siempre es mayor que el derrame superior del espesador siguiente en una cantidad igual a X.
2. Como comprobación general, sale del sistema $80.26X + X$, o sea $81.26X$, habiendo recogido la solución débil $23.08X$, y esto más $81.26X$, vuelve a ser $104.34X$, que fue el contenido calculado del primer espesador.

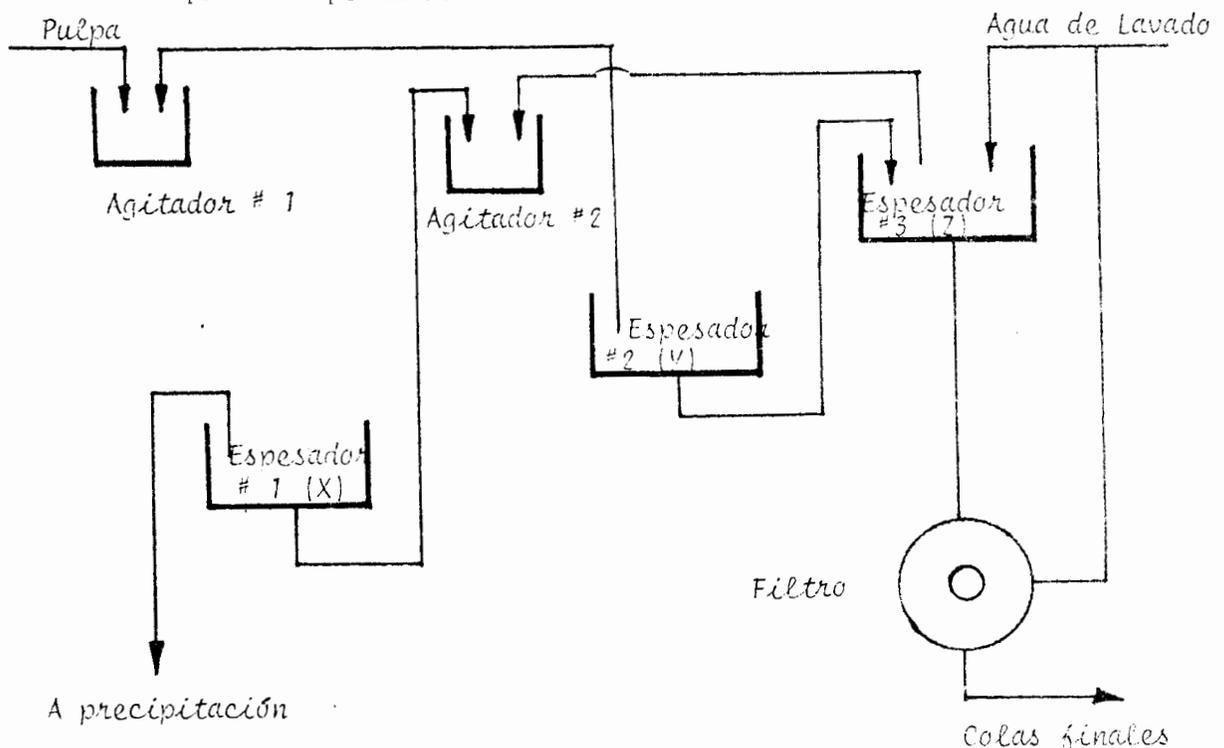


FIG. 2. DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL CALCULO DE ESPESADORES
(Incluye Agitación en dos etapas, DCC y Filtración).

DATOS PARA LA FIGURA 2.

Agitación en dos etapas, DCC, y filtración.

Suposiciones:

1. Se requiere agitación en soluciones concentradas y débiles a fin de disolver materias solubles.
2. Tratamiento de 25 ton de sólidos, de los cuales, 8 ton se disuelven en un número A de agitadores y 2 ton en un número B de agitadores.
3. La solución concentrada del derrame superior del primer espesador contendrá aproximadamente 9% de sales disueltas.
4. El asentamiento de insolubles será en relación de 1.75: 1 (agua-sólidos) en solución concentrada y 2: 1 en solución débil.
5. La pérdida máxima no deberá ser mayor de 2% de las sales disueltas.
6. Con lavado en proporción de 2:1 al material filtrado (2 toneladas de lavado por una tonelada de humedad en la torta), el desplazamiento de solubles es 80%.
7. La humedad de la torta del filtro es 40%.

Cálculo de tonelajes de flujo:

1. Derrame superior del primer espesador, 96% de 10 = 9.8 ton de sales disueltas = 9%, o sea $9.8/0.09 = 109$ ton en total o $109-9.8 = 99.2$, o sea 100 toneladas de agua, aproximadamente.
2. Derrame inferior del primer espesador, $17 \times 1.75 = 30$ ton de agua, derrame inferior de otro espesador $15 \times 2 = 30$ ton de agua.
3. Carga de alimentación al primer espesador, $100 + 30 = 130$ ton de agua; el derrame superior del segundo y tercer espesador es el mismo.
4. Si el derrame superior del primer espesador es de 100 ton. de agua, y salen del sistema 10 ton de agua junto con la torta del filtro, se tienen que añadir 110 ton de agua de lavado.
5. El agua en la torta del filtro es $15 \times 40 / 60 = 10$ toneladas
6. El filtrado es $30 - 10 = 20$ ton: agua de lavado en proporción de 2: 1 = $10 \times 2 = 20$ ton; el resto del agua de lavado es $110 - 20 = 90$, que se deben suministrar con la carga de alimentación del último espesador.
7. Determínese aproximadamente el número de espesadores requeridos.

Cálculo de concentraciones de solución y recuperación:

1. Sean X, Y y Z las cantidades de kilogramos de sales disueltas por tonelada de agua en los espesadores respectivos.

2. Considérese el filtro como dos máquinas, F y G, es decir, la primera máquina corresponde a la acción del filtro durante el período de formación de la torta, y la 2a. a la parte del ciclo en que se verifica el lavado.
3. Sea F la cantidad de Kg de solubles por ton.de agua contenidos en la torta del filtro, antes del lavado. Sea G la cantidad de --Kgs.de solubles por ton.de agua contenidos en el mismo producto --después del lavado.
4. Igualando las sales disueltas que salen y las que entran en cada unidad:

$$100X + 30X = 130Y + 8,000$$

$$130Y + 30Y = 130Z + 2,000 + 30X$$

$$130Z + 30Z - 30Y - 20Z = (10) (0.8F)$$

$$10F + 20F = 30Z$$

$$10G + (10) (0.8F) = 10F$$

5. Simplificando las dos últimas ecuaciones:

$$10G = 2F$$

$$G = 0.2F$$

$$30F = 30Z$$

$$F = Z$$

6. Resolviendo por sustitución:

$$G = 0.2Z$$

$$160Z = 30Y + 8Z$$

$$132Z = 30Y$$

$$Z = 0.2273Y$$

$$160Y = 29.55Y + 2,000 + 30X$$

$$130.45Y = 2,000 + 30X$$

$$Y = 15.33 + 0.23X$$

$$100.1X = 9,992.9$$

$$X = 99.83$$

$$Y = 38.29$$

$$Z = 8.70$$

$$G = 1.74$$

7. La recuperación es igual a las ton de derrame superior del espesador X por el valor de X, o sea, $99.83 \times 100 = 9983$ Kg.
8. La pérdida es igual a las ton. de agua de la torta del filtro por el valor de G, o sea, $1.74 \times 10 = 17.4$ Kg.
 Total considerado: 10,004 Kg
 Error por decimales = 4 Kg
 Carga de alimentación al sistema = 10,000 Kg
9. Eficacia del lavado = $\frac{9,983}{10,000} = 99.83\%$

III.6.5. LIXIVIACION (CIANURACION) Y PRECIPITACION DE MENAS DE ORO Y PLATA.

Muchos depósitos de oro y plata, que alguna vez fueran considerados antieconómicos, son ahora explotados gracias a los importantes avances en la tecnología de lixiviación y precipitación de metales preciosos. Significativos avances han sido realizados con métodos en los que se emplea carbón activado para adsorber y disolver metales preciosos cianurados. Estos avances han sido desarrollados por el método de carbón en pulpa (CIP) en muchas plantas alrededor del mundo, tanto como columnas de carbón en montones, como en operaciones de lixiviación por derrames.

DISOLUCION DE LAS MENAS DE ORO

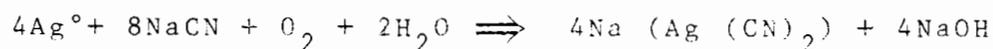
Para los muchos casos donde las partículas de oro y plata en un depósito mineral son demasiado finas (menos de 50 micras), o de una ley tan baja como para ser concentradas por métodos gravimétricos o técnicas de flotación, se ha hecho posible la recuperación de tales valores por medio de cianuración. Para una mena predominante de oro, se emplea una solución diluida de poco más o menos 1 libra de cianuro de sodio por cada tonelada de agua (aproximadamente 250 galones). Para minerales que contienen cantidades importantes de plata, la

cantidad de cianuro usualmente deberá aumentarse al doble.

Las ecuaciones químicas que rigen la disolución del oro y la plata durante el proceso de cianuración, son las siguientes:



y



Estas ecuaciones indican las condiciones de oxidación que deben prevalecer, o que deben ser mantenidas para efectuar la cianuración. Para mantener un pH alcalino (de 10 a 11) deberá adicionarse de 1 a 2 libras aproximadamente por tonelada corta (907 Kg), de cal o hidróxido de sodio (cáustico). Esta "Alcalinidad protectora", es requerida para impedir la formación de ácido HCN durante la cianuración y de esta manera prevenir la degradación del cianuro y la formación de gas letal conocido como ácido cianhídrico (HCN)

Para poder optar por un proceso de cianuración, se requerirá de un examen mineralógico previo, conducente a detectar algunas sustancias interferentes. Un cuerpo mineral de oro y plata, puede contener sulfuros (particularmente sulfuros oxidados de As, Sb, Zn, Fe y Cu que consumen cianuro), elementos carbonáceos (que consumen

oxígeno, fundamentalmente necesario). También decrece la eficiencia de la cianuración con la altitud y la disminución de la temperatura, a consecuencia del poco oxígeno aprovechable en tales condiciones.

El proceso de lixiviación cianurada (cianuración), es usado extensamente por ser de bajo costo y de simplicidad tecnológica. No obstante, se están haciendo serios esfuerzos para encontrar lixiviantes menos tóxicos y que al mismo tiempo, disuelvan más rápido que el cianuro. Estudios preliminares hechos en Africa del Sur y Taiwan, demuestran que la sal de Tiourea disuelve el oro diez veces más rápido que el cianuro, es menos afectado por los iones interferentes, e inafectable por minerales cianuro-solubles.

Tres problemas claves por los que la Tiourea no se emplea comercialmente, son:

1. Su elevado costo (cerca del 25% más que el del NaCN)
2. Su degradación por oxidación
3. Problemas de recuperación cuando se emplea carbón activado.

Otros candidatos potenciales como disolventes, incluyen, el Trisulfato de Amonio para recuperar oro y plata de residuos disueltos en presencia de cobre, y el malonitrilo para disolver oro de menas carbonáceas.

METODOS DE LIXIVIACION PARA MENAS DE ORO Y PLATA

A) LIXIVIACION EN MONTONES Y EN CUBAS (TANQUES). Desde los recientes años setentas, en que se demostró que de las minas de oro de Bortez, el oro y la plata de baja ley podían ser recuperados en gran escala por solubilidad de montones, los operadores de la planta tuvieron que ser capacitados para recuperar con éxito los metales preciosos (de 5,000 a 2'000.000 de ton., con leyes tan bajas de hasta 0.03 Oz./ton. corta).

La flexibilidad y los razonablemente bajos costos de operación en montones lixiviables, pudieron hacer atractivo este método, sobre todo para el pequeño minero, especialmente hoy en día en que las cotizaciones internacionales de los metales preciosos son más altas.

De los montones solubles, comúnmente son recuperados cerca del 60 al 70% de los metales preciosos de una mena, cantidad significativamente menor al que frecuentemente se reporta para menas tratadas por el método de Carbón en Pulpa (CIP) o circuitos de Decantación en Contra Corriente.

Otra ventaja de los montones lixiviables es que permiten recuperar los valores de pequeñas capas y depósitos de baja ley, que fueron alguna vez considerados como derrochables al momento ser explotados con un beneficio económico.

Pruebas piloto de laboratorio son altamente recomendadas antes de ir adelante con una escala completa de operación. Las menas deben contener partículas finas de oro y plata, libres de cianuros y materiales carbonáceos, teniendo un mínimo de constituyentes formadores de ácido. Las menas pueden ser de material crudo de mina o mineral triturado a 10 mm, debiendo ser mezclados con hidróxido de sodio en una proporción de 3 a 5 libras por tonelada de mineral.

Si la mena tiene un acentuado contenido de arcilla, es muy recomendable producir una alimentación uniforme y mejorar la permeabilidad de los montones.

Anteriormente, los montones eran empapados empleando un sistema de rociado, aplicando de 4 a 75 gal/ft²/día, de solución cianurada alcalina, diluida. La solución de cianuro se prepara con 1-4 lb de cianuro/ton de agua, siendo aplicada preferentemente por un rociador de gran caída. La solución-cianuro disuelve el oro y la plata al ser filtrada continuamente al montón oxigenado, y el escurrimiento de la solución cargada (solución rica), es canalizado por surcos forrados de plástico o de cemento Portland que hace impermeable la base, para ser llevado finalmente a una pila de almacenamiento de solución cargada. Las soluciones cargadas son procesos continuos en un sistema de concentración de metales preciosos, los más comunes por el momento son; el de adsorción con carbón

activado y el de precipitación con zinc en polvo. Los sistemas de concentración alternativa incluyen: cambios de ion, electrólisis directa, precipitación de sulfuros solubles y precipitación con aluminio en polvo .

RECUPERACION POR ADSORCION EN CARBON ACTIVADO

La adsorción sobre el carbón de cáscara de coco (carbón activado), es un método aceptado para la recuperación del oro y la plata contenidos en las soluciones ricas que previamente fueron lixiviadas de grandes depósitos diseminados de baja ley. La actividad del carbón influye en superficies de aproximadamente $1,000 \text{ m}^2/\text{gr}$, y puede adsorber hasta 30,000 ppm de oro en un cianuro complejo, desechando una solución estéril con sólo 0.05 ppm de oro. Menas con leyes muy elevadas de oro y plata, pueden ser tratadas previamente con sulfato de sodio para precipitar selectivamente los valores contenidos.

La adsorción del carbón en las soluciones cargadas provenientes de la lixiviación de montones, comúnmente ocurre en una serie de 4 a 5 columnas o tanques, los cuales son usualmente diseñados para entregar un derrame en forma de cascada abierta, es decir con un lavado en el derrame de cada tanque principal, a través de una tubería alimentadora que llega hasta el fondo del siguiente tanque.

La velocidad y el volumen de la solución son controlados para mantener una capa de carbón suspendida en la corriente, evitando que esta capa sea arrastrada fuera del sistema. Las muestras de carbón de la primera columna son ensayadas al fuego, y cuando se carga completamente, la columna total es removida por disorción. La segunda columna de la serie se convierte ahora en la columna receptora, luego la tercera y la cuarta sucesivamente.

Las columnas descargadas se retornan al circuito con más carbón nuevo y regenerado, como suplemento del carbón que ha sido desgastado.

DISORCION DE METALES PRECIOSOS.

Los metales preciosos cargados sobre el carbón activado, usualmente son tratados en su sitio (in situ), pero algunos pequeños operadores pueden preferir venderlo a algún fundidor. Algunas tecnologías son manejables a inclusive temperaturas de 90° C. A alta temperatura y alta presión se emplean técnicas que son más costosas pero mucho más rápidas que las empleadas a temperatura ambiente.

PRECIPITACION MERRILL-CROWE.

Las soluciones cargadas que van a ser tratadas por precipitación con polvo de zinc mediante el proceso Merrill-Crowe, en lugar de adsorción con carbón, deben primero ser clarificadas y desaeradas antes de introducir el polvo de zinc. La técnica Merrill-Crowe es preferida en lugar de otro método para soluciones cargadas ricas, pequeños volúmenes de solución, o soluciones conteniendo grandes cantidades de plata. El polvo de zinc precipita el oro según la siguiente reacción:



Una ecuación semejante, se desarrolla para la precipitación de la plata.

LIXIVIACION EN CUBAS O TANQUES

El oro no se disuelve en el cianuro a baja temperatura o a muy alta elevación, ya que la activación del oxígeno se reduce en tales ambientes; por lo consiguiente, algunas operaciones, principalmente aquellas que se realizan en los meses invernales, lixivian sus minerales dentro de estas cubas de lixiviación.

La Silver State Mining Co., por ejemplo, opera con cuatro cubas de lixiviación separadas en ciclos de cuatro días, en la población Cripple Creeck, Colorado (U.S.A.), a pesar de la gran altitud y el invierno subglacial de la región. En ocasiones, las soluciones son descargadas de las cubas y transferidas a un circuito de adsorción con carbón activado.

CARBON EN PULPA (CIP).

Recientemente, el método de carbón en pulpa ha sido una práctica común para la recuperación de oro y plata de baja ley proveniente de menas de lixiviación. La principal ventaja del CIP, es que puede llevarse a cabo en menas viscosas sin una separación líquido-sólido, obteniéndose porcentajes de recuperación frecuentemente altos. Importantes ahorros en los costos de capital se realizan con este proceso, aunque se necesita hacer un filtrado, o bien emplear un sistema de decantación en contracorriente.

OPERACIONES UNITARIAS. Las operaciones unitarias por CIP incluyen: trituración, molienda, pretamizado de finos, adsorción sobre car -

bón y electrólisis. Estas menas son comúnmente molidas a menos de 35 mallas, pretamizadas (para remover impurezas), clasificadas, espesadas, y acondicionadas en tanques con inyección de aire. Los circuitos consisten en una serie de tanques con mecanismos de agitación violenta o con inyección de aire a alta presión (tanques tipo Pachuca), donde los metales preciosos son disueltos de la pulpa en una solución oxigenada de cianuro y sosa cáustica. Después, las pulpas fluyen a los seis u ocho tanques del circuito CIP, donde además son puestas en contacto con NaCN (las más impregnadas), y carbón activado. Este es burdo como la pulpa, y sobre él los metales preciosos son adsorbidos (tamaños de 16 mallas para el carbón son comunes, para pulpas clasificadas a menos de 35 ma - llas). Varios tipos de transportes por adsorción son empleados, incluyendo máquinas o agitadores de aire, tanques de impulsor simple, tanques tipo Pachuca y tubos planos agitadores de tanques. El tubo agitador plano es el de más reciente desarrollo, requiriendo aproximadamente una potencia de 1/3 de caballo de fuerza, en comparación con un agitador convencional y con características para el control de velocidad en la pulpa, y por tanto, evita el exceso de cizallamiento del carbón activado.

En los recipientes de adsorción, la pulpa por lixiviar es movida en contracorriente al flujo del carbón activado. En los anteriores CIP descritos, el carbón y la pulpa son aereados y elevados a resguardo externo, permitiendo a la pulpa fina-térrea, moverse al mismo tiempo que las partículas de carbón burdo, siendo concentrados y después retornados al mismo tanque. Una nueva tecnología probada y practicada en Africa del Sur, implica la transferencia

del carbón y la pulpa a la periferia estacionaria, resguardando la mezcla hasta el ingreso a cada recipiente de adsorción, reteniendo nuevamente el carbón y enriqueciendo a contracorriente el flujo de la pulpa. El carbón, continuamente cargado de metales preciosos cianurados, es aereado y elevado a resguardo, al ser llevado a la banda recolectora. La pulpa estéril es almacenada a la salida del circuito y dispuesta en el extremo final de la banda.

En los recipientes de adsorción, las pulpas densas son comúnmente mantenidas entre el 40 y el 50% de sólidos. En un trabajo presentado en la reunión anual de la AIME en 1981, se indicaron esas altas densidades en la pulpa.

La lixiviación del oro por el método de agitación, puede llevarse a cabo en un agitador de tipo Pachuca, como el que se representa en la figura, o en algunos de agitación mecánica. El agitador Pachuca funciona basado en el principio de inyección de aire a presión, y consta de un cilindro de acero de 10 metros de altura y de 3 metros de diámetro con un fondo en forma de cono para facilitar la separación del residuo. En el vértice del cono se encuentra una válvula de compuerta, a través de la cual se descargan los contenidos sólidos estériles del depósito, una vez concluido el período de agitación.

En el centro del tanque, se localiza el mecanismo de inyección de aire o columna alimentadora, de 25cm. de diámetro y abierto en ambos extremos, la cual se extiende desde unos 60cm. por encima del vértice del cono, hasta el nivel de la pulpa en el interior del depósito. Esta columna alimentadora está sujeta firmemente

contra las paredes del tanque principal. En el extremo inferior se encuentra una pequeña tubería por donde también se introduce un chorro de aire comprimido. La sustentación de aire que se forma, eleva la pulpa en la columna alimentadora y la descarga en la parte superior del depósito, lográndose así una agitación y circulación más eficiente. Por regla general, se emplea como aparato de operación discontinua, pero puede efectuarse una conexión lateral para lograr una operación continua en combinación con otros agitadores.

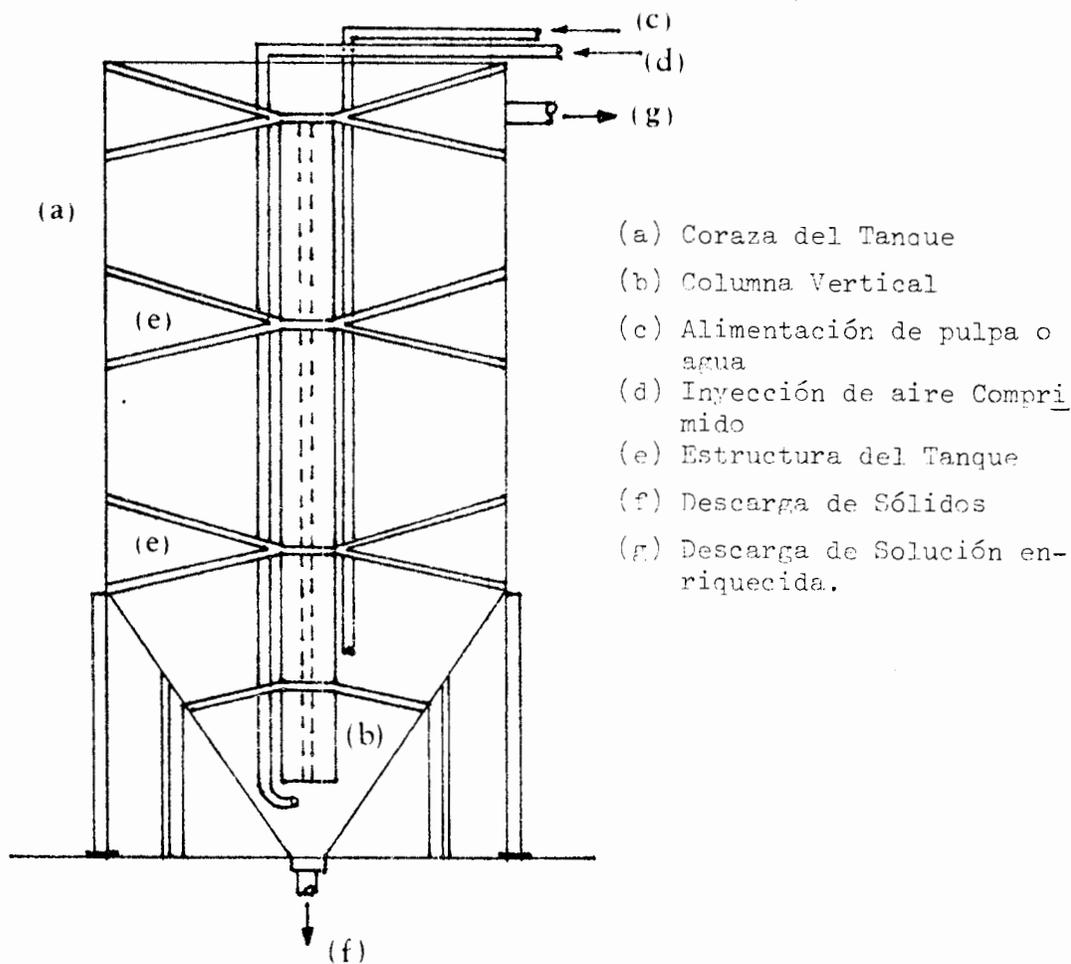


FIG. 3. TANQUE AGITADOR TIPO PACHUCA.

III.7. RECUPERACION POR ELECTROLISIS

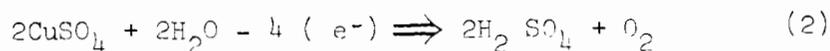
MECANISMO DE LA ELECTROLISIS.

La electrólisis puede llevarse a cabo empleando ánodos solubles e insolubles. El método de ánodos insolubles es el que más se utiliza en la recuperación y obtención electrolítica del cobre, a partir de las soluciones que se producen en la lixiviación de menas. La electrólisis con ánodos solubles, se emplea en el afino electrolítico de un metal, por ejemplo, el cobre, la plata o el oro. La reacción que tiene lugar en el cátodo es la siguiente:

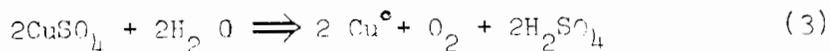


siendo " e-" el símbolo del electrón.

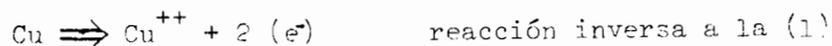
Con un ánodo insoluble, las reacciones serían:



y entonces, la reacción que tiene lugar en la celda será:



Empleando un ánodo soluble, se encuentra que la reacción catódica es igual a la arriba indicada, pero que la anódica es la siguiente:



Por consiguiente, sólo tiene lugar un simple transporte de Cu, y no se registra descomposición del electrolito.

Sobre la base de lo que se expuso líneas arriba, en términos generales se puede afirmar lo siguiente:

1. Se registran dos reacciones químicas separadas equivalentes, una de las cuales, representa un proceso de reducción en el cátodo y la otra, un proceso de oxidación en el ánodo.
2. Las dos reacciones deben ser equivalentes desde el punto de vista químico, es decir, la reacción catódica implica el transporte de un número de electrones igual al registrado en la reacción anódica.
3. Como corolario de lo expuesto en los párrafos 1) y 2), se puede afirmar que la reacción total puede dar lugar a una modificación de la composición del electrolito, o que las dos reacciones pueden compensarse, en cuyo caso, no se produce ninguna reacción neta.
4. Al contrario de lo que ocurre con el flujo de electrones a través de un alambre, la corriente que atraviesa el electrolito no lo hace de acuerdo con el mismo principio, pues el movimiento entre los iones se debe totalmente al fenómeno de difusión.
5. Por cada 96,500 coulombios que atraviesan la celda electrolítica, tanto en el cátodo como en el ánodo, se transforma químicamente el equivalente a un gramo de mineral.

POLARIZACION. Si se sumergen electrodos pulimentados de platino en una solución diluida de ácido sulfúrico, y se conectan a través de un galvanómetro con un generador de fuerza electromotriz de 1.70 voltios, se podrá observar que por la celda pasa una corriente, y que, al principio, este paso irá acompañado del desprendimiento

de oxígeno en el ánodo e hidrógeno en el cátodo. Si la solución se mantiene en reposo, se verá que la corriente irá disminuyendo en intensidad conforme pasa el tiempo, hasta anularse por completo. Si la fuente de potencia se desconecta y el circuito se establece a través del alambre, se observará que el galvanómetro se desvía en la dirección opuesta. En el momento en que el generador de potencia se desconecta, la diferencia observada es de 1.70 voltios. Este fenómeno se designa con el nombre de " polarización ", y se dice que los electrodos están " polarizados".

En el caso que se acaba de describir, la polarización se debe a los gases que se acumulan en las superficies de los electrodos , ya que dichos gases no se liberan en el instante de su formación (debido a fenómenos de adsorción), así como a la lentitud de formación de burbujas. Por lo tanto, los dos electrodos actúan como electrodos gaseosos, desarrollando una fuerza electromotriz opuesta a la del generador, ver figura.

Si se emplean electrodos de platino o platinados, la fuerza electromotriz será de 1.23 voltios (valor teórico de la pila de gas hidrógeno-oxígeno). Este valor corresponde probablemente al trabajo necesario para liberar iones en el electrodo. La diferencia entre 1.23 y 1.70, una vez deducida la fuerza electromotriz necesaria para vencer la resistencia ohmica del circuito, representa la fuerza necesaria para formar y liberar el gas; es decir, para vencer la polarización o sobretensión.

Otro tipo de polarización que encontramos frecuentemente en la electrólisis, es la llamada " Fuerza de Concentración ". Cuando se sumergen electrodos del mismo metal en soluciones que contienen iones

de éste a distintas concentraciones (como se indica más abajo), se originarán pilas voltáicas . Las flechas punteadas de la figura, señalan la dirección de la corriente de polarización. En una pila de este tipo, la diferencia de potencial entre dos soluciones de esta clase, viene dada por la siguiente expresión.

$$E = -\frac{RT}{ZF} \ln \frac{c_2}{c_1} = \frac{0.058}{Z} \log \frac{c_2}{c_1}$$

en la que, E = Fuerza Electromotriz desarrollada

R = Constante de los gases

T = Temperatura absoluta

Z = Valencia del ion que interviene

F = Valor de un Faraday (96, 494 coulombios)

c_2 = Concentración de la disolución concentrada

c_1 = Concentración de la disolución diluida.

Es evidente, por tanto, que en el caso de un ion monovalente, la polarización o fuerza contra electromotriz sería del orden de 0.058 voltios cuando la diferencia de concentración fuera de 10 veces.

DIAGRAMA ELECTROLITICO

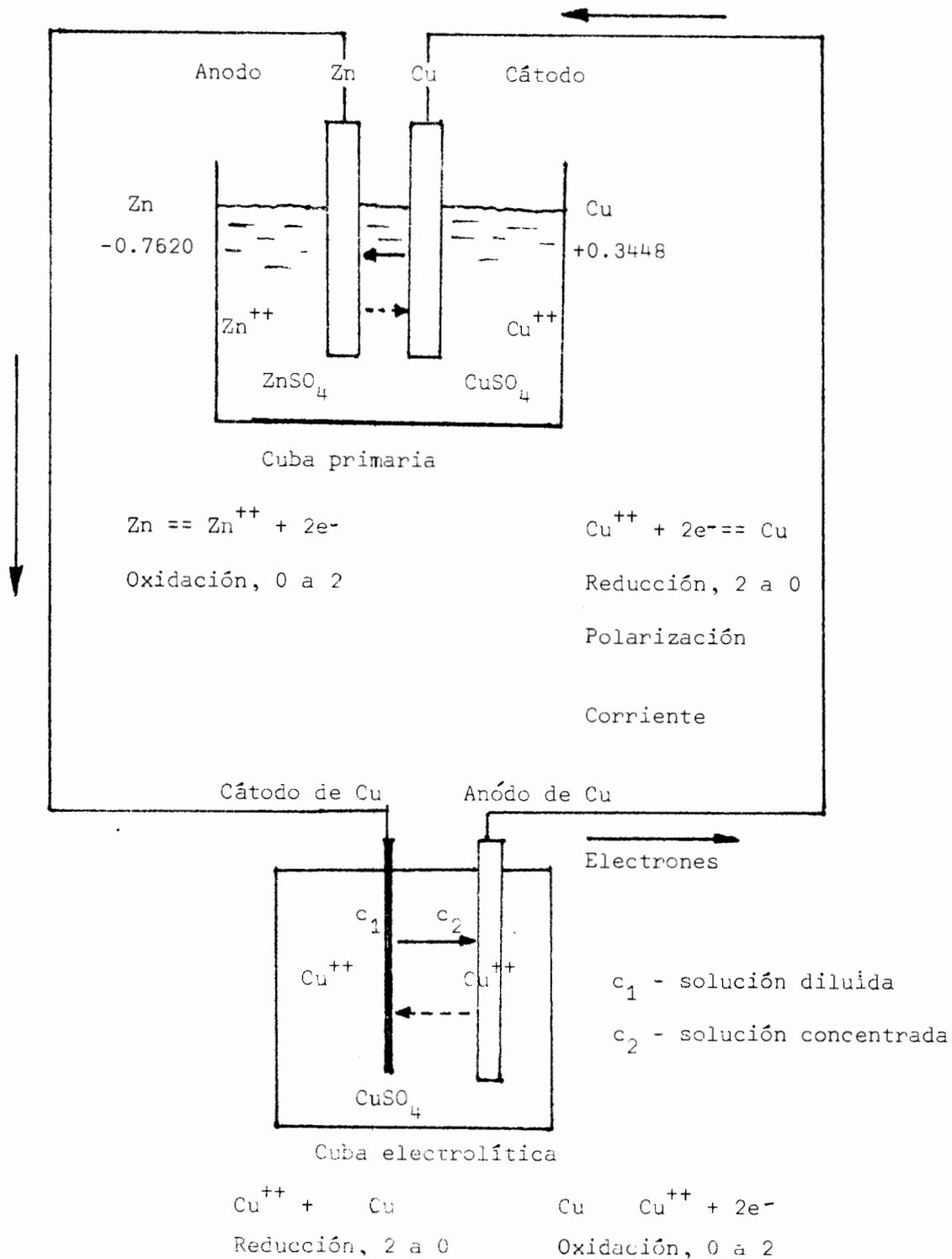


Fig. 4. CUBAS ELECTROLITICAS

TENSION DE DESCOMPOSICION. La tensión de descomposición es la fuerza electromotriz más pequeña que se requiere aplicar para separar en los electrodos, aquellos constituyentes cuya desaparición de la disolución permita que la corriente circule continuamente a través de ésta. A medida que la tensión aumenta gradualmente (por debajo de la que corresponde al potencial de descomposición), sólo se registra un ligero aumento de la corriente que circula a través de la celda.

SOBRETENSION. La tensión de descomposición de un electrolito, varía de acuerdo con la naturaleza de los electrodos empleados en la electrolisis. Para descomponer ácido sulfúrico entre un ánodo de platino y un cátodo de plomo, se precisa un voltaje mayor que el que se requiere cuando se emplean dos electrodos de platino. Esto se debe al trabajo adicional requerido para liberar el hidrógeno de una superficie de plomo. A la diferencia entre el potencial de descomposición y el valor de equilibrio para los electrodos en cuestión, se le da el nombre de "Sobretensión del Electrodo". Se observará que la sobretensión del hidrógeno, es distinta a la del oxígeno. Siendo iguales todas las demás condiciones, la sobretensión aumentará a medida que lo hace la densidad de corriente en el electrodo.

RENDIMIENTO DE LA CORRIENTE. Aunque la ley de Faraday para la electrolisis dice que las cantidades de sustancias liberadas en los electrodos son directamente proporcionales a la electricidad que atraviesa la solución, puede ocurrir que una parte de la corriente no se emplea en la deposición del metal, por lo tanto, el rendimiento de la corriente se define como la relación existente entre la cantidad de metal que se deposita y la calculada teóricamente de acuerdo con la mencionada

ley. Por ejemplo, si en un depósito electrolítico se depositan 12.02 kg. de cobre en un tiempo determinado, el rendimiento de la corriente es el siguiente:

$$\frac{12.02}{12.88} \times 100 = 93.2\%$$

en el que 12.88 es la cantidad que teóricamente debía depositarse.

INTENSIDAD (DENSIDAD) DE CORRIENTE. Uno de los factores que ejercen más influencia sobre la naturaleza de un depósito electrolítico es la densidad de corriente, que se define como su intensidad en la superficie de un electrodo y que, por regla general, se expresa en amperios por metro cuadrado o por centímetro cuadrado de dicha superficie. Por tanto, podemos hablar de densidad de corriente catódica o anódica, según se trate de uno o de otro electrodo. Por regla general, las corrientes de baja densidad, dan lugar a la formación de depósitos adherentes de grano fino, y las de densidad elevada, a otros de carácter poroso de grano grueso y no adherentes. En presencia de densidades elevadas de corriente y en condiciones especiales, pueden obtenerse polvos metálicos.

III.7.1.

AFINO ELECTROLITICO DEL COBRE

GENERALIDADES. Una gran cantidad de cobre blister producido por métodos pirometalúrgicos, se suele afinar por el método electrolítico, utilizando, como electrolito una solución de sulfato de cobre acidulada.

Los ánodos se obtienen por moldeo de cobre blister y los cátodos son placas de cobre puro, producidas durante el proceso especialmente para este fin. Bajo la acción de la corriente que atraviesa la solución, el cobre se desplaza del ánodo al cátodo, donde se deposita como co-

bre electrolítico de un elevado grado de pureza. Las impurezas contenidas tales como, arsénico (As), antimonio (Sb) y selenio (Se), y los metales preciosos oro (Au) y plata (Ag), se depositan como lodos en el fondo de la cuba, o se disuelven en el electrolito.

Hay dos sistemas de afino electrolítico: en el primero, sistema múltiple, los ánodos y cátodos se conectan en paralelo entre dos barras colectoras energizadas, montadas en los lados de la cuba electrolítica; mientras que en segundo, los electrodos están conectados en serie y tan sólo los dos electrodos de los extremos, lo están con la barra colectora principal; los restantes electrodos tienen solamente carácter conductor. En este tipo de afino, se eliminan las ocho impurezas siguientes: Au, (oro) Ag, (plata) Se, (selenio) Te, (Telurio) As, (arsénico) Sb, (Antimonio) Pb, (plomo) y Ni (níquel),

SISTEMA EN SERIE, En el sistema de conexión en paralelo, cuyo esquema se presenta en la figura, los depósitos son de madera (se registra una creciente sustitución de las cubas de madera por las de cemento, ya que éste no está expuesto al alabeado ni a la distorsión, y además constituye un material de base más adecuado para la deposición del plomo). Las dimensiones aproximadas son las siguientes: 3.30 m de largo, 1.0 metros de ancho, y 1.0 metros de profundidad. En cada uno de estos depósitos, revestidos de plomo en toda sus superficie interior, se disponene 30 ánodos y 30 cátodos. Los primeros se moldean a partir de cobre parcialmente afinado a fuego y su tamaño está condicionado a la facilidad de su manejo, aunque generalmente suele ser de 0.60 x 0.90 m, o de 0.90 x 0.90 m, mientras que su espesor oscila entre 5 y 8 cm, y su peso entre 180 y 320 kg. Las dos esquinas superiores de cada ánodo, están provistas de sunchos o abrazaderas para suspenderlos en la

cuba electrolítica. El cátodo o placa inicial, es una placa delgada, de cobre puro, de un espesor de 1.5 mm que pesa unos tres kilogramos y que se obtiene por depositación en una serie especial de cubas electrolíticas, donde existen soportes de cobre virgen engrasados para facilitar el desprendimiento de las placas, realizándose el depósito en condiciones electrolíticas que garantizan la pureza y la formación de un depósito resistente y denso.

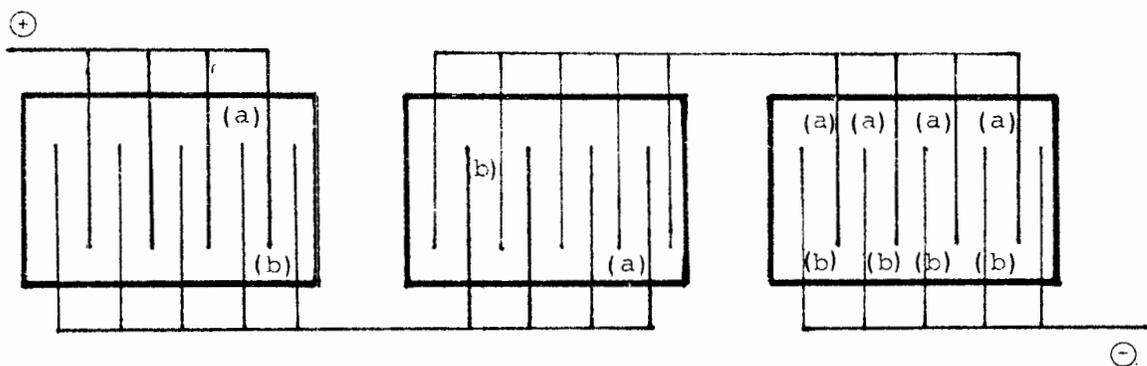


FIG. 5. CONECCION MULTIPLE EN SERIE

a) ánodos

b) cátodos

La placa inicial se suspende de un alambre o varilla de cobre de 2.5 cm. de diámetro, cuyos extremos están achatados para establecer una buena conexión con las barras colectoras del depósito. Para disolver un ánodo, se precisan de 25 a 31 días, durante cuyo período de tiempo se retiran dos o tres cátodos. El electrolito deberá contener 3 a 4 % de cobre y 10 a 15 % de ácido sulfúrico libre.

La temperatura del baño electrolítico oscila entre 40 y 60° C. Si el contenido de cobre es inferior a 2.5%, existe el peligro de que el arsénico se separe y se deposite, mientras que si el ácido sulfúrico

es demasiado elevado, el baño se descompone eléctricamente y se inicia la polarización con la correspondiente pérdida de rendimiento eléctrico. Dentro de los límites arriba señalados, cuanto más caliente esté el baño, menor será la resistencia y más regular el depósito catódico.

Los tanques o cubas pueden ascender a varios centenares, para asegurar un rendimiento máximo de generación y transmisión. En una planta de refinación electrolítica de gran capacidad, el proceso de los metales es de considerable interés desde el punto de vista económico. La permanencia media para el cobre es de 25 días, para la plata de 34 días y para el oro de 37 días. Las cubas están dispuestas en cascada es decir, entre una y otra cuba contigua existe una pequeña diferencia de altura para asegurar una circulación continua a un ritmo de 12 a 24 litros del electrolito por minuto. La mayor parte de las refinarias emplean circulación ascendente; es decir, que el electrolito se introduce en la parte inferior y se extrae por la superior de la cuba. Esto es esencial para evitar diferencias en la composición inicial de la solución electrolítica, y la deposición del baño por efecto de la polarización. Si estas diferencias no se controlaran, llegarían a provocar una corrosión desigual del ánodo, dando lugar a la obtención de una elevada proporción de chatarra. Esta chatarra se forma en una cantidad equivalente al 10-15% en peso del ánodo original. Cuanto mayores sean la densidad de la corriente y la temperatura, más rápida debe ser la circulación, aunque es sumamente importante que la velocidad permita la sedimentación de los lodos liberados en el ánodo. El método más corriente de circulación consiste en disponer varias baterías de

cubas en distintos escalones para que el electrolito descienda por gravedad desde la cuba de una fila cualquiera hasta la correspondiente situada en la fila inmediata inferior y se recolecte en el mismo sumidero principal, desde donde se elevará para devolverlo a la batería de cubas situadas en el escalón más alto.

La densidad de la corriente oscila entre 1.60 y 2.70 amperios/dm², pues las densidades de corriente bajas, evitan que el arsénico se deposite en el cátodo bajo condiciones operatorias apropiadas.

SISTEMA EN SERIE

En este sistema los electrodos (que pueden obtenerse por moldeo, aunque por regla general se recurre a la laminación), se colocan en posición vertical en el tanque, y mientras un electrodo terminal se conecta al conductor positivo, el otro lo está al negativo como se indica en la figura .

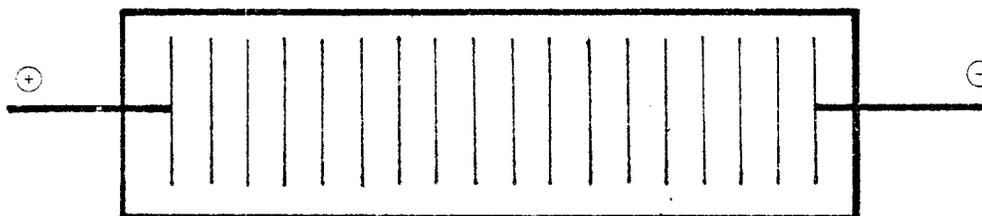


FIG. 6. SISTEMA EN SERIE

Estos electrodos suelen tener una longitud de 1.05 a 1.35 m, un ancho de 25 a 30 cm, y un espesor que varía entre 1.20 y 0.825m. La separación entre electrodos es de 2.25cm. aproximadamente, frente a 3.25 cm. en el caso del montaje en paralelo. Bajo la acción de la corriente, el cobre procedente del ánodo pasa a la solución y se deposita en la parte posterior del electrodo inmediato, mientras que las impurezas solubles lo hacen en el fondo de la cuba, por tanto, y con la única excepción de las terminales, los electrodos son intermedios o bipolares. No resulta práctico ni rentable que prosiga la electrolísis hasta que no se haya depositado todo el cobre original, pero por regla general, el desprendimiento de los últimos vestigios del cobre puro del electrodo original, no presenta ninguna dificultad. Este método también prescinde de muchas de las barras colectoras que se precisan en el montaje en paralelo.

PURIFICACION DEL ELECTROLITO

En el transcurso del tiempo las riquezas del ánodo se acumulan en el electrolito, no sólo aumentando su resistencia, sino, también el peligro de que el cobre cátodico se contamine. El arsénico y el níquel son los únicos metales que se disuelven en el electrolito en cantidades suficientes para justificar su recuperación. Esta contaminación es independiente a la debida por lodos adherentes, y se origina por el hecho de que el metal depositado es algo poroso y arrastra una cierta cantidad de electrolito. Cuanto más elevada es la densidad de la corriente, mayor será la tendencia a la formación de estos cátodos porosos.

Puesto que el remedio para esta contaminación es una operación cara si

las impurezas no tienen un elevado valor comercial, el único medio de evitar esta contaminación es mantener el electrolito lo más puro posible, retirando una parte de él en intervalos regulares de tiempo para sustituirlo por electrolito fresco. Las principales impurezas son: arsénico, bismuto, níquel y hierro, las cuales pueden separarse por cristalización, por electrodeposición y por cristalización con electrodeposición.

COMPARACION DE LOS SISTEMAS EN PARALELO Y EN SERIE

El sistema múltiple, o en paralelo, parece reunir las siguientes ventajas:

- 1.- Los ánodos exigen menos preparación, pudiendo tratarse los que tengan más del 1% de impurezas combinadas y hasta 30 kg de oro y plata por tonelada.
- 2.- El voltaje en las cubas es bajo y por ello se registran menos cortos circuitos.
- 3.- No es necesario efectuar el desprendimiento de los revestimientos de los cátodos.
- 4.- Los electrodos, así como la chatarra anódica producida, se manipulan con mayor facilidad y en unidades mayores, recurriendo a dispositivos mecánicos.
- 5.- La gran distancia entre los electrodos y los espacios libres en los lados de estos, favorecen la circulación del electrolito, sin que sea preciso recurrir a la agitación de los lodos, y no hay que vigilar tan estrechamente la pureza del electrolito debido a la mejor circulación que se obtiene.

6.- En los cátodos obtenidos se registra una pérdida menor de metales precisos.

7.- En el sistema en paralelo los electrodos se espacian entre sí a distancia de 3.2 cm.

En favor del sistema en serie se aducen las siguientes razones:

- 1.- La distancia entre electrodos (22mm) es más pequeña, y aunque se registra una pérdida más acusada de corriente alrededor de éstos (para una cantidad de energía dada), se puede depositar más cobre.
- 2.- En el montaje en serie se ahorra una cantidad considerable de cobre de barras colectoras. En términos generales los intereses sobre este metal son del orden de la mitad de los normales en el sistema múltiple .
- 3.- La chatarra producida en el montaje en serie oscila entre el 3 y el 8%, mientras que en el sistema en paralelo asciende al 10-15%.
- 4.- El sistema en serie requiere menos espacio que el sistema múltiple.
- 5.- El proceso implica menos metal por que los electrodos son más delgados.
- 6.- Para un rendimiento dado se precisa menos espacio para los tanques debido a que éstos pueden estar más cerca unos de otros y porque cada uno de ellos tiene más electrodos.

De todos modos, el hecho de que la mayor parte de las refinerías norteamericanas empleen el sistema en paralelo y que en los últimos años sólo se haya montado una instalación basada en el sistema en serie, parece indicar que el primero de dichos procesos es el más satisfactorio.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- VAN ARSDALE, George H. Hidrometalurgia de los Metales Comunes.
Mc Graw-Hill Book Company, Nueva York.
N.Y. 1965.

- 2.- BRAY, John L. Metalurgia Extractiva de los Metales No
Ferrosos. Ediciones Interciencia. Madrid
España, 1968.

- 3.- TAGGART, Arthur F. Elements of Ore Dressing . Chapman and
Hall, Ltd, Londres. 1946.

- 4.- LEWIS, Alvin. " Leaching and Precipitation, For Gold
Silver Ores". Engineering and Mining
Journal. Vol. 184 No. 6 June 1983.

III.8. EXPERIMENTACION DE MINERALES POR EL PROCESO DE CIANURACION

El éxito industrial de los resultados obtenidos en la experimentación metalúrgica depende, en gran parte, de que la muestra sujeta a investigación represente fielmente al mineral que va a constituir la alimentación de la planta, tanto química como mineralógicamente, es decir, en el contenido de los elementos o compuestos que forman su composición química, en los contenidos de especies mineralógicas que contengan los valores, los minerales de asociación y la matriz, así como también en el estado de alteración, tamaños, asociación, etc., de las mismas especies. De las características mencionadas depende no solamente el tratamiento, sino también el tipo y tamaño del equipo de molienda, clasificación, agitación, asentamiento, etc., de tal manera que para garantizar que la muestra sea representativa, es indispensable que su peso no sea menor de 50 kilos (preferible de 100 a 250 kilos).

La muestra total se sujeta en el estudio a las operaciones siguientes:

1o. PREPARACION DE LA MUESTRA

La cantidad total de la muestra se clasifica por malla de 6.35 mm. (1/4"), escogiendo del producto grueso, ejemplares que representen mineralógicamente a la mena sujeta a investigación, mismos que servirán para estudios macro y microscópicos que determinen la naturaleza del mineral, el tamaño de las partículas, asociación de especies, textura, etc., y el resto del producto grueso se tritura al mismo tamaño de 6.35 mm para formar con toda la muestra un material homogéneo.

Este material se cuarteo perfectamente y de él se toman de 22 a 25 kilos que se utilizarán en toda la experimentación. Se muelen en seco a menos 10 mallas, procurando hacer la menor cantidad de finos que sea posible, moliendo diferencialmente en una serie de cribados y moliendas sucesivas hasta que la muestra total pase por la malla No. 10. Este producto molido se muestrea para ensayar y analizar lo que constituye las cabezas de experimentación y el resto se utiliza para las diferentes pruebas que deben correrse.

20. EXAMEN DEL MINERAL

Los ejemplares grandes escogidos, que se procura representen todas las especies mineralógicas contenidas en el mineral, se examinan macroscópicamente y después se pulen algunos de ellos para ser examinados en el microscopio, en donde como se ha indicado, se determina la naturaleza de las especies que constituyen la mena, tanto valores como minerales de asociación y matriz, y en ellas, tamaños de partículas, asociación, alteración, etc. Este estudio se complementa concentrando en una batea, 1 kilo de muestra molida en seco a menos 28 mallas y examinando tanto el producto pesado como el ligero en microscopio binocular, con el objeto de determinar la presencia y tamaños de oro y plata nativos o de las especies en que se encuentre, así como también la existencia de sulfuros o minerales pesados, debiendo buscar preferencia los de cobre, arsénico, antimonio, telurio y manganeso.

En algunos casos se hace necesario usar un microscopio de mayores aumentos como el petrográfico, ya que es indispensable determinar el tamaño de las partículas de valores, así como su alteración y asociación.

Todos los exámenes que se han indicado, proporcionan un conocimiento aproximado sobre la necesidad de tratar el mineral por cianuración directa o en combinación con algún proceso de preparación mecánica como amalgamación, flotación o concentración gravimétrica y también se puede deducir el grado de finura a que debe llevarse la molienda para el tratamiento.

Es de importancia determinar la presencia de sales solubles y en su caso la naturaleza química de éstas, toda vez que presentan el problema de disociación del cianuro y por lo tanto es necesario eliminarlas antes de la cianuración. Para el objeto se muelen en seco a menos 35 mallas de 400 a 500 gramos de muestra y se agitan durante una hora con agua, y sobre la solución se determina la naturaleza química de esas sales solubles. Por último, también es conveniente determinar la naturaleza del agua usada en la experimentación y compararla con la que se usará industrialmente, de manera que si hay diferencia en ellas, deberá correrse una prueba final con el agua que aprovechará la planta industrial.

Después de preparar y conocer la naturaleza del mineral se investigan sobre los

22 ó 25 kilos molidos en seco a menos 10 mallas, los valores de las constantes de tratamiento, haciendo previamente una determinación del consumo probable de cal y después las constantes propiamente dichas que serán la molienda, el álcali protector dilución de la pulpa, concentración de la solución de cianuro y tiempo necesario de tratamiento.

3o. CONSUMO PROBABLE DE CAL

Es necesario determinar previamente la naturaleza de la cal que se va a usar en toda la experimentación, para lo cual, la cal viva de que se disponga se muele en seco (preferible en mortero de madera), tan rápidamente como sea posible hasta pasarla por 65 mallas e inmediatamente después se mezcla y se vacía en un frasco de boca ancha, seco y con tapón esmerilado, para evitar el excesivo contacto con el aire. De este frasco se toma la cal para los análisis de la misma y para todas las pruebas de cianuración.

Como el objeto de la cal en el proceso de cianuración es neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente proteger al cianuro de la descomposición, el constituyente importante del reactivo es su propia alcalinidad, la que debe determinarse en términos de CaO como:

- a) Alcalinidad aprovechable de la cal, es decir, la cantidad de CaO soluble en agua.
- b) Cal útil o soluble en ácido acético y
- c) Cal total contenida en el reactivo empleado.

Para determinar la alcalinidad aprovechable, se pesan dos gramos del reactivo molido a menos 65 mallas y se ponen en un frasco de ácido (2.600 litros) en el que previamente se han puesto 5 gramos de azúcar de caño (preferible de pilón) disueltos en un litro de agua. Al adicionar la cal, debe agitarse fuertemente para evitar la formación de grumos que impidan el contacto íntimo de la solución de azúcar y la cal.

Se tapa el frasco y se lleva a la máquina de agitación durante 2 horas o bien se agita intermitentemente a mano, por espacio de 6 horas. Terminada la agitación, se filtra una parte de la solución rápidamente para evitar exposición in debida al aire, y del filtrado se toman con una pipeta 25 c.c., que se vacían en un matraz Erlenmeyer de 125 c.c. de capacidad y se hace la determinación de CaO .

Como indicador interno en la titulación se usan 2 gotas de solución de fenolta leína, que producen un color rosa en la solución por analizar, si hay álcali libre presente. Para preparar el indicador se disuelve un gramo de fenolta leína en 50 c.c. de alcohol y se agregan 50 c.c. de agua destilada; si al adicionar el agua, se forma una turbidez lechosa en la solución, es necesario agregar más alcohol.

La titulación se hace con una solución de ácido oxálico, el que en soluciones débiles se descompone, pero una solución decinormal puede conservarse en una botella con las $\frac{3}{4}$ partes de aire, por espacio de cuatro semanas sin descomposición aparente. La solución que se emplea en estos análisis, se prepara disolviendo 5.624 gramos de ácido oxálico cristalizado en un litro de agua destilada, y la titulación se verifica, adicionando a la solución por analizar con su indicador correspondiente, la solución de ácido oxálico hasta que el color rosa desaparezca totalmente. Tomando 25 c.c. de la solución por analizar, 1 c.c. de la solución de ácido oxálico es equivalente a 0.01% CaO .

La cal útil se determina pesando 0.5 gramos de cal que se pone en un vaso de 250 c.c. se adicionan 30 c.c. de ácido acético al 50% y se hiere lentamente casi a sequedad. Se adicionan 30 c.c. de agua destilada, 30 c.c. de amoníaco y unas gotas de agua oxigenada para precipitar el manganeso si está presente. Se hiere 5 minutos, se filtra y lava varias veces: al filtrado se adiciona oxálato de amonio y se continúa el análisis, como en la determinación de cal total que adelante se describe.

Para la determinación de la cal total, se pesan 0.25 gramos de la cal molida a menos de 65 mallas y se atacan en un vaso de 250 c.c. con 10 c.c. de ácido clorhídrico calentándose casi a resequedad pero cuidando que el vaso no se reseque, ni salte al exterior del

vaso o al vidrio de reloj que lo tapa: se agregan 100 c.c. de agua destilada y se calienta a la ebullición, filtrando y lavando con 3 ó 4 c.c. de solución de oxalato de amonio al 10% y cuando la solución está caliente, se adicionan otros 20 c.c. de la misma solución de oxalato de amonio, dejando hervir durante 20 minutos.

Se retira el vaso del fuego y se deja asentar el precipitado durante 5 minutos, se filtra, se lava 10 veces con agua muy caliente o bien hasta que el filtrado no dé precipitado con cloruro de calcio; el contenido del filtro se pasa al vaso original, lavando el filtro con agua caliente y dejándolo pegado en la orilla del vaso. Se agrega poco a poco ácido sulfúrico diluído (10 c.c. de ácido concentrado en 100 c.c. de agua), con cuidado de no quemar el filtro; se calienta hasta que la solución sea cristalina, lo que indica que el oxalato de calcio ha sido completamente disuelto, pero si esto no sucede, se adiciona otro poco de ácido sulfúrico diluído hasta hacer la solución perfectamente clara.

En caliente se titula con solución de permanganato de potasio hasta un tinte permanente ligeramente rosado: enseguida se baja el filtro de la orilla del vaso y se mete en la solución con lo que ésta se decolora inmediatamente. Se vuelve a adicionar solución de permanganato, terminando también la titulación con un tinte ligeramente rosado.

La solución de permanganato de potasio para la titulación, se prepara hirviendo un litro de agua destilada con unos granitos de permanganato. Se deja enfriar y se agregan 3.18 grs. de permanganato de potasio, aforando la solución hasta 1 litro, se agita fuertemente para disolver bien el permanganato. Para estandarizar la solución de permanganato, en un matraz Erlenmeyer de 300 c.c., se atacan 100 miligramos de alambre de fierro químicamente puro con ácido sulfúrico diluído (10 c.c. de ácido en 30 c.c. de agua). Cuando el fierro está completamente atacado se agregan 200 miligramos de limadura o granalla de zinc y se tapa el matraz con un tapón de hule perforado, por el que se pasa un tubo de vidrio. Este tubo se une con otro de hule que a su vez termina con otro tubo de vidrio que se introduce en un vaso con solución fría de bicarbonato de sodio en agua.- Se calienta el matraz hasta que el zinc se ataque por completo y después se deja enfriar, pero siempre con el tubo dentro de la solución de bicarbonato. Se quita el tapón del matraz y se titula con la solución de permanganato preparada

antes, hasta un ligero tinte rosado.

Suponiendo que se consumieron 20 c.c. de solución de permanganato, 1 c.c. de solución, saturará 5 miligramos de fierro (de los 100 que se atacaron). Como se toman 0.25 gramos de material por analizar (en este caso de la cal para la experimentación), 1 c.c. de solución de permanganato es equivalente a un 2% de fierro o a 4% de CaO, es decir, tomando 0.25 gramos de carga de la cal que se va a usar, 0.25 c.c. de solución de permanganato estandarizados en las condiciones indicadas, es equivalente a 1% de CaO.

Determinada la alcalinidad útil y el CaO total de la cal, se determina el consumo probable de cal en el mineral sujeto a experimentación, para lo cual se pesan 6 porciones de mineral molido a menos 100 mallas en seco, de 100 gramos cada una y se ponen en frascos de ácido, limpios y secos.

Es importante hacer notar que todas las moliendas para las diferentes pruebas de la experimentación, cualquiera que sea el grado de finura que sea necesario, deben hacerse en seco procurando hacer la menor cantidad de finos que sea posible, aunque hay sin embargo una excepción y es cuando se van a remoler colas de otro proceso de beneficio para cianurarlas, pues en este caso, la remolienda se hace en húmedo, salvo que esas colas se hayan secado antes. A los frascos de ácido en que se han puesto las 6 porciones de mineral molido, se agrega cal en proporción de: 5, 7, 9, 11, 13, y 15 kilos por tonelada de mineral (0.500, 0.700, 0.900, 1.100, 1.300 y 1.500 gramos) y agua en la proporción de 3 de agua a 1 de mineral (300 c.c.).

Se agita fuertemente y se llevan los frascos a la máquina de agitación durante 18 a 24 horas y después del período de agitación se dejan asentar, se filtra de cada uno parte de la solución, de donde se toman con una pipeta 25 c.c., y se ponen en matraz de Erlenmeyer de 125 c.c., adicionando además unas gotas de feronalftaleina preparada como se ha indicado, la que producirá un color rosa si hay CaO presente. La titulación se hace con la misma solución de ácido oxálico que se preparó para determinar la alcalinidad aprovechable de la cal, adicionándola hasta que desaparece totalmente el color rosa producido por el indicador. Como antes, 1 c.c. de solución de ácido oxálico es equivalente a 0.01% de CaO, tomando 25 c.c. de la solución por analizar.

Generalmente un CaO residual o álcali protector de 0.05% da la cantidad de cal conveniente para minerales de oro y 0.10% para minerales auroargentíferos o argentíferos solamente. Estos valores son tomados como punto de partida, pero deben hacerse pruebas con diferentes álcalis protectores como adelante se describe.

40. DETERMINACION DE MOLIENDA

Se muelen 2 kilogramos de mineral a menos 35 mallas y de ellos se toman 500 gramos para hacer un análisis de cribas, empleando las mallas: 48, 65, 100, 150 y 200; este análisis se hace con el objeto de investigar la distribución de los valores del mineral en las condiciones de la molienda y determinar posteriormente las recuperaciones obtenidas en cada tamaño, por lo que los productos obtenidos del análisis, después de pesados, se llevan al ensaye y se calcula el balance metalúrgico correspondiente. De los 1,500 gramos sobrantes de la molienda a menos 35 mallas se pesan 4 porciones de 300 gramos, que se ponen en otros tantos frascos de ácido, agregando a cada uno la cantidad de cal determinada como más conveniente para el mineral en la tercera prueba y agua en la proporción de 3:1 (900 c.c.). Esta última se agrega como adelante se indica.

Cuando se va a cianurar una pulpa formada como colas de amalgamación o concentración que no han sido secadas, se carga la pulpa en el frasco de agitación tratado previamente, de manera que por diferencia de pesos se obtiene el de la pulpa cargada; al terminar la prueba, se pesan los sólidos secos y por diferencia con el peso de la pulpa se obtiene el de la solución usada. Antes de preparar en esta forma el frasco, se determina en otra porción de pulpa el porcentaje de sólidos, a fin de conocer aproximadamente la cantidad de cianuro que hay que agregar en función de la cantidad de agua presente.

La adición del cianuro al iniciar cualquier prueba de las necesarias en la experimentación, se hace en forma de solución y nunca en forma de sal; para esto, se prepara una solución de cianuro de potasio (KCN) químicamente puro al 10%, de manera que 1 c.c. contiene 100 miligramos de cianuro y de ella, puesta en una bureta, se vierte a cada frasco el número de c.c. necesarios para tener una solución de trabajo con la concentración deseada. A los 4 frascos cargados con el mineral y la cal, se les agregan 800 c.c. de agua y se agitan fuertemente an

tes de agregar el cianuro.

De una bureta se vierten a cada frasco los c.c., necesarios de solución de cianuro para tener una solución de trabajo con concentración de 0.3% KCN (27 c.c. puesto que el agua de los frascos mide 900 c.c.) y finalmente se agrega a cada frasco el agua necesaria para tener una relación de 3:1 (73 c.c. que faltan para ajustar, 900 c.c.) La relación de agua a mineral debe ser exacta y por eso se procede como se ha indicado.

Los frascos así preparados se tapan, se agitan fuertemente y se llevan a la máquina de agitación el tiempo que sea necesario, hasta no tener consumo apreciable de cianuro como adelante se describe. Después del primer día de agitación y cada 24 horas en lo subsecuente, se destapan los frascos para tomar de cada uno 25 c.c. de solución como muestra, para determinar en ella el cianuro libre y el álcali protector presentes en la solución, inmediatamente después de hechos los análisis, se hacen los cálculos correspondientes y se agregan a cada frasco las cantidades necesarias de solución de cianuro al 10% y cal, para tener en la solución de trabajo una concentración de 0.3 KCN con que se inició la prueba y un álcali protector suficiente para proteger al cianuro o igual a la que dio en el mineral la cantidad de cal adicionada a cada frasco al iniciar la prueba. Esta operación se repite diariamente hasta que no haya consumo sensible de cianuro.

Debe tenerse presente que diariamente, sobre todo cuando las diluciones son pequeñas, hay que agregar 25 c.c. de agua para reponer la solución que se saca a cada frasco como muestra y conservar de este modo, la misma dilución de pulpa con que se principió la prueba. Al final del período de agitación, o sea cuando el análisis de la solución no revela consumo apreciable de cianuro, se calculan los consumos de cianuro, los cuales no servirán para basar el consumo en el tratamiento, sino como comprobación de las pruebas correspondientes.

Se filtran y lavan los jales de cada frasco 4 veces para asegurarse que toda la solución de cianuro se ha eliminado y enseguida se juntan los jales de los 4 frascos. Como deben determinarse las recuperaciones globales y las particulares de cada tamaño, los jales juntos de los 4 frascos se repulpan con unos 2 litros de agua para tomar la muestra global, para lo cual, la pulpa formada se agita en un vaso grande y mientras está en agitación se toma la muestra con otro pe-

queño.

Las leyes de esta muestra sirven para determinar las recuperaciones globales por diferencia con las leyes de las cabezas primitivamente ensayadas y checar el balance metalúrgico, que se calcula con las leyes de cada tamaño.

Con el sobrante de pulpa formada, después de tomar la muestra se hace un análisis de cribas usando las mallas: 48, 65, 100, 150 y 200 como se hizo en el practicado sobre la primera porción en que se dividieron los 2 kilos de cabezas molidas a menos 35 mallas y como las arcillas y partículas muy finas al secarse forman grumos duros que pueden tomarse como arenas, la pulpa sobre la que se va a hacer el análisis de cribas se pasa por 200 mallas en agua y se filtran y secan los productos más 200 y menos 200 mallas. El primero se lleva al análisis de cribas en seco, usando las mallas que se han enumerado y al final, el producto menos 200 mallas se une con el correspondiente, que se cribó en agua.

Los diferentes productos después de pesados se llevan al ensaye, se calcula el balance metalúrgico y se determinan las recuperaciones particulares de cada tamaño por diferencia de estos ensayes con los correspondientes del análisis de cribas practicado sobre las cabezas molidas a menos 35 mallas al iniciar la prueba. La molienda más apropiada para el tratamiento del mineral es la correspondiente a la malla que dé las mayores recuperaciones.

Si los resultados no se definen con claridad, esta prueba se repite en las mismas condiciones, salvo que la concentración de cianuro se hace 0.1% KCN en lugar de 0.3% que se usó primero. También aunque las dos pruebas descritas definan como más apropiada una molienda relativamente gruesa para el tratamiento de mineral, es conveniente cuando las recuperaciones son bajas, correr otras con molienda fina o sea "All-Sliming".

Para esto se muele 1 kilogramo de mineral a menos 100 mallas y de él se toman 4 lotes de 300 gramos que se ponen en otros tantos frascos de ácido, se adiciona a cada uno la cantidad de cal encontrada como más conveniente en la tercera prueba y agua en proporción de 3 a 1 (900 c.c.), la adición de agua y cianuro se hace como antes se ha dicho y de manera que en 2 frascos, la concentración

sea de 0.3% KCN (27 c.c.) en los otros 2 sea de 0.1% KCN (9 c.c.). Se llevan los frascos a la máquina de agitación analizando cada 24 horas la solución por cianuro libre y álcali protector, con el fin de mantener las concentraciones iniciales mediante adiciones de solución de cianuro al 10% y cal y para determinar cuando ha acabado el tratamiento, o sea cuando ya no hay consumo sensible de cianuro.

Los frascos se corren por pares en condiciones iguales para confrontar los resultados y al final del tratamiento se filtran los jales de cada frasco por separado, se lavan 4 veces, secan y ensayan para determinar las recuperaciones para cada uno por diferencia con las leyes de cabezas. Los resultados de todas estas pruebas permiten definir con seguridad la molienda más apropiada para el tratamiento del mineral, que será la que proporcione las mayores recuperaciones.

De todos modos, para fijar la molienda más apropiada, debe hacerse una estimación de las cantidades de finos que se producirán con molienda más gruesa que la escogida, calculando las recuperaciones probables correspondientes, ya que las moliendas finas pueden resultar antieconómicas, si se compara su costo con el aumento que puede lograrse en las recuperaciones.

Fijada la molienda más apropiada, se muele un lote de unos 10 a 11 kilogramos a esa finura y de él se tomarán las cantidades necesarias para todas las pruebas subsecuentes. Del lote molido y perfectamente mezclado se toman 300 gramos para hacer un análisis de cribas, que dará a conocer la molienda con que se obtienen los resultados finales de la experimentación, es decir, los valores de las constantes de cianuración para el mineral que se estudia.

A N A L I S I S

Los análisis de cianuro libre y álcali protector se hacen como sigue: los 25 c.c. de solución tomados de cada frasco con pipeta, se filtran y refiltran hasta que la solución quede perfectamente clara e incolora y se ponen en un matraz de Erlenmeyer de 125 c.c., el que previamente ha sido lavado con HCl diluido y agua destilada para que quede perfectamente limpio. Si la solución tiene cianuro doble de potasio y zinc, no debe agregarse agua a la muestra porque se disocia parte de este cianuro doble, con lo que se regenera cianuro libre y se ob-

tienen resultados altos, en este caso se toma una cantidad mayor de solución para filtrar y del filtrado perfectamente claro se toman los 25 c.c., para el análisis.

El matraz con los 25 c.c. de muestra se coloca sobre un fondo negro, procurando que la superficie del líquido sea tangente a la parte superior de ese fondo y la titulación se hace con solución de nitrato de plata, debiendo observar cuidadosamente cada adición de nitrato, permitiendo que la nube blanco-azulosa que se forma, permanezca algunos segundos antes de agitar el matraz y disolverla. El punto final se alcanza cuando después de agitar el matraz, aparece la primera opalescencia permanente de una niebla azulosa que ofusca la brillantez original de la solución.

La solución de nitrato de plata para la titulación se prepara disolviendo 3.262 gramos de nitrato de plata cristalizado en agua destilada hasta hacer un litro. Tomando 25 c.c. de solución por analizar, 1 c.c. de la solución de nitrato de plata preparada como se ha indicado, es equivalente a 0.01% de KCN.

Cuando en la solución que se analiza hay cobre, este método da resultados altos y en este caso se hace un análisis por este método y otro igual, pero en presencia de unas gotas de solución al 5%, de yoduro de potasio libre de álcali, que se usa como indicador. El punto final se alcanza cuando aparece una opalescencia amarilla bien distinta y el valor de cianuro libre que se toma, es el menor de los dos resultados obtenidos.

Cuando en lugar de KCN se usa NaCN o los análisis se quieren tener en términos de cianuro de sodio, la solución de nitrato de plata se prepara disolviendo 4.333 gramos de nitrato de plata cristalizado en agua destilada hasta hacer un litro. Tomando 25 c.c. de solución por analizar, 1 c.c. de la solución de nitrato de plata es equivalente a 0.01% NaCN. Las lecturas de buretas deben chequear en estos análisis en 0.1 c.c.

El álcali protector se determina en los mismos 25 c.c. de solución en que se determinó el cianuro libre. Después de hacer este análisis con todo cuidado para no adicionar más nitrato de plata que el necesario, sobre todo cuando en la solución hay zinc, se agregan algunas gotas de solución de fenolftaleína que

dan a la solución por analizar un color rosa si hay álcali libre presente y en seguida se hace la titulación con ácido oxálico.

El indicador y la solución de ácido oxálico, son los mismos usados en la tercera prueba y como en ese caso, 1 c.c. de solución de ácido es equivalente a 0.01% CaO.

El análisis del cianuro usado sea de potasio o sodio, se hace pesando cuidadosamente una cantidad fija de la sal (100 miligramos por ejemplo), la que se disuelve en un poco de agua (v. g. 25 c.c.). Se titula con la solución de nitrato de plata preparada disolviendo 3.262 ó 4.333 grms., como se ha indicado, así que 1 c.c. de la solución satura 2.5 miligramos de KCN la primera y 2.5 miligramos de NaCN la segunda, de manera que si se opera con cianuros químicamente puros se deberán tener consumos de 40 c.c. de solución de nitrato de plata en ambos casos, si se obtiene menor lectura, el producto de ella por 2.5 dará el por ciento de KCN o NaCN en la sal.

Para el análisis del Aero Brand Cyanide (cianuro negro), que es una mezcla de cianuro alcalino ($\text{Ca}(\text{CN})_2$) y cal (CaO) debido a que es sumamente sensible a la acción del aire y cuando está expuesto a él se disocia y absorbe agua y ácido carbónico, la muestra se toma en el momento de vaciar un tambor acabado de abrir por medio de un frasco bien seco, que se pone en la corriente de cianuro que cae, hasta que se llene y en seguida se tapa perfectamente el frasco que debe ser con tapón esmerilado y conservarse tapado a prueba de aire. Para hacer el análisis se pone 1 1/2 litros de agua pura en un frasco de ácido, secando el cuello perfectamente; se adicionan 20 gramos del cianuro muestreado, procurando exponerlo lo menos que sea posible a la influencia del aire y sin tapar el frasco, inmediatamente después de poner el cianuro, se le da un movimiento circular a intervalos frecuentes durante 2 minutos.

Se deja en reposo el frasco durante una hora dando a su contenido un movimiento circular de cuando en cuando; como se forma cierta cantidad de gas durante la disolución del Aero Brand Cyanide si se tapa el frasco y se agita, salta y se pierde parte del cianuro, por lo que se recomienda el movimiento circular en lugar de la agitación. Se decanta la solución en un frasco aforado de 2.000 c.c., se lava el residuo por decantación con 100 c.c., de agua agregando las

aguas del lavado al matraz de 2,000 c.c. El residuo se muele perfectamente con agua en un mortero de porcelana y todo el contenido del mortero se vacía en el mismo matraz de 2,000 c.c.

Se agregan 10 c.c., de una solución de acetato de plomo al 15% y se agita perfectamente, aumentando finalmente el volumen de la solución hasta exactamente los 2,000 c.c. Se invierte el matraz repetidas veces para mezclar la solución perfectamente y se filtra una porción de la solución a través de un filtro seco de 11 cms., recibiendo el filtrado en un vaso seco.

Se tiran los primeros 40 ó 50 c.c. y se sigue filtrando en el mismo vaso, teniendo cuidado de agitar el matraz; de la solución filtrada se toman 25 c.c. para titularlos con alguna de las soluciones de nitrato de plata que se han indicado antes, con o sin yoduro de potasio, para tener los resultados en por ciento KCN o NaCN según la solución de nitrato usada.

50. DETERMINACION DE ALCALI PROTECTOR.

Se pesan 6 porciones del mineral molido a la finura determinada como más apropiada, de 200 gramos cada una, los que servirán para cargas de otros tantos frascos de ácido; se adiciona a cada uno la cal que se estime necesaria para tener durante el tratamiento álcalis protectores de 0.020, 0.040, 0.060, 0.080, 0.100 y 0.120% de CaO, si el mineral es argentífero o auroargentífero y 0.010, 0.020, 0.030, 0.040, 0.050 y 0.060% de CaO, si el mineral es aurífero. Estas cantidades de cal pueden ser deducidas de los resultados obtenidos en la prueba correspondiente al consumo probable de cal (3a).

En seguida se adiciona a cada frasco agua en la proporción de 3 a 1 (600 c.c.), y cianuro de potasio suficiente para tener una concentración en la solución de trabajo de 0.3% KCN (18 c.c. de solución al 10%), haciendo las adiciones en la forma indicada antes. Se agitan fuertemente y se llevan a la máquina de agitación el tiempo necesario hasta que en 24 horas no se tenga consumo sensible de cianuro.

Se hacen los análisis cada 24 horas, se agrega el cianuro y la cal necesarios diariamente y se calculan los consumos de cianuro y cal. Al final del tratamiento se filtran las pulpas por separado, se lavan cuatro veces y se llevan al en-

saye para obtener por diferencia de leyes las recuperaciones obtenidas en cada caso.

Para decidir cuál es el álcali protector más apropiado y por consiguiente la cantidad de cal que debe usarse para el tratamiento del mineral que se estudia, no sólo deben considerarse las mejores recuperaciones, sino también el menor consumo de cianuro, de manera que debe estudiarse la combinación más económica de la recuperación máxima con el consumo de cianuro mínimo, ya que puede presentarse el caso que por un aumento muy pequeño en la recuperación se tenga un aumento inmoderado en el consumo de cianuro que haría antieconómico el tratamiento. Si las diferencias encontradas son muy grandes se repite la serie de pruebas con valores de álcali protector más estrechos, v. g., variando 0.005% de CaO, arriba y abajo del valor que dé los mejores resultados.

6o. DETERMINACION DE DILUCION DE LA PULPA

Se pesan 6 porciones de mineral de 200 gramos cada una que servirán para cargas de otros tantos frascos de ácido y se agrega a cada uno la cantidad de cal determinada como más conveniente en la 5a. prueba; enseguida se agrega agua y solución de cianuro de potasio químicamente puro en la forma que se ha hecho en pruebas anteriores, de manera de tener diluciones de 1 a 1, 2 a 1, 3 a 1, 4 a 1, 5 a 1, y 6 a 1 y concentración de cianuro fija e igual a 0.3% KCN, es decir: 200, 400, 600, 800, 1,000 y 1,200 c.c. de agua con: 6, 12, 18, 24, 30 y 36 c.c. de solución de cianuro al 10%.

Preparados los frascos se llevan a la máquina de agitación como en la 5a. prueba, el tiempo necesario para que no se tenga consumo sensible de cianuro necesario para mantener la concentración inicial y analizando por álcali protector como comprobación. Al final se tratan los jales como antes, filtrándolos, lavándolos y ensayándolos para tener por diferencia las recuperaciones correspondientes a cada dilución; igualmente se calculan los consumos de cianuro.

La mejor dilución de pulpa para el tratamiento será la correspondiente al frasco que como en la 5a. prueba, proporcione la combinación más económicamente satisfactoria de la mayor recuperación con el menor consumo de cianuro. Si la diferencia en las recuperaciones es muy notable, se continúa la serie, tratando otros frascos con diluciones más cercanas, arriba y abajo de la que dé los mejo

res resultados.

7o. DETERMINACION DE CONCENTRACION DE CIANURO

Como constantes de cianuración perfectamente determinadas, se tiene la molienda con que se molió el lote al final de la 4a. prueba y que sirve para correr todas las subsecuentes, la cantidad de cal que debe usarse y la dilución más apropiada para el tratamiento, por lo que para determinar la mejor concentración de cianuro, se pesan 6 porciones de 200 gramos que se colocan en frascos de ácido y se les agrega a cada uno la cantidad de cal fijada por la 5a prueba. Se adiciona el agua necesaria para tener la dilución encontrada en la 6a y solución de cianuro de potasio al 10%, para tener concentraciones de 0.05, 0.10, 0.15, 0.20, 0.25 y 0.35% KCN.

Como antes, los frascos perfectamente preparados se llevan a la máquina de agitación hasta que no haya consumo sensible de cianuro, analizando cada 24 horas por cianuro y cal y adicionando al mismo tiempo las cantidades necesarias de cianuro para conservar las concentraciones iniciales durante todo el tratamiento. Al final, se calculan los consumos de cianuro para cada frasco y los jales filtrados y lavados se llevan al ensaye para obtener por diferencia las recuperaciones en cada caso.

Si las recuperaciones difieren mucho o se juzga necesario, se corre otra serie de frascos variando la concentración de cianuro arriba y abajo de la que mejores resultados haya dado, entre límites más estrechos. La mejor concentración para el tratamiento del mineral, será la que proporcione la combinación más satisfactoria de las mayores recuperaciones con el consumo de cianuro más bajo.

8o. DETERMINACION DEL TIEMPO NECESARIO DE AGITACION

Esta constante puede determinarse en una o dos series, según se juzgue necesario; la primera, comprendiendo tiempos de 6 a 48 horas con intervalos de 6 horas y la segunda comprendiendo tiempos de 54 a 96 horas con los mismos intervalos.

Para correr la primera serie se preparan 6 frascos en idénticas condiciones con 200 gramos cada uno y la cal, agua y cianuro correspondientes a las constantes determinadas en las pruebas: 5a, 6a y 7a, se llevan los frascos a la máquina de agitación, se adicionan el cianuro y cal necesarios cada 6 horas y se sacan de la máquina de agitación cada frasco escalando a las 6, 12, 18, 24, 30, 36, 42 y 48 horas.

Conforme van saliendo los frascos, se analiza la solución por cal y cianuro, haciendo el cálculo del consumo de este último; los jales se tratan como en casos anteriores hasta obtener por diferencia de ensayos las recuperaciones correspondientes. Si esas recuperaciones aumentan notablemente con el tiempo aún a las 48 horas, es necesario correr la segunda serie con otros 8 frascos preparados y corridos en iguales condiciones que los de la primera, salvo que son retirados de la máquina de agitación a las 54, 60, 66, 72, 78, 84, 90 y 96 horas, agregando a cada frasco KCN a las 24 y 48 horas y cada vez que salga uno de ellos.

Se analiza la solución de cada frasco, se ensayan los jales y se calculan consumos de cianuro y recuperaciones. Tratándose de minerales crudos, en general un tratamiento de más de 96 horas sería antieconómico, lo que no es el caso con concentrados en que puede ser mayor ese tiempo.

El tiempo de tratamiento apropiado para el mineral será el correspondiente al frasco que dé los resultados más satisfactorios, combinando las mayores recuperaciones con el menor tiempo de agitación, tomando también en cuenta el menor consumo de cianuro.

9o. COMPROBACION DE CONSTANTES

Se pesan 4 porciones de 200 gramos para correr otras tantas pruebas en idénticas condiciones con el fin de comprobar resultados, se preparan los 4 frascos adicionando las cantidades de cal, agua y cianuro determinadas como apropiadas para el tratamiento del mineral en pruebas anteriores y se llevan a la máquina de agitación por un tiempo igual al determinado en la 8a. prueba.

Cada 8 a 12 horas se retiran los frascos de la máquina de agitación para tomar de cada uno 25 c.c., de solución para análisis de cal y cianuro, adicionando el cianuro necesario para conservar la concentración inicial. Si la dilución es baja hay que restituir cada vez los 25 cc., de solución que se toman como mues-
tra a fin de conservar la misma dilución de pulpa.

Al final del tiempo de tratamiento fijado se retiran los frascos de la máquina, se analiza la solución y se tratan los jales como antes hasta calcular las recu-
peraciones en cada caso.

Se calculan los consumos de cianuro, debiendo resultar muy semejantes y dando como consumo el promedio de los valores obtenidos y si esos consumos son muy diferentes, se repite la prueba.

En todas las pruebas, el consumo de cianuro se calcula como en el siguiente ejemplo:

Supóngase que un frasco con carga de 200 g, se preparó para trabajar con dilu-
ción de 3 a 1 (600 c.c.) y concentración de 0.3% KCN (1,800 g ó 18 c.c. de
solución al 10% KCN) , por lo que la primera adición de cianuro fue de 1,800
g.

A las 24 horas se tomaron 25 c.c. de solución que analizaron 0.20% KCN, o sea
que se retiraron del frasco $25 \times 0.0020 = 0.050$ g KCN. En el mismo frasco
quedaron 575 c.c. de solución que contienen $575 \times 0.0020 = 1.150$ g KCN.

Al regresar el frasco a la agitación debe contener 600 c.c. de solución al
0.3% KCN, por lo que fue necesario adicionar 25.c.c de agua y $1,800 - 1.150 =$
 0.650 g KCN (6.5 c.c. de solución al 10%).

A las 48 horas se tomaron 25 c.c. de solución que analizaron 0.26% KCN, y se
retiraron consecuentemente, $25 \times 0.0026 = 0.065$ g KCN. En el frasco queda -
ron 575 c.c. de solución que contienen $575 \times 0.0026 = 1.495$ g KCN.

Al regresar el frasco a la agitación, nuevamente debe contener 600 c.c. de
solución y 1,800 g KCN, por lo que hubo que adicionar 25 c.c. de agua y

$1.800 - 1.495 = 0.305$ g KCN (3.5 c.c. de solución al 10%).

A las 72 horas se tomaron 25 c.c. de solución que analizaron 0.29% KCN, demostrando que prácticamente ya no hubo consumo de cianuro, por lo tanto el frasco debe salir ya que el tratamiento ha terminado. Los 600 c.c. de solución del frasco con 0.29% KCN contenían $600 \times 0.0029 = 1.740$ g KCN.

Sumando las adiciones y las extracciones de KCN, se obtiene por diferencia el consumo obtenido, como se ve en el cuadro que sigue:

KCN ADICIONADO		KCN EXTRAIDO	
Inicial	1,800 g .		
24 horas		25 c.c. al 0.20%	0.050 g
24 horas	0.650 g		
48 horas		25 c.c. al 0.26%	0.065 g
48 horas	0.305 g		
72 horas		600 c.c. al 0.29%	1.740 g
	-----		-----
	2.755 g		1.855 g

Consumo $2.755 - 1.855 = 0.900$ g KCN por 200 g de mineral.

Consumo KCN por tonelada = $\frac{1.000 \times 0.900}{0.200} = 4,500$ g = 4.5 Kg.

Este consumo es solamente el químico, pues en la práctica hay pérdida en los jales y en la precipitación. Sin embargo, en minerales argentíferos casi concuerda el consumo de los frascos con el de la práctica.

Como se considera de máxima importancia el orden sistemático en el desarrollo de esta experimentación, es indispensable llevar un registro claro y exacto de todas las pruebas, por lo que para mayor claridad, se acompañan las hojas C-1 a C - 7, correspondientes a las formas usadas para el objeto. En ellas están comprendidas todas las constantes de tratamiento que se han descrito y de ellas también se obtendrán, los datos necesarios tanto para la elaboración del esquema de tratamiento, cuanto para el cálculo del equipo necesario para la

EXPERIMENTACION METALURGICA POR CIANURACION

FORMA C-1

MUESTRA NUMERO _____

FECHA DE ENTRADA _____

MUESTRA PROCEDENTE DE _____

PRESENTADA POR _____

ESPECIES MINERALOGICAS		ANALISIS QUIMICO					
Pesado de tentadura	<i>Pirita, oro limpio maxima de 35 mallas, argentita y manganita. Los piritas son auriferos</i>	Au	7.75	grs/ton.	SiO ₂	80.08	%
Ligero de tentadura		Ag	280	"	Al ₂ O ₃	1.24	%
	<i>Abundante covarzo, poca calcita, rodocrosita y limonita.</i>	Pb	0.0	%	CaO	0.43	%
		Cu	Indicados	%	MgO	0.08	%
		Zn	0.41	%	As	0.0	%
		Fe	4.60	%	Peso Esp.	2.11	
		Mn	0.0	%			
		S	0.44	%			

CONSUMO PROBABLE DE CAL

FRASCO	CAL Kg/ton	CaO %					
1	7.5	0.018	Carga fija	200	grs	Cal usada	
2	10.0	0.041	Dilusión	3:1		CaO aprovechable	47.0 %
3	12.5	0.080	Agitación	24	hrs.	CaO total	91.03 %
4	15.0	0.122	Molienda	- 35	mallas	Consumo de CaO aceptado	15.0 kg/ton
5	17.5	0.133					
6	20.0	0.144					

ANALISIS DE CRIBAS

CABEZAS Molienda seca a - 35 mallas										COLAS DE CIANURACION Molienda seca a - 35 mallas									
PRODUCTOS		PESO		LEYES		PRODUCTOS		DISTRIB. %		PRODUCTOS		PESO		LEYES		PRODUCTOS		DISTRIB. %	
Mallas	%	% Acum	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag		Mallas	%	% Acum	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
-35 + 48	28.2	28.2	4	166	113	468	13.8	16.8		-35 + 48	28.2	28.2	1	65	282	183	28.2	18.4	
-48 + 65	13.8	42.0	4	207	55	286	6.8	10.3		-48 + 65	13.8	42.0	1	65	138	90	13.8	9.0	
-65 + 100	6.7	48.7	5	326	34	218	4.1	5.4		-65 + 100	6.6	48.6	1	65	66	43	6.6	4.3	
-100 + 150	15.4	64.1	6	391	92	602	11.3	21.6		-100 + 150	15.5	64.1	1	76	155	118	15.5	11.8	
-150 + 200	9.2	73.3	7	441	64	406	7.9	14.6		-150 + 200	9.2	73.3	1	87	92	85	9.2	8.5	
-200 + 250	3.1	78.4	7	324	22	100	2.7	3.6		-200 + 250	9.0	76.3	1	90	90	27	3.0	2.7	
-250 + 325	3.1	79.5	8	366	25	113	3.0	4.1		-250 + 325	3.1	79.4	1	95	31	29	3.1	2.9	
-325	20.5	100.0	20	320	410	656	20.4	23.6		-325	20.6	100.0	10	206	206	424	20.6	42.4	
Ley Calc.			8.1	285	815	2849	100.0	100.0		Ley Calc.			99	1000	999	100.0	100.0		

MOLIENDA

Carga fija 300 grs
 Dilución fija 3:1 900 c.c.

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		24	2.100	700	0.28	2.520	0.120
Consumo KCN 0.180 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 64.3 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		24	2.100	900	0.280	2.520	0.121
Consumo KCN 0.180 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 64.3 %							

MOLIENDA MAS APROPIADA

PRODUCTO mallas	Leyes Cabezas		Leyes jales		Recuperaciones	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-35 + 48	4	166	1	65	75.0	60.8
-48 + 65	4	267	1	65	75.0	68.6
-65 + 100	5	326	1	65	80.0	80.1
-100 + 150	6	391	1	74	83.3	80.6
-150 + 200	7	441	1	87	87.5	80.3
-200 + 250	7	324	1	90	85.7	72.2
-250 + 325	8	366	1	95	87.4	74.0
-325	20	320	1	206	95.0	35.6
			1			

Molienda seca a -35 mallas

Cal fija 1.5 grs. 15 kg/ton.
 KCN fijo 1.5 % 27 c.c.

FORMA C-2

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		24	2.700	910	0.280	2.520	0.120
Consumo KCN 0.180 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 64.3 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		24	2.100	900	0.280	2.520	0.119
Consumo KCN 0.180 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 64.3 %							

MOLIENDA ACEPTADA

- 100 mallas

Análisis de Cribas	
mallas	peso %
-48 + 65	2.4
-65 + 100	0.4
-100 + 150	38.4
-150 + 200	58.8

ALCALI PROTECTOR

Molienda seca a -100 mallas

FORMA C-3

Carga fija 200 grs Cal variable 2.0, 2.4, 2.8, 3.2, 3.6, 4.0 grs. 10, 12, 14, 16, 18, 20 kg/ton.
 Agua fija 3:1 600 c.c. KCN fijo 0.3 % 18 c.c.

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.190	25	0.280	0.070	0.048
	48			600	2.990	1.792	0.041
			1.990			1.862	
Consumo KCN 0.128 grs							
Consumo KCN 0.640 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 92 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 67.1 %							

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Met cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.190	25	0.281	0.070	0.030
	48			60	0.298	1.190	0.076
			1.990			1.860	
Consumo KCN 0.120 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 91 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 67.5 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.170	25	0.285	0.071	0.111
	48			600	0.297	1.735	0.106
			1.970			1.856	
Consumo KCN 0.114 grs							
Consumo KCN 0.570 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 53 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 63.5 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.180	25	0.281	0.070	0.132
	48			600	0.298	1.733	0.126
			1.980			1.853	
Consumo KCN 0.122 grs							
Consumo KCN 0.670 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 21 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 68.9 %							

FRASCO 5

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.170	25	0.283	0.071	0.136
	48			600	0.296	1.775	0.130
			1.970			1.846	
Consumo KCN 0.124 grs							
Consumo KCN 0.620 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 86 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 69.3 %							

FRASCO 6

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
	24		0.190	25	0.280	0.070	0.165
	48			600	0.299	1.792	0.153
			1.990			1.862	
Consumo KCN 0.128 grs							
Consumo KCN 0.640 kg/ton							
Leyes jales Au 0.5 grs/ton Ag 86 grs/t							
Recuperación Au 93.5 % Ag 69.3 %							

DILUCION DE PULPA

Molienda seca a - 100 mallas

Carga fija 200 grs
Cal fija 2.8 grs

Agua variable 10, 1.5, 20, 2.5, 3.0, 3.5 : 1
kg/ton

KCN fijo 0.3 %
200, 300, 400, 500, 600, 700 e.c.
9, 13, 15, 18, 21 e.c.

FORMA C-4

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.120	25	0.276	0.069	0.130
		48		200	0.233	0.507	0.130
			0.120			0.576	
Consumo KCN 0.144 grs							
Consumo KCN 0.720 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 89 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 68.2 %							

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.900				
		24	0.140	25	0.278	0.070	0.130
		48		300	0.278	0.830	0.130
			1.040			0.900	
Consumo KCN 0.136 grs							
Consumo KCN 0.680 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 89 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 68.6 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.200				
		24	0.150	25	0.281	0.070	0.130
		48		400	0.289	1.156	0.130
			1.350			1.226	
Consumo KCN 0.124 grs							
Consumo KCN 0.620 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 89 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 68.2 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.500				
		24	0.160	25	0.282	0.070	0.070
		48		500	0.295	1.474	0.070
			1.660				
Consumo KCN 0.116 grs							
Consumo KCN 0.580 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 88 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 68.6 %							

FRASCO 5

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.800				
		24	0.170	25	0.283	0.071	0.130
		48		600	0.298	1.787	0.130
			1.970			1.858	
Consumo KCN 0.112 grs							
Consumo KCN 0.560 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 88 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 68.6 %							

FRASCO 6

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			2.100				
		24	0.180	25	0.284	0.071	0.130
		48		700	0.300	2.101	0.130
			2.280			2.172	
Consumo KCN 0.108 grs							
Consumo KCN 0.540 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 84 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 70 %							

CONCENTRACION DE CIANURO

Molienda seca a -100 mallas

Carga fija 200 grs
 Agua fija 3:1 400 c.c.

KCN variable 0.05, 0.1, 0.15, 0.2, 0.25, 0.3 % 2, 4, 6, 8, 10, 12 c.c.

Cal fija 2.8 grs. 14 kg/ton.

FORMA C-5

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.200				
		24	0.070	25	0.035	0.0087	0.106
		48		400	0.019	0.0750	0.102
			0.270			0.0837	
Consumo KCN 0.16 grs							
Consumo KCN 0.800 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 101 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 63.9 %							

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.400				
		24	0.140	25	0.070	0.018	0.108
		48		400	0.070	0.576	0.106
			0.540			0.397	
Consumo KCN 0.116 grs							
Consumo KCN 0.130 kg/ton							
Leyes jales Au 0.15 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 64.3 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.150	25	0.120	0.030	0.103
		48		400	0.145	0.580	0.106
			0.150			0.610	
Consumo KCN 0.140 grs							
Consumo KCN 0.100 kg/ton							
Leyes jales Au 0.15 grs/ton Ag 100 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 64.3 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.800				
		24	0.160	25	0.170	0.073	0.105
		48		400	0.145	0.781	0.107
			0.960			0.824	
Consumo KCN 0.136 grs							
Consumo KCN 0.682 kg/ton							
Leyes jales Au 0.15 grs/ton Ag 98 grs/t							
Recuperación Au 96.3 % Ag 65.0 %							

FRASCO 5

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.000				
		24	0.180	25	0.22	0.055	0.107
		48		400	0.249	0.996	0.103
			1.180			1.051	
Consumo KCN 0.286 grs							
Consumo KCN 0.643 kg/ton							
Leyes jales Au 0.15 grs/ton Ag 95 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 66.1 %							

FRASCO 6

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Análisis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			1.200				
		24	0.180	25	0.280	0.70	0.108
		48		400	0.284	1.157	0.102
			1.350			1.227	
Consumo KCN 0.123 grs							
Consumo KCN 0.615 kg/ton							
Leyes jales Au 0.15 grs/ton Ag 96 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 65.7 %							

TIEMPO NECESARIO DE AGITACION

Carga fija 200 grs
Cal fija 14.0 kg/ton.

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		6	0.600		0.121	0.508	0.13
Consumo KCN 0.092 grs							
Consumo KCN 0.460 kg/ton							
Leyes jales Au 2.0 grs/ton Ag 101 grs/t							
Recuperación Au 74.2 % Ag 61.8 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		18	0.600		0.121	0.432	0.13
Consumo KCN 0.118 grs							
Consumo KCN 0.540 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 99 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 64.6 %							

FRASCO 5

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				0.13
		24	0.150	0.1	0.120	0.030	
		30			0.147	0.598	
			0.750			0.618	
Consumo KCN 0.132 grs							
Consumo KCN 0.660 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 92 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 67.2 %							

Molienda seca a -100 mallas

Agua fija 2:1 400 c.c.
KCN fijo 0.15 % 6 c.c.

FORMA C-6

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		12	0.600		0.125	0.500	0.13
Consumo KCN 0.100 grs							
Consumo KCN 0.500 kg/ton							
Leyes jales Au 1.5 grs/ton Ag 101 grs/t							
Recuperación Au 80.6 % Ag 63.9 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
		24	0.600		0.120	0.480	0.13
Consumo KCN 0.120 grs							
Consumo KCN 0.600 kg/ton							
Leyes jales Au 1.0 grs/ton Ag 98 grs/t							
Recuperación Au 87.1 % Ag 65.0 %							

FRASCO 6

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				0.13
		24	0.150		0.120	0.030	
		36			0.147	0.598	
			0.750			0.618	
Consumo KCN 0.132 grs							
Consumo KCN 0.660 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 90 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 67.1 %							

COMPROBACION DE CONSTANTES

Molienda seca a -65 y -100 mallas

Carga fija 200 grs
 Agua fija 2:1 400 c.c.

Tiempo 50 hrs. Cal fija 2.8 grs. 14.0 kg/ton.
 KCN fijo 0.15 % 6.0 c.c.

FORMA C-7

FRASCO 1

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.145	25	0.121	0.030	0.130
		30		400	0.147	0.589	0.100
			0.745			0.619	
			<u>- 65 mallas</u>				
Consumo KCN 0.126 grs							
Consumo KCN 0.630 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 96.0 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 65.7 %							

FRASCO 2

AGITACION			Adición KCN grs.	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.140	25	0.122	0.031	0.129
		30		400	0.146	0.583	0.106
			0.740			0.614	
			<u>- 65 mallas</u>				
Consumo KCN 0.126 grs							
Consumo KCN 0.630 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 96 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 65.7 %							

FRASCO 3

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.140	25	0.122	0.031	0.128
		30		400	0.145	0.582	0.107
			0.740			0.613	
			<u>- 100 mallas</u>				
Consumo KCN 0.126 grs							
Consumo KCN 0.630 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 96 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 65.7 %							

FRASCO 4

AGITACION			Adición KCN grs	Mst cc	Analis KCN %	Deduc. KCN gr	% CaO
fecha	hora	tiem.					
			0.600				
		24	0.140	25	0.123	0.031	0.128
		30		400	0.145	0.581	0.108
			0.740			0.612	
			<u>- 100 mallas</u>				
Consumo KCN 0.128 grs							
Consumo KCN 0.640 kg/ton							
Leyes jales Au 0.75 grs/ton Ag 96 grs/t							
Recuperación Au 90.3 % Ag 65.7 %							

CONSTANTES FINALES ACEPTADAS

Molienda - 65 mallas
 Dilución 2:1
 Agitación 30 horas

Alcali protector 0.106 % CaO 14.0 kg/ton.
 Concentración 0.15 % KCN

instalación industrial

Se entiende, que el tiempo necesario para practicar esta experimentación es largo, debido principalmente a que no debe determinarse más de una constante de tratamiento cada vez y por eso, es conveniente en algunos casos, correr una experimentación preliminar que da idea clara sobre la posibilidad de cianurar los minerales.

En las hojas de cálculo correspondiente a la forma para llevar el registro de la experimentación preliminar, se ejemplifica con 12 pruebas que se corren simultáneamente; en las 6 primeras se determinan la dilución de pulpa y la concentración de cianuro, para una molienda determinada y en las 6 últimas, las mismas constantes para otra molienda. Además en cada una de las pruebas se tiene conocimiento del tiempo de agitación, consumo de cianuro y recuperaciones.

Las constantes así determinadas no pueden tomarse como definitivas, pero si permiten concluir sobre la posibilidad de cianurar los minerales y sobre todo, justificar el estudio completo y definitivo del proceso.

La máquina de agitación de laboratorio, es impulsada por un moto reductor de 1/6 HP. Los rodillos sobre los que se mueven los frascos son de madera (o metálicos con recubrimiento de hule), de 5cm de diámetro y 1.10 m de longitud. Los rodillos están separados 12.5 cm de centro a centro y se mueven a una velocidad aproximada de 50 r.p.m.

100. ADICIÓN DE OTROS REACTIVOS

En algunos casos de minerales rebeldes y principalmente con minerales argentíferos, es conveniente correr algunas pruebas adicionando litargirio y nitrato o acetato de plomo, cuya función será la de purificar las soluciones y mejorar las recuperaciones. Estos reactivos deben molerse a menos 200 mallas.

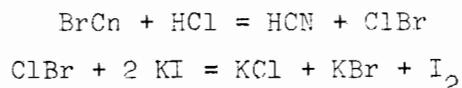
El plomo forma sulfuro con el azufre de la plata de manera que de acuerdo con la cantidad de azufre contenida en este metal, es posible calcular la cantidad de sal de plomo con que deben iniciarse las pruebas, ya que generalmente hay un punto crí-

tico en la adición de estas sales arriba y abajo del cual bajan las recuperaciones, sin embargo, sin hacer cálculo alguno pueden iniciarse las pruebas con 0.5 al gramo de litargirio para 400 a 1, 000 gramos de mineral.

En el tratamiento de algunos minerales rebeldes, como por ejemplo los minerales auríferos que contienen telururos, es conveniente el uso del bromocianuro, el que por ser inestable se prepara en el momento de usarse.

El bromocianuro se prepara adicionando una solución fuerte de cianuro al bromo (nunca al contrario) hasta que desaparezca el color café, los vapores son muy tóxicos y por eso debe tenerse mucho cuidado en su uso y preparación. Con el uso del bromocianuro, el álcali protector debe conservarse lo más bajo que sea posible porque éste lo descompone.

El bromocianuro (Br CN) se determina en las soluciones de trabajo, acidificando un exceso de yoduro de potasio (KI). Se titula el yodo liberado con una solución decinormal de tiosulfato de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$)



1 c.c. de solución 0.1 N de tiosulfato satura 0.00529 gramos, de BrCN.

El bromocianuro se adiciona a la solución de trabajo en la proporción de 1 de bromocianuro por 4 de cianuro de potasio, tomando la relación por peso.

110. CAMBIO DE SOLUCION

El cambio de solución disolvente, es decir, la solución de cianuro en algunos casos tiene influencia sobre las recuperaciones y consumos químicos y puede hacerse por decantación, que es el procedimiento preferible o por filtración, dependiendo la manera de hacerlo de la dilución de la pulpa durante la agitación y de la dilución con que queda después de dejarla reposar una hora.

Las recuperaciones y el consumo de cianuro decidirán si es conveniente cambiar o no, la solución disolvente.

12o. USO REPETIDO DE LA MISMA SOLUCION

En casos ordinarios no es de gran importancia esta prueba, pero sí lo es con minerales que contienen antimonio o arsénico. Para correr la prueba se preparan 6 frascos de 200 gramos cada uno en condiciones iguales, y con las constantes de cianuración determinadas en las pruebas anteriores. Se llevan a la máquina de agitación analizando por cianuro y cal y adicionando el cianuro necesario.

Al final del tratamiento se juntan las soluciones de los 6 frascos y los jales, después de lavados y secados, se ensayan por separado para determinar las recuperaciones en cada uno. Las soluciones juntas se precipitan con polvo de zinc, sea solo o adicionando nitrato o acetato de plomo. Teóricamente Clennell dice que son necesarias 0.332 partes de zinc para 1 de oro y 0.606 para 1 de plata.

En general para precipitar la solución es necesario que tenga bastante cianuro libre, y que esté bien clarificada. Para activar la precipitación puede usarse nitrato o acetato de plomo en cantidad igual al 10% del zinc usado o también bisulfito de sodio en cantidad de 54 g por tonelada de solución, El pH debe aproximarse mucho a 6.6.

A la solución precipitada y filtrada se adiciona el cianuro necesario para tener la misma concentración de la solución de trabajo, que cuando se inició la prueba en la primera serie de 6 frascos y es la solución que se usa en la segunda serie de frascos que se preparan en idénticas condiciones que los primeros y su número será probablemente de 5. Se llevan a la máquina de agitación siguiendo la misma secuela que en la primera serie. Se continúa usando la solución en la misma forma, 5 ó 6 veces, al cabo de las cuales la solución probablemente se habrá reducido a la necesaria para uno o dos frascos.

Si en la 6a. serie no ha disminuido notablemente la recuperación comparada con la primera, puede asegurarse que la actividad de la solución no se afecta con el uso repetido.

Deben usarse en esta prueba filtros de vacío de vidrio y las aguas de los lavados de cada serie, necesarios antes de ensayar los jales no deben agregarse a la solución primeramente filtrada que es la que se va a seguir usando, En todo

caso, puede agregarse a la solución, agua en cantidad semejante a la que retienen los jales y que es de un 25% del peso de ellos aproximadamente.

13o. ALTO CONSUMO DE CIANURO.

Si las pruebas revelan un excesivo consumo de cianuro aún con exceso de álcali protector, hay que investigar la causa, para lo cual se analiza la solución después del tratamiento por zinc, cobre, plata, sulfocianuro y ferrocianuro, con los que se puede apreciar el cianuro consumido teóricamente.

Si hay una cantidad grande de cianuro fuera del cálculo es la que constituye las pérdidas que pueden deberse a algún metal, oxidación del cianuro por aereación excesiva o a sustancias orgánicas en el mineral. Deberá estudiarse el tratamiento previo necesario para eliminar el o los cianicidas presentes.

14o. PERCOLACION.

Aunque en la actualidad la cianuración por percolación prácticamente no se usa, para el tratamiento de terreros, jales y algunos minerales favorables puede adquirir importancia, especialmente si se considera que este proceso es más económico que el de agitación tanto en su costo de primera inversión como en el de operación.

Para investigar la posibilidad de cianurar un mineral por percolación o por percolación y agitación combinadas (tratamientos separados de arenas y lamas), a partir de las cabezas originales o sea la muestra recibida, se muelen diferentes porciones a menos 10, 20, 35 y 48 mallas en seco y procurando no hacer muchos finos.

Cada una de las porciones molidas se pasa por 100 ó 150 mallas con el fin de separar arenas y lamas, haciéndose notar que el cribado debe hacerse en seco con el fin de evitar oxidación por el agua. Cada producto de arenas y lamas se pesa y ensaya, para determinar las cantidades relativas de gruesos y finos en cada molienda, así como para investigar la distribución de los valores en los mismos productos.

Las arenas de cada una de las moliendas se cianuran por percolación y las lamas por agitación, usando las constantes de tratamiento que se han determinado antes como más favorables.

Es necesario tener previamente información aproximada de los resultados que pueden esperarse en la percolación, los que se obtienen agitando las arenas en frascos de ácido en la forma ordinaria que se ha descrito, ya que en general, el tratamiento de arenas por agitación, da los mismos resultados que por percolación, solamente que en la mitad del tiempo de tratamiento.

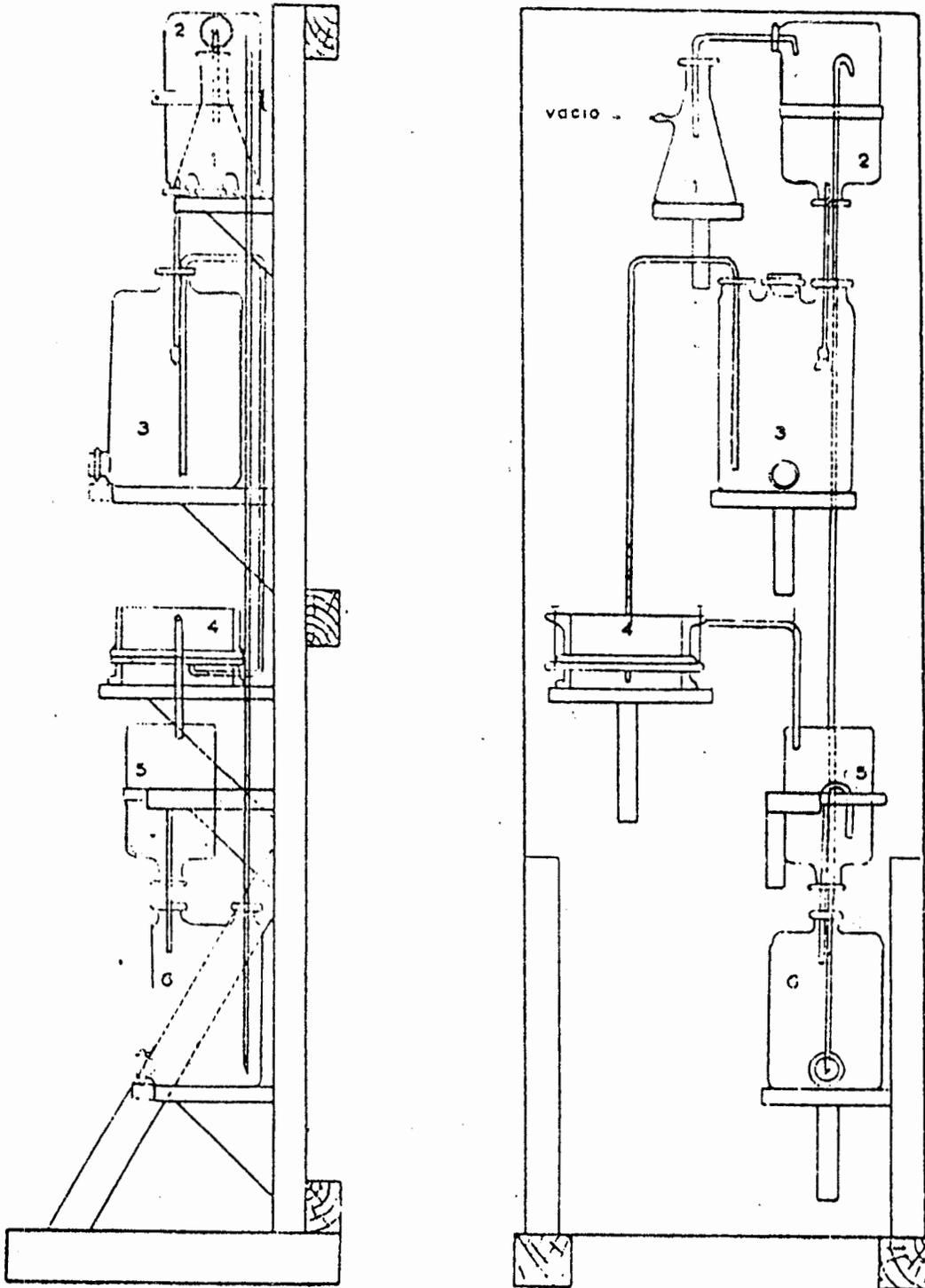
Con la información aproximada, se corren las pruebas en un percolador continuo, cuyo arreglo se muestra en las hojas C - 9 y C - 10 que se acompañan. Está compuesto de un matraz de vacío No. 1, que se conecta con una trompa o bomba de vacío por un lado y por el otro, con un frasco regulador de solución No. 2.

El frasco No. 2 descarga intermitentemente la solución disolvente sobre el frasco alimentador de solución al mineral No. 3 y recibe la solución circulante del frasco depósito de solución No. 6. La conexión entre los frascos 2 y 3 está provista en su extremo inferior de una válvula de hule muy blando, cuyo funcionamiento, como el de todo el aparato, está controlado por el vacío ejercido a través del matraz No. 1.

El frasco No. 3 descarga regular y constantemente la solución disolvente al percolador o depósito de mineral No. 4 por medio de un sifón, haciendo notar que la alimentación al percolador se hace por la parte inferior y a través de un medio poroso (lona) con el fin de distribuir la solución uniformemente en todo el mineral. La solución de trabajo, después de bañar al mineral, derrama al frasco regulador de solución No. 5, el que por un sifón también, descarga intermitentemente la solución al frasco No. 6, de donde la levanta el vacío al frasco No. 2, para cerrar el circuito.

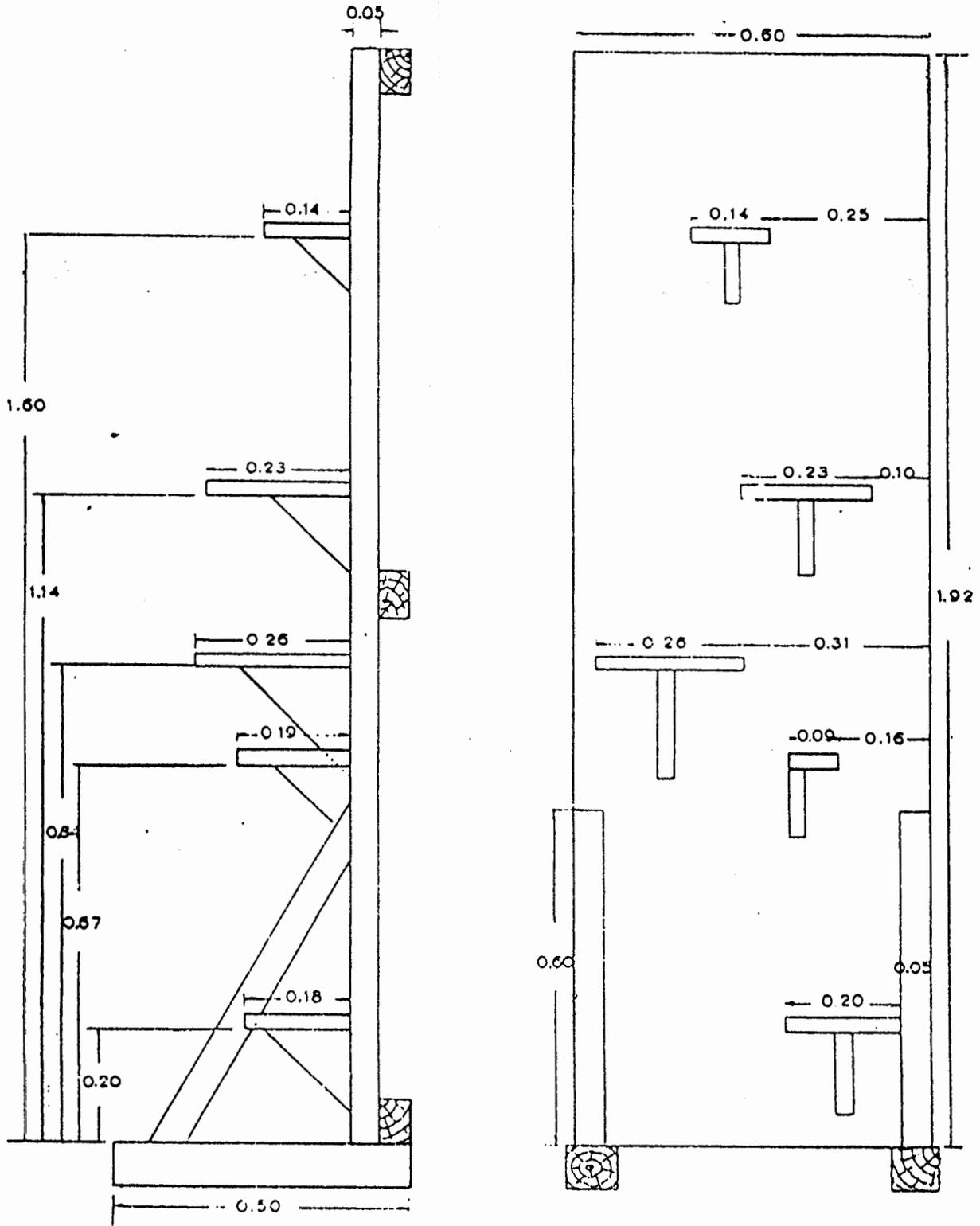
Las arenas que se van a percolar se pesan (aproximadamente 1 Kg y se mezclan con la cantidad de cal determinada como más conveniente y se cargan en el percolador en capas, prensando un poco cada una. En el frasco No. 3 se pone la solución disolvente con la concentración de cianuro y volumen apropiados y se provoca el sifón para que lentamente y en forma constante y regular, se pase la

**DISTRIBUCION DEL EQUIPO DE
 LIXIVIACION**



1. Matraz de vacío
2. Regulador de solución
3. Alimentador de solución al mineral
4. Depósito de mineral
5. Regulador para solución
6. Depósito de solución.

BANCO PARA EL EQUIPO DE
LIXIVIACION



Acotaciones en Metros
Escala 1:10

solución por el mineral contenido en el percolador.

El derrame de la solución pasa lentamente también, del percolador al frasco No. 5, en el cual, al llegar la solución a la parte superior del sifón, se vacía rápidamente al frasco No. 6. En este momento ya debe estar trabajando el vacío, que levanta la solución del frasco No. 6 al No. 2. Cuando la solución del frasco 6 se acaba, entra aire al tubo y al frasco 2 y se rompe el vacío, en cuyo momento también se abre la válvula de hule delgado y la solución descarga al frasco 3 para cerrar el circuito.

Después de pasar la solución por el mineral un tiempo igual al doble del determinado en los frascos, se lavan los jales, se secan y ensayan. La solución se analiza y se calcula el consumo de cianuro.

Estas pruebas también deben hacerse en un percolador de tubo de 15 a 20 cm , de diámetro y 2 m . de longitud, con 25 ó 50 Kg de carga, pues en estas condiciones el espesor de la carga será igual al que se tenga industrialmente.

150. PRECIPITACION DE SOLUCIONES.

Aunque la precipitación de soluciones ricas puede hacerse con sulfuro de sodio, aluminio, etc., en México se ha seguido como práctica general el uso de zinc, bien sea en greña (rebaba) o en polvo (sistema Crowe al vacío) y de estos dos procesos, el primero ha perdido su aplicación, para usarse aún en operaciones en pequeña escala el zinc en polvo, también llamado "Polvo azul", el que se obtiene por su sublimación del zinc metálico.

Sin embargo, a pesar de las precauciones que se tomen en la sublimación, no todos los polvos de zinc tienen la misma eficiencia y no hay criterio definido para estimar el valor de un polvo de zinc como precipitante, ni tampoco para determinar normas fijas en relación con esa aplicación. Esta eficiencia depende en gran parte de su finura, de la presencia de óxido de zinc, de impurezas, etc., y pueden fijarse como normas las siguientes:

Finura: 100% menos 325 mallas
Zn metálico: más del 90%

Oxido de zinc: menos de 8%
 Plomo: menos de 3%
 Color: gris ceniza.

El polvo debe estar bien seco y no formar grumos duros que no se disgreguen cuando se tamiza.

La presencia de un poco de óxido de zinc parece no tener influencia, si no es para disminuir la cantidad de metal activo, el plomo en pequeña cantidad parece ser favorable y el cadmio no es perjudicial. No debe exponerse al aire porque se oxida rápidamente y pierde eficiencia.

Consecuentemente, es necesario recurrir a estudios comparativos en los que se hace uso de un polvo patrón, al que se le asigna convencionalmente una eficiencia precipitante de 100% y se compara con ella la del polvo que se estudia. Los polvos patrones se obtienen en el comercio bajo diferentes nombres como "Merrillita" "Merco Control", "Hot Springs", etc.

Las pruebas se basan en que la eficiencia de precipitación de diferentes polvos de zinc, es proporcional a la cantidad de plata precipitada por el mismo peso de cada polvo y para la misma solución bajo las mismas condiciones de tiempo y manipulación. Deben usarse soluciones sintéticas o soluciones ricas de la planta, que no hayan sido precipitadas antes, ya que cuando las soluciones han sido previamente precipitadas al vacío, los resultados son discordantes, sobre todo cuando la eficiencia de los polvos no difiere en más de 10%. Si se trabaja con solución sintética, se prepara por triplicado lo más exacto posible, una solución en agua destilada como sigue:

0.184 gramos AgNO_3	}	Disolver en 100 c.c.	}	Juntar las tres soluciones y completar hasta un litro.
0.142 gramos KCN				
0.214 gramos CuCl_2	}	Disolver en 100 c.c.		
0.325 gramos KCN				
5.000 gramos CaO	}	Disolver en 100 c.c.		
4.000 gramos KCN				

Esta solución deberá ensayar aproximadamente 112 g. de plata por tonelada y titular aproximadamente también 0.45% KCN libre y 0.50% KCN total.

Se toman 3 probetas graduadas de 1,000 c.c. con tapón esmerilado, procurando que la graduación principie a igual distancia del fondo o de la boca y con una punta fina, se raya una marca horizontal lo más cerca de la boca, pero dejando espacio suficiente para que al llenarse la probeta hasta la marca, quede una burbuja de aire suficientemente grande para servir como agitador, cuando la probeta se invierta y vuelva a enderezarse lentamente.

Mientras se verifica la precipitación, el contacto del aire con la solución es perjudicial, sin embargo, la burbuja de aire que se deja en probeta sirve también para conseguir una buena mezcla del polvo de zinc con la solución, siendo ésta la razón para marcar las probetas, pues en estas condiciones la cantidad de aire que quede en ellas será aproximadamente la misma.

Al correr la prueba en estas probetas, la cantidad de plata precipitada por el polvo desconocido, se compara con la precipitada por el mismo peso del polvo patrón "Merco Control" especialmente preparado y envasado por la Merrill Co., u otro, o bien, cuando este estudio se hace con frecuencia, se puede tomar como patrón cualquier polvo que haya sido debidamente probado y comparado. Los polvos patrones no pueden conservarse mucho tiempo porque se oxidan.

Cualquiera que sea la cantidad de plata precipitada por el polvo patrón, se considera siempre como 100%, por lo que la cantidad precipitada por el polvo desconocido, dividida entre la precipitada por el polvo patrón y multiplicando el cociente por 100, dará la eficiencia del polvo desconocido, en comparación con la del patrón bajo las mismas condiciones.

Para correr la prueba, se llenan las tres probetas con la solución preparada hasta la marca que se ha hecho, si hay un sólo operador se manejarán las probetas una por una o las tres simultáneamente si son tres operadores. Se adicionan

120 miligramos de polvo de zinc (polvo patrón a una y polvo desconocido a las otras dos), se tapa rápidamente la probeta y se agita con violencia unos dos segundos para lograr mezclar íntimamente el polvo que queda flotando sobre la solución e inmediatamente se invierte la probeta y se agita nuevamente con violencia.

Se continúa agitando ligeramente durante 3 minutos, invirtiendo lentamente la probeta en ambas direcciones y procurando que el aire dentro de ella forme una sola burbuja, ya que con esto se conseguirá una mezcla íntima del polvo con la solución. Al finalizar los tres minutos, se filtra la solución sobre un embudo de Buchner durante un minuto, utilizando doble papel filtro y un poco de vacío.

Debe tenerse la precaución de no permitir que se seque el filtro y al finalizar el minuto, se retira el embudo, conservando siempre el papel filtro bien cubierto con la solución.

La solución filtrada y recibida en un matraz, se mezcla y se ensaya por el método Chiddey a fin de obtener por diferencia, la cantidad de plata precipitada.

El método de Alfred Chiddey para el ensaye de soluciones de cianuro es el siguiente:

La solución filtrada durante un minuto, después de medida, se calienta en un vaso y se le agregan de 10 a 20 c.c. de una solución de acetato de plomo al 50% que contenga 40 c.c. de ácido acético por litro y de 0.5 a 2.0 g de polvo o granalla de zinc.

Inmediatamente principia la precipitación del oro, plata y plomo y se continúa el calentamiento, sin hervir, durante 20 ó 25 minutos para conseguir la precipitación total. El plomo formará una masa esponjosa que sube a la superficie y si hay ebullición, fácilmente se rompe la esponja.

El exceso de zinc se disuelve añadiendo unos 20 c.c. de ácido clorhídrico de 1.12 de peso específico ó 23,8% HCl y se continúa el calentamiento hasta que cese la efervescencia. Es posible que haya necesidad de agitar suavemente para que el zinc se disuelva totalmente.

En seguida se decanta la solución y la esponja se lava con agua 2 ó 3 veces, después se comprime con la mano para expulsar el agua, se envuelve en papel filtro y en lámina de plomo y si es necesario se adiciona plata. Se seca bien y se copela.

Cuando la esponja empieza a romperse en el vaso, se disuelve el zinc rápidamente y se decanta la solución antes de que el zinc desaparezca totalmente.

Cuando la operación se hace con cuidado, los resultados deben concordar dentro de una variación máxima de 3%. Debe procurarse que la solución precipitada con el polvo patrón aún conserve unos 20 mg o más de plata, es decir que la precipitación no sea total.

Las muestras de polvos deberán pasarse varias veces por una malla gruesa (No.28) para homogeneizarlas perfectamente.

16o. ASENTAMIENTO

La separación de las soluciones con valores y el lavado de los sólidos estériles o jales, puede hacerse por decantaciones sucesivas en tanques espesadores (lavado en contracorriente) o por filtración y como el primer sistema es mucho más económico que el segundo debe ser el que preferentemente se use siempre que sea posible, es decir, cuando sea factible conseguir la separación total de líquidos y sólidos por asentamiento de éstos en las pulpas a tratar.

Como la capacidad de un espesador es función primordial del área del fondo y ésta a su vez depende fundamentalmente de la velocidad de asentamiento de las partículas sólidas, así como de las diluciones en la alimentación y en la descarga, es necesario practicar en el laboratorio las pruebas de asentamiento que proporcionen los datos necesarios para el cálculo del mismo.

En los espesadores, las pulpas pasan por dos fases principales "asentamiento libre" y "compresión", cuyas zonas en el tanque se separan por otra intermedia de transición. La primera se caracteriza porque las partículas sólidas o grupos de ellas, se asientan sin obstáculo alguno en la pulpa en que están suspendidos, con velocidad constante hasta el punto en que principia la compresión, en la

cual el asentamiento es impedido y en donde el agua o solución, se separa de los sólidos formando canales.

Se comprende que las velocidades de asentamiento dependen también de la dispersión de las partículas sólidas en la pulpa, o sea de las diluciones en la alimentación y en la descarga del espesador.

Por lo anterior, el área unitaria de asentamiento se determina con la siguiente fórmula:

$$A = \frac{1.333 (D - D_1)}{R}$$

En donde:

A = Área necesaria de asentamiento en pies cuadrados por tonelada y por 24 horas.

D = Dilución de la alimentación, agua o solución a sólidos.

D_1 = Dilución de la descarga.

R = Velocidad de asentamiento de los sólidos en la pulpa, en pies por hora.

El peso en la fórmula se refiere a toneladas cortas (2,000 libras), de manera que aceptando el peso del agua como 62.5 libras por pie cúbico y como se va a calcular para un tiempo de 24 horas, el factor numérico es:

$$\frac{2,000}{62.5 \times 24} = 1.333$$

Para correr las pruebas se preparan pulpas con diferentes diluciones y en las mismas condiciones en que se van a manejar industrialmente, es decir, con las cantidades de sólidos y reactivos que se emplearán en el tratamiento, a fin de estudiar el comportamiento de la pulpa a diferentes diluciones en la alimentación y en la descarga.

Las pulpas preparadas se ponen en probetas graduadas de 1,000 c.c. a las que

previamente se les ha determinado los c.c. que corresponden a un pie lineal de la graduación y también se ha calculado el número de milímetros lineales correspondientes a un c.c. Además, se ha determinado el peso específico del mineral.

Cuando la probeta está llena hasta la marca de un litro, se agita para homogenizar la pulpa perfectamente y se coloca sobre una mesa en el instante mismo en que se dispara un cronómetro. Cada dos minutos, hasta 10, se toma la lectura en c.c. que marca la línea de separación entre la pulpa que se está asentando y la solución más o menos clara que queda sobre ella, haciendo las anotaciones de las lecturas en un machote como los que se anexan (C-11).

Se decantan 150 c.c. de solución clara, se agita la probeta y en la misma forma que antes, se toma otra serie de lecturas durante 10 minutos, haciendo las anotaciones correspondientes.

Se decantan 150 c.c. de solución clara, se agita la probeta y se toma una tercera serie de lecturas.

En seguida se filtra la pulpa, se secan los sólidos y se pesan para calcular tanto la dilución inicial, como las correspondientes a las diferentes etapas de la prueba y con estos datos se determinan finalmente, los valores de las columnas del machote, en que se incluyen: dilución, velocidad, área del fondo del es pesador general y área del fondo de los espesadores de contracorriente, que son iguales.

Algunas veces la velocidad de asentamiento de las pulpas es muy pequeña y hay necesidad de usar algún floculante como se indica en uno de los machotes anexos en que se usó S-3171.

Estas pruebas practicadas con 1,000 c.c. de pulpa, se hacen también preparando 1,500 c.c. de pulpa con la dilución y reactivos con que llegará al es pesador general, se deja asentar y se decantan 500 c.c. de solución clara. Con los restantes 1,000 c.c. de pulpa, se corren las mismas pruebas a que se refieren los machotes anexos (C-11) y que son las mismas corridas con los primeros 1,000 c.c.

PRUEBAS DE ASENTAMIENTO

FORMA C - 11

Dilución	3:1	
Carga	296	grs
Pulpa	1000	c.c.

VOLUMEN 1000				C.C.			
Tiempo	Lectura	Diferencia	Milímetros	Dilución	Velocidad	Area E.G.	Area C. Cor.
0	1000.0						
2	740.0						
4	500.0						
6	370.0						
8	330.0						
10	320.0	680	4080 cc/hr 1359 mm/hr	3:1 0.10:1	4.46	0.69	

DECANTADO 150

C.C.

0	850.0						
2	670.0						
4	510.0						
6	400.0						
8	340.0						
10	330.0	520	3120 cc/hr 1038 mm/hr	2.5:1 0.74:1	3.41	0.69	

DECANTADO 150

C.C.

0	700.0						
2	585.0						
4	485.0						
6	400.0						
8	340.0						
10	330.0	370	3220 cc/hr 740 mm/hr	2.00:1 0.74:1	2.43	0.69	

δ mineral	2.65	
v mineral	111.7	c.c.
l pie de probeta	916	c.c.
l cent. cubico =	0.33311	mm.
R = Vel de asentamiento en		pies/hr

KCN 0.15%
CaO 14.0 kg/ton

$$A = \frac{1.333 (D-D_1)}{R}$$

Se filtran los sólidos, se secan y se pesan para hacer los mismos cálculos que antes, o sea determinar las velocidades de asentamiento a diferentes diluciones y las áreas de asentamiento correspondientes.

En una tercera serie de pruebas se preparan 2,000 c.c. de pulpa como antes, se dejan asentar y se decantan 1,000 c.c. de solución clara. Con los 1,000 c.c. de pulpa asentada se corren las mismas pruebas que en las dos series anteriores y como antes, se filtran, secan y pesan los sólidos para calcular diluciones, velocidades y áreas de asentamiento.

Un dato de gran importancia cuando se opera lavado en contracorriente, es el espesamiento máximo o la dilución mínima que puede lograrse con el mineral que se estudia, para cuya determinación, se practica la que se llama "Prueba de Compresión".

Se preparan 1,000 c.c. de pulpa con dilución de 3 a 1 y con los reactivos necesarios y como en las pruebas anteriores se ponen en una bureta de 1,000 c.c. Se agita y se pone en reposo, anotando la hora y se hacen lecturas cada 15 minutos hasta una hora, cada 30 minutos hasta dos horas, cada 120 minutos hasta 12 horas y después cada 4 horas hasta que dos lecturas consecutivas sean iguales y que será la mínima que se pueda alcanzar en el espesamiento del mineral que se estudia. Debe tenerse la precaución de sacar con una pipeta, después de cada lectura, toda la solución clara que sea posible y agitar la pulpa ligeramente con una varilla de vidrio cada 4 ó 5 horas.

Al final, se filtran, secan y pesan los sólidos para calcular el espesamiento máximo que se puede alcanzar.

Convencionalmente, los fabricantes de tanques espesadores han dividido el tiempo de compresión o espesamiento máximo en dos períodos, hasta 19 horas o sea cuando la lectura mínima en la prueba de compresión se obtiene de 19 horas, en cuyo caso la altura con que fabrican ordinariamente los tanques es suficiente y después de 19 horas, en cuyo caso es necesario calcular la profundidad útil del espesador, que se hace usando la siguiente fórmula:

$$V = \frac{4 T (G - D)}{3 G (S - D)}$$

En donde:

V = Volumen en pies cúbicos por tonelada y por 24 horas.

T = Período de retención en horas o sea cuando se alcanza la compresión máxima o la dilución deseada en la descarga.

G = Peso específico de los sólidos.

D = Densidad de la solución. Para este proceso se considera un valor de 1.

S = Densidad media de la pulpa durante el período de compresión.

Calculados el volumen y área de asentamiento, se calcula la profundidad útil del espesador por:

$$H = \frac{V}{A}$$

En donde:

H = Profundidad útil en pies.

V = Volumen necesario en pies cúbicos por tonelada y por 24 horas.

A = Area necesaria de asentamiento en pies cuadrados por tonelada y por 24 horas.

Otro cálculo de máxima importancia en el lavado en contracorriente, es el número de espesadores necesarios para el tratamiento, el que se ilustra a continuación. Supóngase que se ha estudiado el tratamiento de un mineral cuarzoso aurífero y que se ha llegado a las constantes siguientes:

Mineral: Matriz de cuarzo.

Oro: 20 grms/ton

Molienda: - 100 mallas

Alcali Protector: 0.060% CaO.

Dilución: 2 a 1

Concentración: 0.15% KCN.

Agitación: 30 horas.

Recuperación total: 94%.

Recuperación en la Molienda: 50%

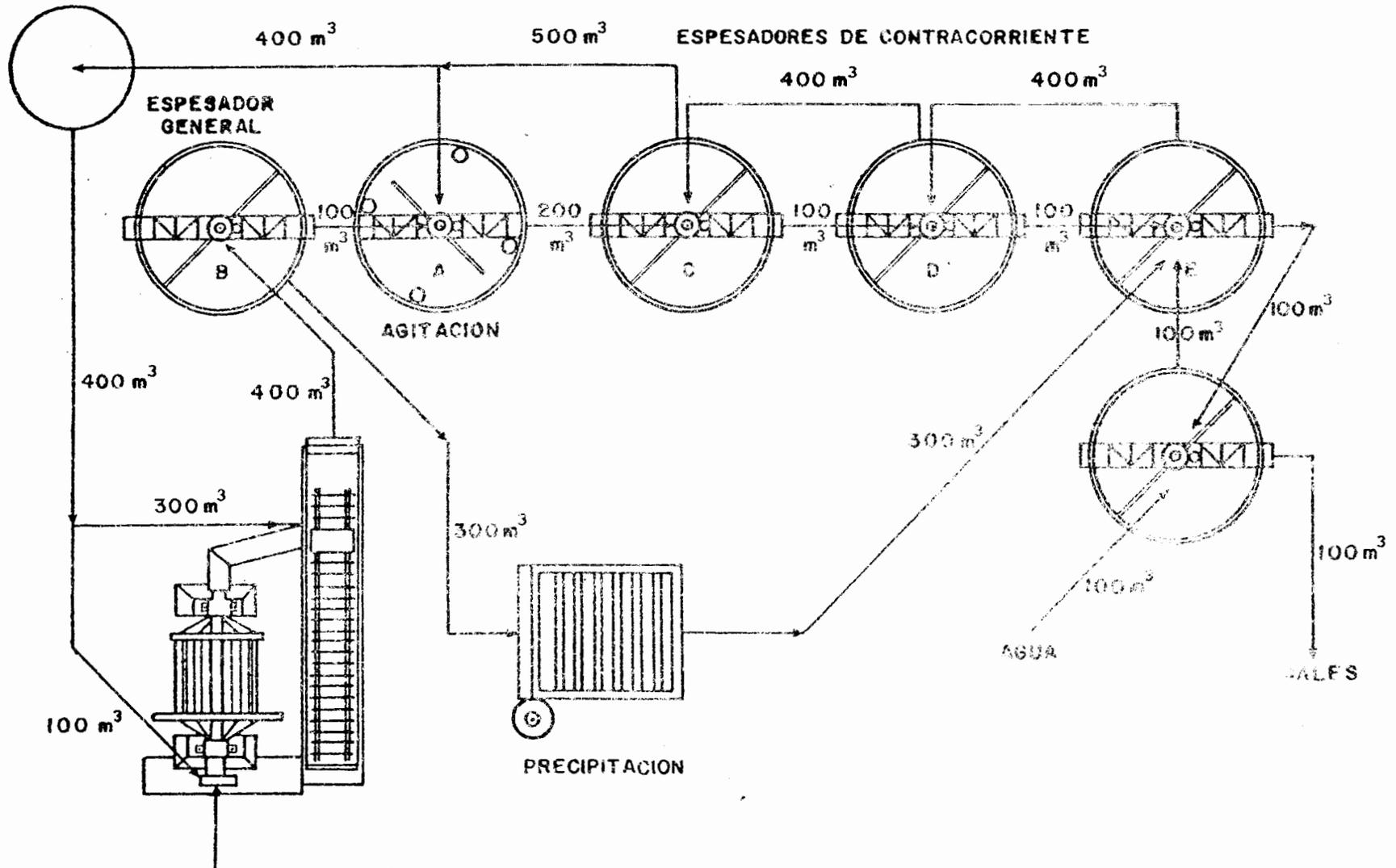
Recuperación en Agitadores: 50%

Colas de precipitación: Oro 0.01 g/t

Capacidad de tratamiento: 100 t

El esquema de tratamiento sería el siguiente:

SOLUCION DE MOLINO



ESQUEMA DE LAVADO EN CONTRACORRIENTE

En donde:

B - Gramos de oro por metro cúbico de solución del espesador general.

C - Gramos de oro por m³. de solución del primer espesador de contracorriente.

D - Segundo espesador de contracorriente.

E - Tercer espesador de contracorriente.

F - Cuarto espesador de contracorriente.

El cálculo del número de espesadores para el lavado en contracorriente, se basa en el de las leyes de las soluciones contenidas en cada uno de ellos (B, C, D,E, F) y en la estimación del corto de operación del último espesador, en comparación con los valores contenidos en la solución que se envía a la presa de jales. Para esto se establece un sistema de ecuaciones formadas con los contenidos de valores que entran y salen de cada espesador y en función del esquema de tratamiento, como se indica a continuación.

Para el espesador general "B" :

$$400 C + (100 \times 20 \times 0.94 \times 0.50) = 100 B + 300 B.$$

Para el primer espesador de contracorriente "C":

$$100B + 100C + 400D + (100 \times 20 \times 0.94 \times 0.50) = 500C + 100C$$

Para el segundo espesador de contracorriente "D":

$$100 C + 400 E = 400 D + 100 D$$

Para el tercer espesador de contracorriente "E" :

$$100 D + 100 F + (300 \times 0.01) = 400 E + 100 E$$

Para el cuarto espesador de contracorriente "F":

$$100 E + (100 \times 0) = 100 F + 100 F$$

Estas ecuaciones reducidas serán:

$$400 C + 940 = 400 B \dots\dots\dots(1)$$

$$100 B + 100 C + 400 D + 940 = 600 C \dots\dots\dots(2)$$

$$100 C + 100 E = 500 D \dots\dots\dots(3)$$

$$100 D + 100 F + 3 = 500 E \dots\dots\dots(4)$$

$$100 E = 200 F \dots\dots\dots(5)$$

La resolución de este sistema de ecuaciones permite llegar a los resultados siguientes:

$F = 0.1092 \text{ gr/m}^3$ de oro en la solución del cuarto espesador

$E = 0.2184 \text{ gr/m}^3$ de oro en la solución del tercer espesador

$D = 0.9528 \text{ gr/m}^3$ de oro en la solución del segundo espesador

$C = 3.8904 \text{ gr/m}^3$ de oro en la solución del primer espesador.

$B = 6.2408 \text{ gr/m}^3$ de oro en la solución del espesador general.

Del espesador F se envían a la Presa de Jales 100m^3 de solución con ley de 0.109 g de oro por m^3 o sea en total $100 \times 0.1092 = 10.92 \text{ g}$ de oro que se pierden diariamente, a los que hay que agregar también el cianuro que lleva la misma solución. Si el costo total de operación de un quinto espesador de contracorriente, es mayor que el valor del oro y cianuro que se pierden, el sistema de lavado correcto, será el calculado con cuatro espesadores.

170. FILTRACION

Cuando la velocidad de asentamiento de los sólidos es muy pequeña, a pesar del uso de floculantes, no es posible emplear el lavado en contracorriente y debe hacerse la separación de la solución rica de los sólidos estériles por filtración, en cuyo caso se corren en el laboratorio las pruebas correspondientes.

Para estas pruebas se usa un aparato compuesto de un marco con anillo de presión para colocar el medio filtrante bien restirado y de manera que la superficie del medio sea fija y bien determinada (un decímetro cuadrado por ejemplo). El marco se conecta a través de un matraz de Erlenmeyer de 2 a 3 litros de capacidad, con una bomba de vacío, instalando también un manómetro de vacío, se agita la pulpa

y se sumerge el marco, manteniendo vacío y agitación mientras se está formando la torta sobre el medio filtrante.

El ciclo de operación para el desarrollo de estas pruebas se divide en tres pe ríodos:

- 1o. Período de succión o de formación de la torta. En este período se mantiene el medio filtrante sumergido en la pulpa que se está agitando constantemente. Debe registrarse cuidadosamente el tiempo en segundos, el vacío aplicado y el volumen de la solución filtrada.
- 2o. Período de lavado de la torta. Al terminar el primer período y sin desconectar el vacío, se saca el marco de la pulpa y se mete en otro recipiente igual al usado para colocar la pulpa, pero que contenga agua o solución de lavado, registrando también cuidadosamente el tiempo, el vacío y el volumen de la solución de lavado filtrada.
- 3o. Período de secado. El marco filtrante que lleva la torta formada, se saca de la solución de lavado y se continúa la succión en el aire para secar la torta, registrando tiempo y vacío.

Después del período de secado, se desconecta el marco filtrante del matraz y se sopla para desprender la torta raspando ligeramente la tela. La torta se pesa húmeda, se seca y se vuelve a pesar para calcular el contenido de humedad.

El tiempo del ciclo de operación varía principalmente con la velocidad de filtración y por tal motivo deben escogerse varios ciclos que pueden variar de 30 segundos a 3 minutos o más y este tiempo se divide preferible en tres partes iguales para cada uno de los períodos. Además, las pruebas deben correrse por cuadruplicado o quintuplicado porque cuando la tela es nueva, los resultados no son muy correctos.

En la hoja C-12 que se acompaña, se muestra un machote para registrar los datos que deben ocuparse en las pruebas y de las constantes que deben calcularse para la elección del equipo de filtración.

182 PRUEBAS ADICIONALES A LA EXPERIMENTACION POR CIANURACION

Algunos minerales por su naturaleza, presentan dificultades para su tratamiento por cianuración directa y es necesario combinar éste con otro tratamiento que elimine esas dificultades. Los casos más frecuentes obligan a correr pruebas previas a las de cianuración por los siguientes procesos.

1o. AMALGAMACION.

Cuando el mineral presenta partículas gruesas de oro y plata nativos, que no se disuelven en tiempos económicos y que se pueden perder en los jales, se practican pruebas de amalgamación para tratar de recuperarlas y combinar este proceso con el de cianuración.

Para esto, se preparan porciones de 500 gramos cada una, molidas en seco a las diferentes finuras que se juzguen convenientes, por ejemplo menos 35, menos 48, menos 65, y menos 100 mallas y con cada porción se corren las pruebas como sigue:

A. Cada una de las porciones de 500 gramos se coloca en un frasco de ácido, adicionando agua para tener dilución de 1 a 1 (500 c.c.). Se agregan 5 g de sosa cáustica o la que sea necesaria para mantener la solución fuertemente alcalina durante el tratamiento y 50 a 60 g de mercurio metálico.

El frasco bien tapado, se agita violentamente durante 30 minutos o en los rodillos de cianuración por espacio de 2 horas: después de ese tiempo, se saca la pulpa y se hace con todo cuidado una tentadura. La parte pesada o concentrado de la tentadura queda constituida por la amalgama de oro y plata con mercurio metálico y la parte ligera, forma las colas de amalgamación que se llevan al ensaye.

El mercurio se disuelve en ácido nítrico y el oro que queda se lava, seca y copela con plata para hacer el apartado posteriormente cuando el mineral no tiene plata. Si hay plata en el mineral, la amalgama se ensava simplemente o se volatiliza el mercurio y en el residuo se determina oro y plata.

La agitación subdivide la mayor parte del mercurio en partículas muy pequeñas

formando lo que se llama "harina de mercurio", que se aprecian en el concentrado de la tentadura y las cuales se juntan con la adición de un poco de amalgama de sodio metálico (como del tamaño de la cabeza de un alfiler) en la superficie del mercurio, teniendo cuidado de que éste se encuentre perfectamente seco y continuando la operación hasta que la amalgama se adhiera a un clavo limpio. Si el sodio no reacciona rápidamente con el mercurio, se humedece el extremo de un agitador de vidrio con agua y con él se toca el sodio colocado sobre la superficie del mercurio. Generalmente es suficiente de 1 a 4 partes de sodio por 2,000 partes del mercurio, debiendo hacerse la operación con mucho cuidado.

Estas pruebas pueden correrse en un pan amalgamador o en un mortero de fierro, principalmente cuando el mineral tiene mucha plata y se puede agregar a la pulpa sulfato de cobre y sal para tratar de obtener mejores resultados. Estas pruebas deben correrse también sin alcalinizar la pulpa.

B. La porción de 500 gramos molidos a la finura necesaria, se pasa varias veces por placas de cobre amalgamado, llevando como en el caso anterior las colas al ensaye. Para la prueba, las placas se colocan con inclinaciones variables entre 1 1/4 de pulgada a 4 pulgadas por pie, según la naturaleza del mineral que se va a pasar. Las recuperaciones en ambos casos se obtienen por diferencia de ensayes.

Las placas antes de usarse se limpian con solución débil de cianuro de sodio, con el objeto de quitar la película oxidada y hacer que el mercurio quede brillante, enseguida se les añade mercurio metálico que se extiende sobre las placas perfectamente y después de esto, se pasa por las placas bastante agua, hasta hacer desaparecer toda huella de cianuro.

Como la finalidad que se persigue con estas pruebas, es investigar la conveniencia de amalgamar antes de cianurar o cianurar directamente, es necesario experimentar la cianuración, tanto directamente como amalgamando antes.

2o. CONCENTRACION EN TELAS CORDUROY

Cuando el mineral presenta oro o plata nativos en partículas gruesas también se

puede concentrar en panas o telas corduroy, en combinación con la cianuración,

Para esto, se prepara la pulpa moliendo el mineral a la finura conveniente y adicionando agua para tener dilución de 4 ó 5 a 1. Esta pulpa se pasa por la mesa de pana inclinada 1 1/2 a 2 pulgadas por pie. Como la longitud de las mesas industriales es de 12 pies, en el laboratorio se pasa la pulpa preparada 2 ó 3 veces por la mesa de menor longitud.

Al terminar, se lava la tela para recoger el concentrado y tanto éste, como las colas se ensayan.

3o. CONCENTRACION GRAVIMETRICA

La misma naturaleza del mineral que se ha considerado antes, permite también combinar la cianuración con la concentración gravimétrica, para lo cual se muelen las porciones de mineral a las finuras convenientes y se corren pruebas en pulsadora, si la molienda es de menos 28 mallas o más gruesas, o en esa concentradora, si la molienda es más fina.

4o. TOSTACION

Algunos minerales son eminentemente sulfurosos o contienen impurezas altamente perjudiciales a la cianuración, como el arsénico, de manera que aprovechando la fácil volatilización de esos elementos, se someten a una tostación oxidante o clorurante, antes de cianurar.

Para esto, se trituran o muelen en seco las porciones de mineral que se van a cianurar y se tuestan en charolas de barro en el horno de ensaye, a diferentes temperaturas y tiempos para determinar las condiciones más convenientes para la operación y los productos tostados se analizan y cianuran como se ha indicado.

Algunos minerales arsenicales necesitan un segundo paso de tostación, que debe hacerse mezclando al residuo de la primera tostación un poco de carbón para tener condiciones reductoras en la operación.

5o. LAVADO

Cuando el mineral contiene compuestos solubles, como los sulfatos de fierro o cobre, que provocan muy altos consumos de cianuro, es necesario eliminarlos antes de cianurar.

El lavado se hace triturando o moliendo las muestras en seco y lixiviándolas con agua, determinando la dilución y el tiempo más apropiados para la operación. El mineral lavado se cianura en la forma ordinaria.

En ocasiones, los compuestos solubles pueden pasar a insolubles por oxidación, en cuyo caso la pulpa formada con el mineral crudo puede aerearse fuertemente antes de cianurar.

6o. FLOTACION.

Los minerales pueden presentar sulfuros que además de ser perjudiciales en la cianuración, representan valores recuperables como los de cobre por ejemplo, en cuyo caso es conveniente flotar esas especies mineralógicas antes de cianurar, obteniendo de esos minerales concentrados con valor comercial y precipitados de cianuración.

Las pruebas adicionales a la experimentación por cianuración, aplicables principalmente a minerales rebeldes, tienen por objeto combinar diferentes sistemas de tratamiento con el fin de hacer económico el beneficio de los minerales, ya que puede concentrarse y cianurarse los concentrados, concentrarse y cianurarse las colas, etc., haciendo diferentes combinaciones que permitan resolver el problema metalúrgico de cada mineral.

B I B L I O G R A F I A

CONTRERAS, Castro David. Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. Boletín No. 8. Comisión de Fomento Minero. México, D.F. 1960.

IV.1. DEFINICION

La separación magnética de minerales utiliza la fuerza de un campo magnético, en combinación con alguna otra fuerza, para producir movimientos diferenciales de las partículas de mineral a través del campo. Fundamentalmente, la diferencia en permeabilidad magnética de los minerales, constituye la base para la separación, pero prácticamente la separación está influenciada por la gravedad específica, el tamaño de la partícula, pureza de los minerales y por atributos mecánicos y eléctricos del separador.

IV.2. GENERALIDADES

Todos los minerales tienen un cierto grado de atracción por los magnetos y son clasificados como fuertemente magnéticos, débilmente magnéticos y no magnéticos. Obviamente que, la separación tendrá mayor éxito en minerales fuertemente magnéticos que tenderán a adherirse fácilmente al magneto, por acción de su campo; por ejemplo la magnetita, franklinita, ilmenita, etc.

Frecuentemente en la separación de minerales magnéticos, hay fuerzas no magnéticas que actúan en favor o en contra de la fuerza magnética; éstas se pueden identificar como fuerzas de: gravedad, fricción, electrostática, centrifuga, inercia, etc.

Los diversos tipos de separadores están clasificados dependiendo de la forma en que la superficie colectora atrae las partículas magnéticas, y así tenemos dos grandes grupos: a) del tipo retenedor o de magneto permanente

y b) del tipo recogedor. En el primer grupo el material de alimentación es depositado sobre la superficie colectora y en el segundo la superficie colectora debe atraer las partículas desde un flujo en movimiento. En algunos separadores, el banco de magnetos permanece fijo y la superficie colectora se encuentra en movimiento, y en el otro tipo de separadores, el banco de magnetos se encuentra en movimiento y la superficie colectora puede encontrarse fija o también en movimiento, en sentido contrario a los magnetos.

Los separadores magnéticos en medios acuosos o húmedos, en general no poseen una atracción tan fuerte como los que se encuentran en medios secos. Los primeros, especialmente cuando las partículas tienen que ser sacadas del agua, requieren de una fuerza adicional para vencer el efecto de tensión superficial del agua.

Los materiales finos son más fácilmente separados en medios húmedos, obteniéndose productos mucho más limpios que en medios en seco, esto es debido a que el agua dispersa las partículas, tanto que, una partícula magnética recubierta por una capa de ganga no es atraída, y también porque el agua lava el polvo de ganga que se encuentra pegado en la partícula magnética, cuando se encuentra seca.

IV 3 ANTECEDENTES HISTORICOS

En tiempos antiguos los griegos descubrieron que cierta clase de roca, que encontraron originalmente cerca de la ciudad de Magnesia en Asia Menor, tenía la propiedad de atraer y recoger trozos de fierro. La roca que descubrieron era en realidad un tipo de mineral de fierro llamado "magnetita",

cuya propiedad de atracción se denominó "magnetismo". Las rocas que contienen mineral con este poder de atracción, se denominaron magnetos naturales o imanes naturales.

Los magnetos naturales tuvieron poco uso hasta que se descubrió que un magneto montado de forma tal que pudiera girar libremente, siempre rotaba sobre sí mismo hasta que uno de sus extremos apuntaba hacia el polo Norte de la Tierra. De esta manera, los trozos de magnetita suspendidos de un cordel los llamaron "piedras guías", y los chinos las emplearon como brújulas rudimentarias para viajar por el desierto hace más de 2000 años. También en los primitivos viajes de exploración marina se utilizaron estas "piedras guías".

Siendo el propio globo terráqueo un gran magneto natural, la acción de las agujas de la brújula de volverse hacia el Norte geográfico, se debe a la fuerza de atracción magnética ejercida por el Polo Norte de la Tierra.

Con el empleo de los magnetos naturales, se descubrió que un trozo de fierro adquiriría una cierta fuerza magnética al contacto con un magneto natural, transformándose éste, en un magneto artificial. Los magnetos artificiales también pueden formar un campo de atracción, mediante el empleo de fuerzas eléctricas; y para magnetos más potentes, se pueden usar otros metales además del hierro. Los mejores magnetos se elaboran con las aleaciones de acero que contienen níquel y cobalto, y por lo general se utilizan como magnetos fuertes. El fierro se imanta con mayor facilidad que otros materiales, pero también se desmagnetiza con facilidad, de manera que a los magnetos de fierro dulce se les denomina "magnetos temporales". Los magnetos de aleaciones de acero conservan su poder magnético por un lapso de tiempo mayor, por lo que se les denomina "magnetos permanentes".

IV.4. PRINCIPIOS DE OPERACION

Para poder establecer los principios de operación de los separadores magnéticos, se empezará por definir los elementos que intervienen en la concentración de minerales magnéticos.

a) MAGNETOS

Son cuerpos sin carga, los cuales bajo condiciones eléctricas adecuadas, se atraen o repelen mutuamente.

La fuerza de atracción de los magnetos, se concentra en dos puntos localizados generalmente en sus extremos. Estos puntos se denominan "polos" del magneto, siendo uno el "polo norte" y el otro al "polo sur". Por convención, el polo norte se encuentra en el extremo del magneto que apuntaría hacia el Norte si pudiese girar libremente, mientras que el polo sur será el extremo opuesto.

Los magnetos artificiales se pueden producir en distintas formas, tamaños y potencias. Los magnetos permanentes se fabrican, generalmente, con una barra de aleación de acero, ya sea recta con los polos en los extremos, o doblada en herradura con los polos a ambos lados de la abertura.

b) CAMPO MAGNETICO

El concepto de campo magnético se puede explicar, imaginando unas líneas invisibles de fuerza, que abandonan el magneto por un punto (polo norte) y entran por el otro (polo sur). Estas líneas de fuerza invisibles, también se conocen como "líneas de flujo". La cantidad de líneas de flujo por

centímetro cuadrado que viajen de un polo a otro, es lo que se llama "densidad de flujo" o "intensidad del campo".

La concepción de las líneas de fuerza descritas, expresa tanto dirección como cantidad. Una unidad de polo, es definida como la fuerza de atracción de una dina entre polos magnéticos similares de polaridad opuesta, existiendo un centímetro de separación entre ambos polos. Para lograr un entendimiento práctico de las líneas de fuerza, podemos emplear la Ley de Maxwell, que indica que la atracción magnética varía como el cuadrado de líneas de fuerza, o sea:

$$P \text{ (dinas)} = \frac{B^2 A}{8 \pi}$$

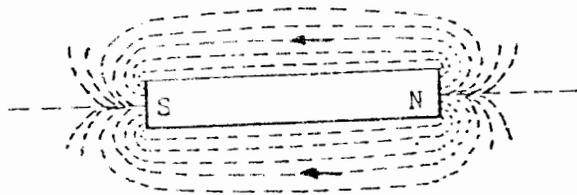
donde F representa la atracción en dinas, B representa la intensidad del campo o número de líneas por centímetro cuadrado, y A representa el área del campo. Despejando B tenemos:

$$B = \sqrt{\frac{8 \pi P}{A}}$$

Las líneas de fuerza alrededor de los magnetos, son ilustradas en la figura No. 1. El dibujo (a) presenta la mayor dispersión y el dibujo (c) presenta la mayor concentración.

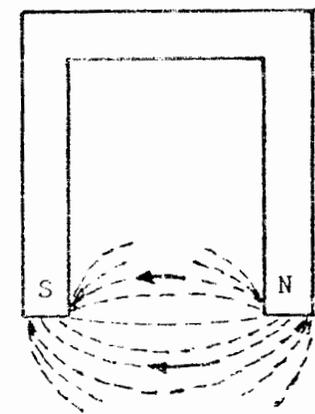
c) PERMEABILIDAD MAGNETICA.

La permeabilidad magnética es una medida de la facilidad con la cual las propiedades magnéticas, pueden ser inducidas en una substancia por la acción de un campo magnético. Todas las substancias son permeables en cierto



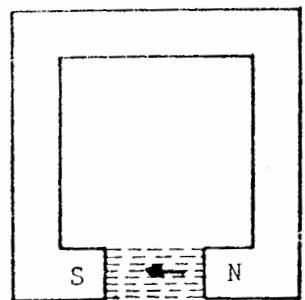
(a)

Mayor Dispersión



(b)

Menor Dispersión



(c)

Mayor Concentración

FIG. No. 1 LINEAS DE FUERZA EN MAGNETOS

grado; y están clasificadas como Paramagnéticas o Diamagnéticas, en la medida que posean mayor o menor grado de permeabilidad respectivamente. Los materiales fuertemente paramagnéticos son llamados Ferromagnéticos. La fuerza ejercida sobre una partícula en un campo magnético dado, depende de las permeabilidades relativas de la partícula y del medio que lo rodea. Cuando la permeabilidad de la partícula excede a la del medio, la fuerza generada se llamará "atracción"; cuando el caso es inverso, ocurre una fuerza de "repulsión". Ya que el aire es el medio experimental, las substancias atraídas a los polos de un magneto son clasificadas como paramagnéticas, y aquellas que son repelidas son diamagnéticas. Una mejor clasificación para propósitos de concentración de minerales, será; Fuertemente Magnéticos (correspondientes a los Ferromagnéticos), Débilmente Magnéticos (correspondientes a los Paramagnéticos). La tabla No.

1., muestra la clasificación de los minerales en función de su atraktividad magnética relativa. La clasificación de un determinado mineral en esta lista, puede ser alterada por el contenido de pequeñas impurezas, tanto químicas como mecánicas.

d) MENAS SUSCEPTIBLES DE SEPARACION MAGNETICA.

Estas menas normalmente son aquellas en las cuales el mineral comercial y su ganga caen en diferentes clasificaciones de la tabla 1. Teóricamente es posible separar minerales cuyas permeabilidades estén en una proporción de 5 ó 10:1 (se ha dado el caso de separaciones de mezclas atómicas con una proporción de permeabilidad aún menor), pero prácticamente, el éxito depende generalmente de otros factores tales como las impurezas que pueden alterar las permeabilidades de los minerales. Así, el cuarzo y la muscovita con impurezas de fierro, son algunas veces separa-

	SUSTANCIA	ATRACTIVIDAD RELATIVA
FUERTEMENTE MACNETICOS	Fierro (tomado como base).....	100.00
	Magnetita.....	40.18
	Franklinita.....	35.38
	Ilmenita	24.70
DEBILMENTE MACNETICOS	Pirrotita.....	6.69
	Siderita	1.82
	Hematita.....	1.32
	Zircón.....	1.01
	Limonita.....	0.84
	Corundo.....	0.83
	Pirolusita.....	0.71
	Manganita.....	0.52
Calamina.....	0.51	
NO MACNETICOS	Granate.....	0.40
	Cuarzo.....	0.37
	Rutilo.....	0.37
	Cerusita,.....	0.30
	Cerargirita.....	0.28
	Argentita.....	0.27
	Cropimente.....	0.24
	Pirita.....	0.23
	Esfalerita.....	0.23
	Molibdenita.....	0.23
	Dolomita.....	0.22
	Bornita.....	0.22
	Apatita.....	0.21
	Willemita.....	0.21
	Tetrahedrita.....	0.21
	Talco.....	0.15
	Arsenopirita.....	0.15
	Magnesita.....	0.15
	Calcopirita.....	0.14
	Fluorita.....	0.11
	Zincita.....	0.10
	Celestita.....	0.10
	Cinabrio.....	0.10
	Calcocita.....	0.09
	Cuprita.....	0.08
	Smithsonita.....	0.07
	Ortoclase.....	0.05
	Estibinita.....	0.05
	Criolita.....	0.05
	Enargita.....	0.05
Senarmontita.....	0.05	
Galena.....	0.04	
Nicolita.....	0.04	
Calcita.....	0.03	
Whiterita.....	0.02	

TABLA No. 1. ATRACTIVIDAD MAGNETICA RELATIVA DE LOS MINERALES.

dos de otros minerales no magnéticos; la esfalerita ferrífera es separada de la pirita y cuarzo; el granate con impurezas de fierro es separado del cuarzo y otros silicatos ácidos; el corundo, el rutilo y la ilmenita ferrenífera, de la apatita. Con excepción de las separaciones entre minerales fuertemente magnéticos y no magnéticos, el procedimiento más seguro para determinar si una mena es susceptible de separación magnética, es una experimentación metalúrgica de laboratorio.

e) SEPARACIONES MAGNETICAS MAS COMUNES EN LA PRACTICA

Las concentraciones más importantes, son aquellas que se realizan en la separación de los minerales férricos, por ejemplo: (a) Magnetita, de cuarzo, feldespato, hornblenda granate y apatita, (b) Hematita tostada y limonita, de sílica. (c) Siderita tostada, de sílice y ganga de carbonatos. (d) Pirita tostada, de blenda inalterada en la tostación. (e) Pirrotita, de blenda, de cuarzo y silicatos básicos. (f) Franklinita, de willemita, zincita y calcita (g) Pirolusita y psilomelano, de ganga silíceas y limonita (h) Rutilo, de apatita (i) Ilmenita, de concentrados de casiterita, etc.

En el campo de minerales industriales, los procesos magnéticos son usados para separar materiales magnéticos de concentrados, por ejemplo: (a) fierro y pirita magnética, de carbón; (b) siderita, de criolita, biotita, granate, turmalina y de concentrados de feldespato, (c) Fierro, magnetita y pirrotita, de granate; (d) Fierro, de sal; (e) Magnetita e ilmenita, de arenas silíceas.

f) FUERZAS QUE ACTUAN EN LOS CONCENTRADORES MAGNETICOS

En adición a la fuerza magnética, existen las siguientes fuerzas que actúan sobre los concentradores magnéticos: fuerza de gravedad, fuerza de fricción, fuerza centrífuga, resistencia fluidal, fuerza electrostática y fuerza capilar. El momento resultante de cada una de ellas es de gran importancia en determinadas trayectorias de partículas. La resistencia al aire, la atracción electrostática y las fuerzas capilares, son inevitables. Usualmente estas fuerzas se encuentran fuera de control y disminuyen la efectividad de la separación. Las corrientes de aire creadas por las bandas, la caída de material y la fuerza requerida para atraer partículas magnéticas a través de una interfase agua-aire, puede ser reducida un poco, pero no se puede eliminar por completo. Las fuerzas no magnéticas que son usadas deliberadamente en la separación, pueden actuar en favor o en contra de la fuerza magnética. Cuando la fuerza centrífuga o la resistencia a los fluidos es una fuerza no magnética, la magnitud y dirección de la fuerza resultante, puede ser variada cambiando cualquiera de las dos fuerzas, o la fuerza magnética misma. Cuando la gravedad o la fricción es la fuerza no-magnética, el control se encuentra sólo en la fuerza magnética cuando el momento está activo, determinando la fuerza resultante, y éste generalmente está sujeto a control.

IV.5 SEPARADORES MAGNETICOS

Los tipos de separadores magnéticos, se diferencian grandemente en función de las características físicas del material de alimentación que se les proporciona: seco o húmedo; y de baja, media o alta permeabilidad. Los diversos tipos de equipo están clasificados de acuerdo a las siguientes bases:

- a) *Intensidad del Campo Magnético*: alta, media o baja. La misma máquina frecuentemente cae en dos de las clasificaciones y en algunos casos en las tres.
- b) *Medio en el cual se lleva a cabo la Separación*: húmedo o seco. Algunas máquinas caen en ambas clasificaciones.
- c) *Mecanismo usado en el Acarreo del Material al Magneto*: Sobre una banda, por polea, por tambor, por cribas vibratorias, o por caída libre a través de un fluido.
- d) *Modo de Disposición de los Productos Separados* : Por gravedad, por bandas transversales o longitudinales, por rociadores, por raspadores, por rastrillos, etc.
- e) *Características del Flujo Eléctrico*: Separadores de corriente alterna o de corriente directa.
- f) *Naturaleza del Fenómeno Magnético Utilizado*: Atracción inducida, repulsión, reacción de fuerza coersiva, etc.
- g) *Acción de Movimiento de los Magnecos*: Estacionarios o en movimiento.

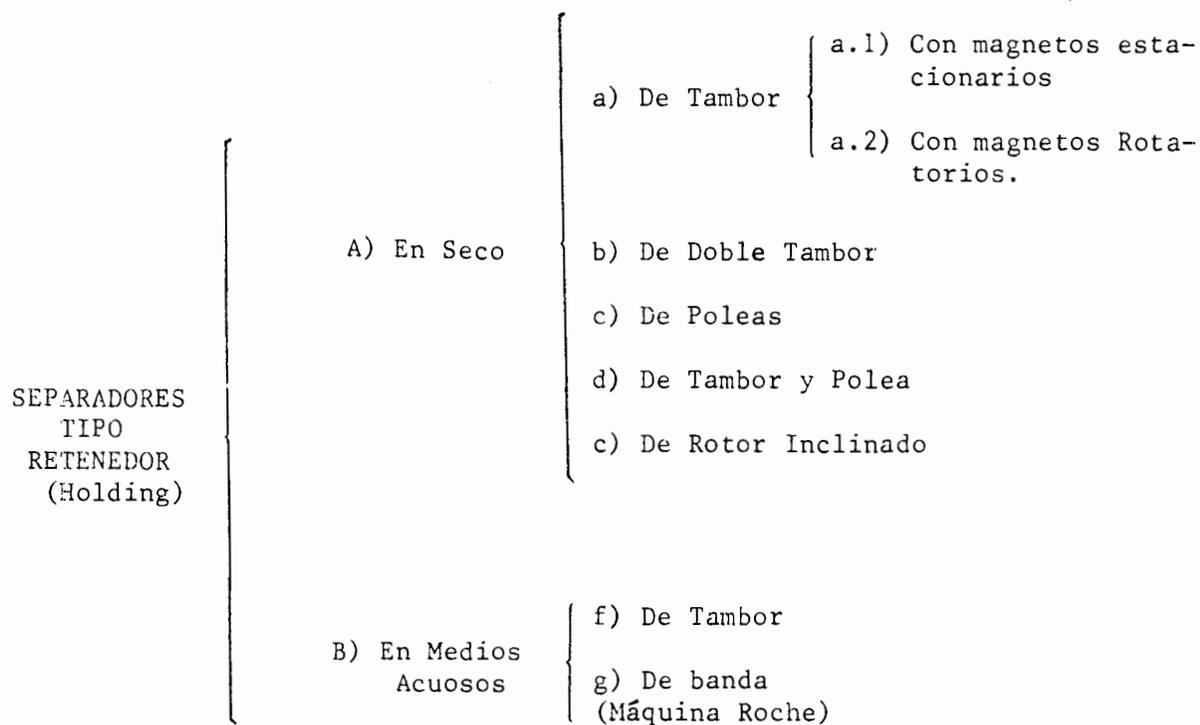
La clasificación adoptada, está basada en el método usado para obtener el material magnético de la superficie colectora. Cuando se introduce la alimentación directamente sobre la superficie colectora, el separador es clasificado como del "Tipo Retenedor"(Holding) o de magneto permanente (Algunos autores consideran que los magnetos permanentes son todos aque-

llos que conservan su poder magnético, más o menos indefinidamente, y cuando el campo magnético es originado por corriente eléctrica, son llamados "Electromagnetos". Cuando la superficie colectora debe atraer partículas magnéticas desde algún flujo alimentador cercano en movimiento, el separador es clasificado como del "Tipo Recogedor" (Pick-Up).

IV.6 SEPARADORES MAGNETICOS TIPO RETENEDOR (O DE MAGNETO PERMANENTE)

Como se dijo anteriormente, en este tipo de separadores, el material es generalmente alimentado directamente sobre la superficie colectora, donde un componente de la fuerza de gravedad actúa para detener ambos materiales: el magnético y el no-magnético. El material no-magnético es separado dejando correr agua sobre la superficie colectora (en este caso la superficie está inclinada). Este material diamagnético saldrá de la superficie colectora, por efecto de gravedad, y la descarga será auxiliada por el momento adquirido como resultado de ese movimiento. El material magnético puede ser separado por un raspador mecánico actuando a través de la superficie colectora, para ser llevado a un punto alejado de la acción del campo magnético, donde por efecto de gravedad, caerá en otro compartimiento diferente al compartimiento donde quedó depositado el material no-magnético.

Para un mejor entendimiento de la clasificación de estos mecanismos, a continuación se anota el siguiente cuadro:



IV.6.1. SEPARADORES EN SECO.

a) SEPARADORES MAGNETICOS DE TAMBOR.

Consisten de cilindros horizontales rotatorios de material no-magnético, (ordinariamente latón o bronce) que envuelven los bancos de magnetos, mismos que conforman el cuerpo interior de los tambores.

Los bancos de magnetos pueden ser estacionarios o rotatorios. Estos se localizan arriba de los magnetos individuales que se encuentran acomodados radialmente alrededor del eje del tambor y embobinados para producir polaridades opuestas en polos adyacentes. Las conecciones eléctricas son hechas a través del hueco del eje que sostiene al tambor.

a.1) SEPARADORES MAGNETICOS DE TAMBOR CON MAGNETOS ESTACIONARIOS.

Consisten de un banco de magnetos fijos que cubren entre $1/2$ y $2/3$ partes de la circunferencia del tambor; como se puede ver en la Fig. No. 2.

La alimentación es distribuida en la parte superior del tambor. Los materiales magnéticos, bajo el efecto del campo de atracción magnética y la fuerza friccional ejercida sobre éstos por la superficie del tambor, se mueven con el tambor todo el trayecto en que las partículas permanecen en el campo magnético. La magnetización de este material en movimiento persiste desde el campo de un magneto hasta el campo del siguiente, terminando su recorrido al final de la zona de magnetos, donde caen por gravedad. Desde un polo al siguiente de polaridad semejante, la partícula magnetizada ejecuta una rotación completa; la distancia recorrida por efecto de la rotación es: $Dn/2$, donde "D" es igual al diámetro de la partícula y "n" al número de polos. El material no-magnético que puede estar contenido entre las partículas magnéticas y la superficie colectora, es liberado por efecto de esta rotación.

La mayor parte del material no-magnético, rueda o desliza a lo largo de la superficie curva del tambor, cayendo por gravedad en la sección de colas. El material débilmente magnético caerá entre la sección de colas y la sección de concentrados, que vendrá a constituir los medios. Para una separación más limpia, es recomendable colocar divisores entre las secciones de recepción.

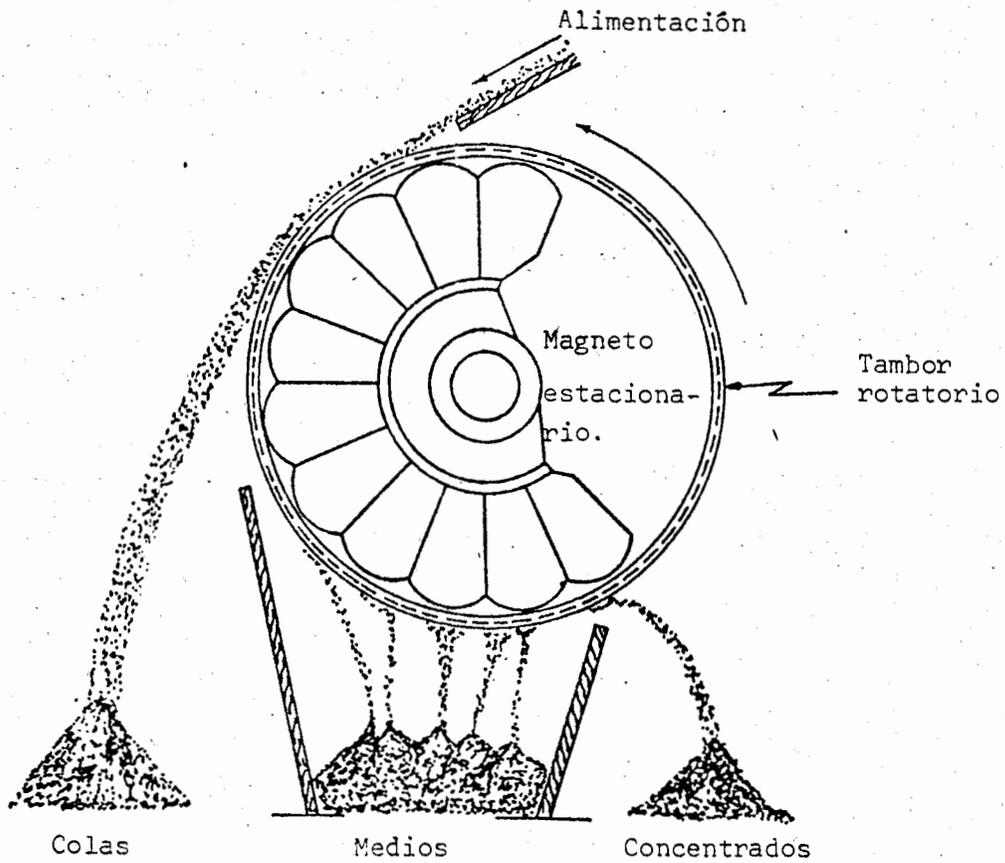


FIG. No. 2 SEPARADOR MAGNETICO DE TAMBOR CON MAGNETOS ESTACIONARIOS

a.2) SEPARADORES MAGNETICOS DE TAMBOR CON MAGNETOS ROTATORIOS (FIG. No. 3.)

Este tipo de separadores, están constituidos por un banco de magnetos que se encuentran cubriendo completamente la circunferencia del tambor (b) . El banco de magnetos (a) gira en sentido contrario al tambor, por un mecanismo independiente. Este tambor requiere de un rodillo despegador (c), de material ferromagnético, de rotación independiente. El magneto principal, induce magnetismos al rodillo que tiene una superficie corrugada, para acentuar heterogeneidad de campo y causar atracción hacia éste, desde el tambor. El magneto gira mucho más rápidamente que el tambor, tanto que el recorrido del material magnético no solamente es opuesto al de la superficie del tambor, sino que es más rápido, resultando en un movimiento opuesto al flujo del material no magnético que cae por gravedad.

OPERACION DE LOS SEPARADORES MAGNETICOS DE TAMBOR

Los tambores tienen de 8 a 60 pulg. de ancho, de 12 a 30 pulg. de diámetro y velocidades periféricas de 150 a 2,000 pies por minuto. La potencia requerida para la operación mecánica oscila de 0.25 a 5 H.P., y para la activación de los magnetos, varía de 150 a 2500 watts. La activación requerida varía con la permeabilidad y tamaño de la alimentación. El tamaño de la alimentación tiene un rango de 3 pulg. alrededor de 100 mallas. Cuando el objeto es una concentración, el tamaño debe ser pequeño y cuando simplemente se requiere separar impurezas, el tamaño es grande. El espaciado entre magnetos depende, del tamaño de alimentación; un espaciado cerrado es usado para alimentación fina. La

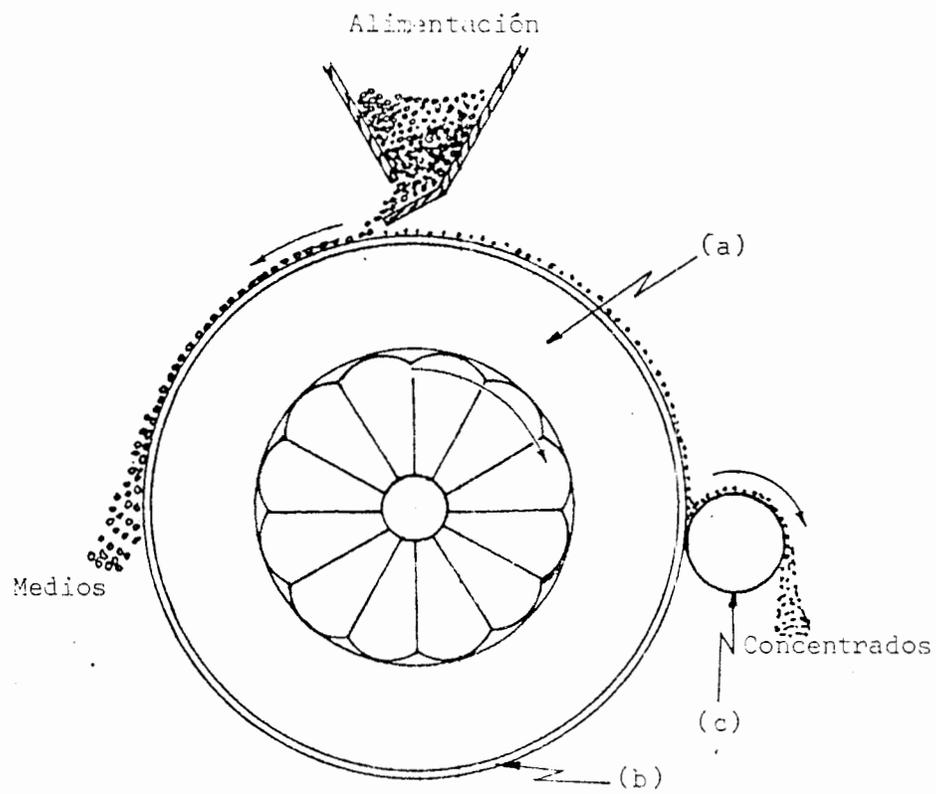


FIG. No. 3 SEPARADOR MAGNETICO DE TAMBOR CON MAGNETOS ROTATORIOS

capacidad varía desde alrededor de 650 pies cúbicos por hora por pie de ancho de tambor (para máquinas pequeñas de 40 a 50 r.p.m), hasta 3000 pies cúbicos por hora por pie de ancho para máquinas grandes de 25 a 40 r.p.m.; También la capacidad varía con el tamaño de alimentación, (es considerablemente menor para tamaños finos)

b) SEPARADOR MAGNETICO DE DOBLE TAMBOR. (fig. No. 4.)

La finalidad principal de este tipo de separadores es obtener concentrados más limpios que los obtenidos por un separador de tambor unitario. Está constituido por dos tambores rotatorios con magnetos estacionarios. El primer tambor (A) tiene una velocidad de rotación muy lenta con un campo magnético fuerte, con el intento de obtener un concentrado de baja ley y colas limpias. El segundo tambor (B), es alimentado por fuerza centrífuga con el concentrado sucio del primero. Este último marcha a una velocidad alta y con un campo magnético débil; como resultado de esto, el material de baja ley cae en el compartimento de medios (M), y sólo el material de ley alta permanece adherido al tambor hasta que queda fuera de la acción del campo magnético y cae por gravedad en la tolva de concentrados (C). Esta máquina está destinada para separar materiales más finos que la máquina de tambor simple; el tamaño recomendado por los fabricantes es abajo de 2.5 mm. Con material de magnetita de este tamaño y una capacidad de 15 a 20 ton/hr. serán necesarios tambores de 24 pulg. de ancho, girando el primer tambor a 40 r.p.m. y el segundo a 50 r.p.m.; ocupando 10.5 amp. y 13 amp. respectivamente. La potencia requerida para la operación mecánica es de 0.5 a 0.75 H. P.

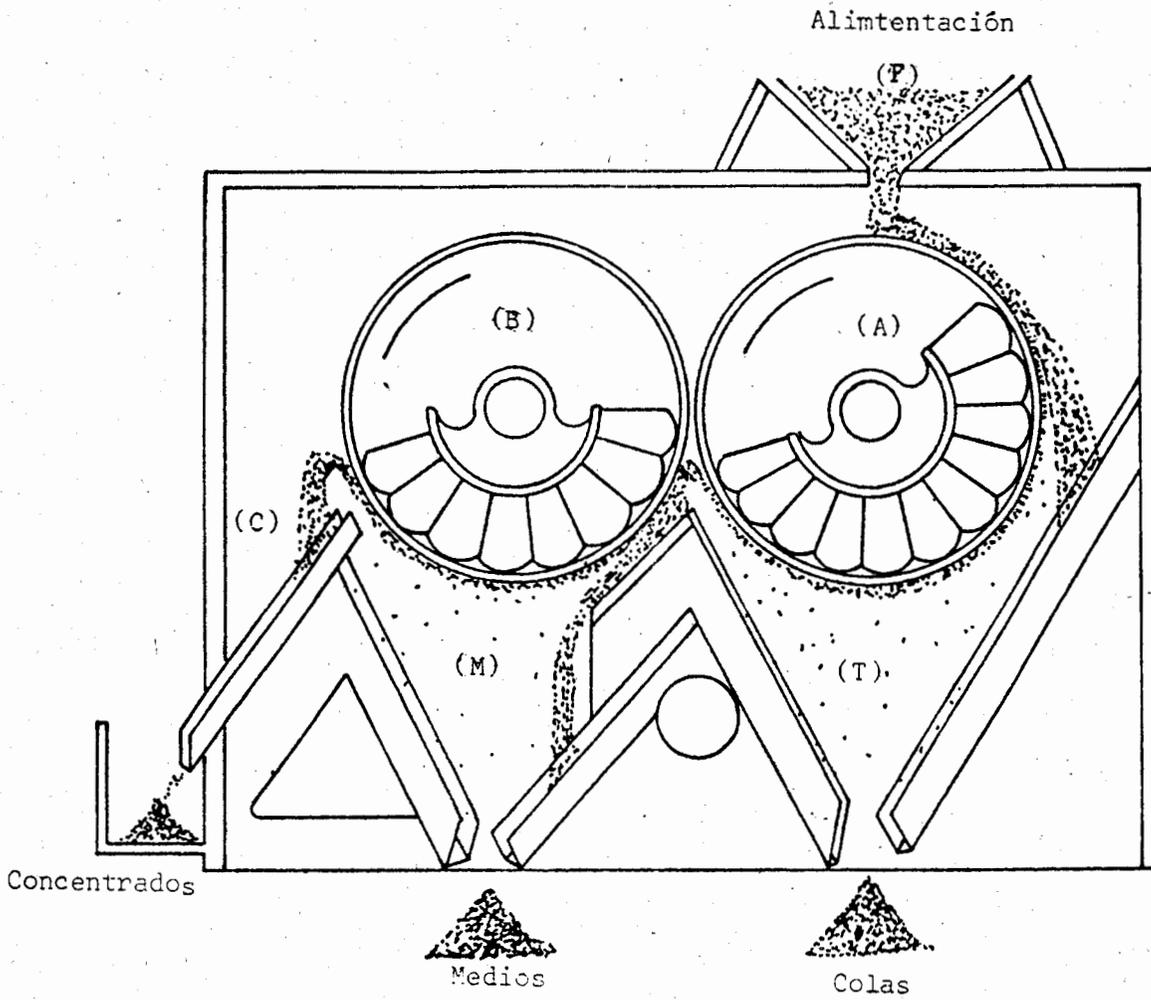


FIG. No. 4 SEPARADOR MAGNETICO DE DOBLE TAMBOR

USO DE LOS SEPARADORES MAGNETICOS DE TAMBOR

Los separadores magnéticos de tambor son esencialmente máquinas de baja intensidad magnética. En concentraciones de mineral de fierro, son usados para la obtención de concentrados más limpios y para retratamiento de medios. En tratamiento de minerales industriales, son usados para separar fierro e impurezas férricas, y para separar magnetita de productos no metálicos, antes de someterse a una separación de alta intensidad. Los separadores de tambor también son usados para separar pedazos de fierro en la alimentación de las quebradoras o molinos, como una medida de protección a estas máquinas.

c) SEPARADORES MAGNETICOS DE POLEA. (Fig. No. 5. y 6.)

Consisten esencialmente en una banda transportadora, con una polea magnética de cabeza, un alimentador que entrega una delgada capa de material sobre la porción transportadora de la banda, y un divisor en una caja receptora, para separar los dos productos. La polea magnética consiste de varios electromagnetos en forma de herradura o circulares de acero altamente permeable, homogéneo, de buena conductividad eléctrica, y adecuadamente templado, todo ensamblado en un eje o flecha común. Los magnetos son energizados por corriente directa, y están enbobinados de tal forma que los polos adyacentes sean de polaridad semejante. Las conexiones eléctricas se hacen por medio de un anillo deslizante, que se encuentra en el eje de la polea. El material no magnético, descarga por gravedad auxiliado por el momento de inercia adquirido en el recorrido parabólico de la polea. La porción del material magnético, se mantiene adherido a la banda por acción del magneto hasta que la banda abandona el campo magnético y el material descarga por

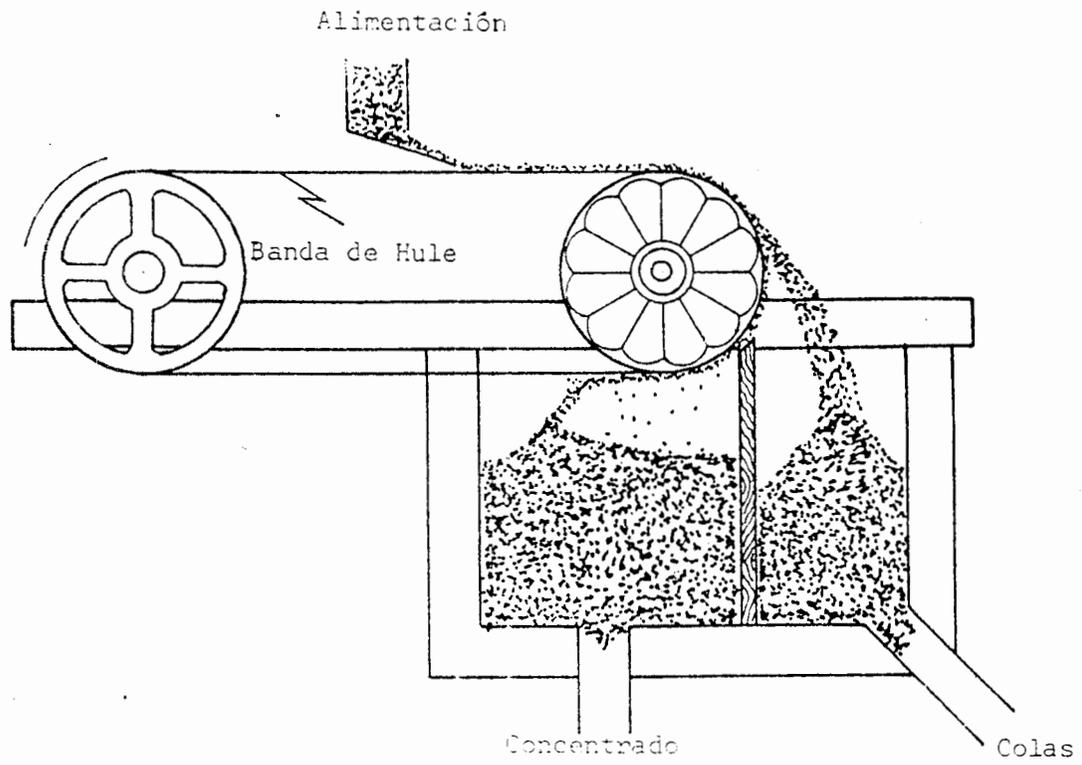


FIG. No. 5 SEPARADOR MAGNETICO DE POLEA

gravedad.

El diámetro de las poleas oscila entre 12 y 30 pulg. El ancho de la banda de 12 a 90 pulg. La velocidad de la banda de 125 a 500 pies por minuto. La capacidad está en función de la potencia del campo magnético y del tamaño de alimentación. De fábrica, las capacidades varían de 800 a 1800 pies cúbicos por hora por pie de ancho de banda. La potencia requerida para la operación mecánica, se incrementa con el ancho de la banda y oscila de 0.5 H.P. (para una polea de 12x12 pulg.) a 10 H.P. (para una de 30x60 pulg.) Para la activación de los magnetos, la potencia se incrementa con el diámetro y ancho de la polea. De fábrica se entregan de 415 watts para una polea de 12x12 pulg.; de 3,080 watts para una de 24x48 pulg. y; de 7,850 watts para una de 48x60 pulg.

USOS DE LOS SEPARADORES MAGNETICOS DE POLEA

Los separadores magnéticos de polea, son usados para separar impurezas de fierro del flujo de alimentación de las quebradoras y molinos (ver fig. No. 6.). También se emplean para separar contaminantes magnéticos (generalmente fierro), de productos finos no-metálicos, y para la concentración de fierro separado de su matriz. En estos separadores de polea, la capacidad se incrementa trabajando con material grueso, sin embargo, también puede manejar material fino entre 48 y 65 mallas. Los separadores de polea producen colas limpias y concentrados que requerirán un tratamiento adicional. También son usados para el retratamiento de medios de un separador magnético de tambor.

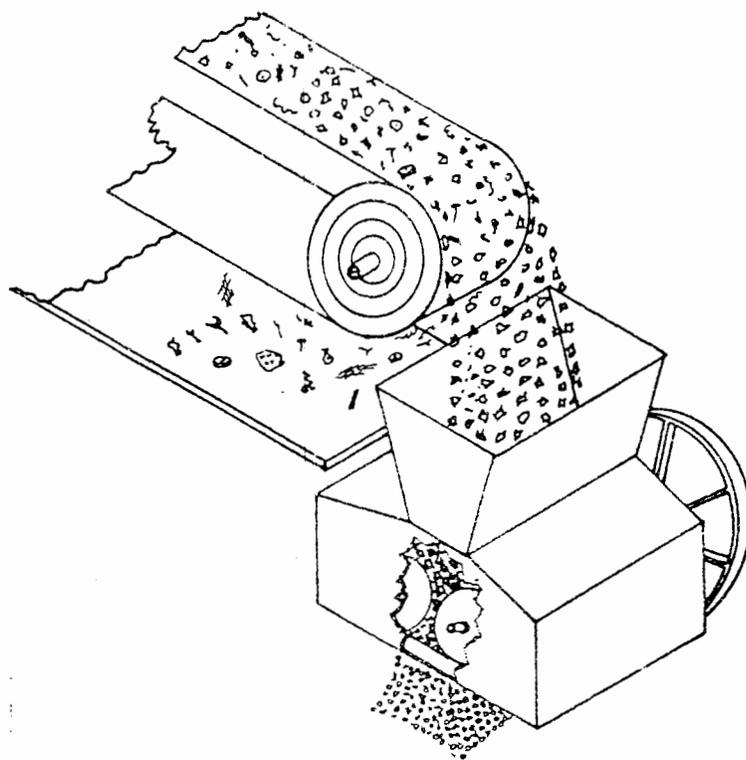


FIG. No. 6 SEPARADOR MAGNETIC DE POLEA

d) SEPARADOR MAGNETICO DE TAMBOR Y POLEA (Fig. No. 7.)

Este tipo de separador magnético está constituido por una combinación de los separadores magnéticos de tambor y polea descritos anteriormente. Fueron diseñados para economizar espacio, altura y transporte de entrega a otras máquinas, para la obtención de concentrados limpios, medios para re-tratamiento y colas finales. La construcción y operación de las partes componentes de este separador, son las mismas que las empleadas en los separadores independientes.

e) SEPARADORES DE ROTOR INDUCIDO (Fig. No. 8.)

Consisten esencialmente de un determinado número de tambores de alta intensidad colocados en serie. Dichos tambores están conformados por láminas alternadas de material de alta permeabilidad magnética y material no magnético (Ej. Hierro y Zinc): aparecen en la figura señalados con la letra (A) y se les ubica entre los polos de un electromagneto (C) y los polos inducidos de un retenedor (B). Los polos del retenedor están cuidadosamente contruidos de tal modo que se ajusten a la forma de los rotores y queden muy cerca de ellos para minimizar la cantidad de aire, y en consecuencia, la reluctancia del circuito magnético. El contorno curvilíneo de la parte inferior, está adecuado para conformar la trayectoria del material diamagnético proveniente del rotor. Los polos primarios (C), inducen a través de una corta distancia del arco entre las láminas del rotor correspondiente, un polo magnético de polaridad opuesta, de forma que las líneas de fuerza se concentren más sobre el arco, que sobre el polo primario; a su vez y con el mismo fin, el retenedor provee, mediante un conductor de muy baja

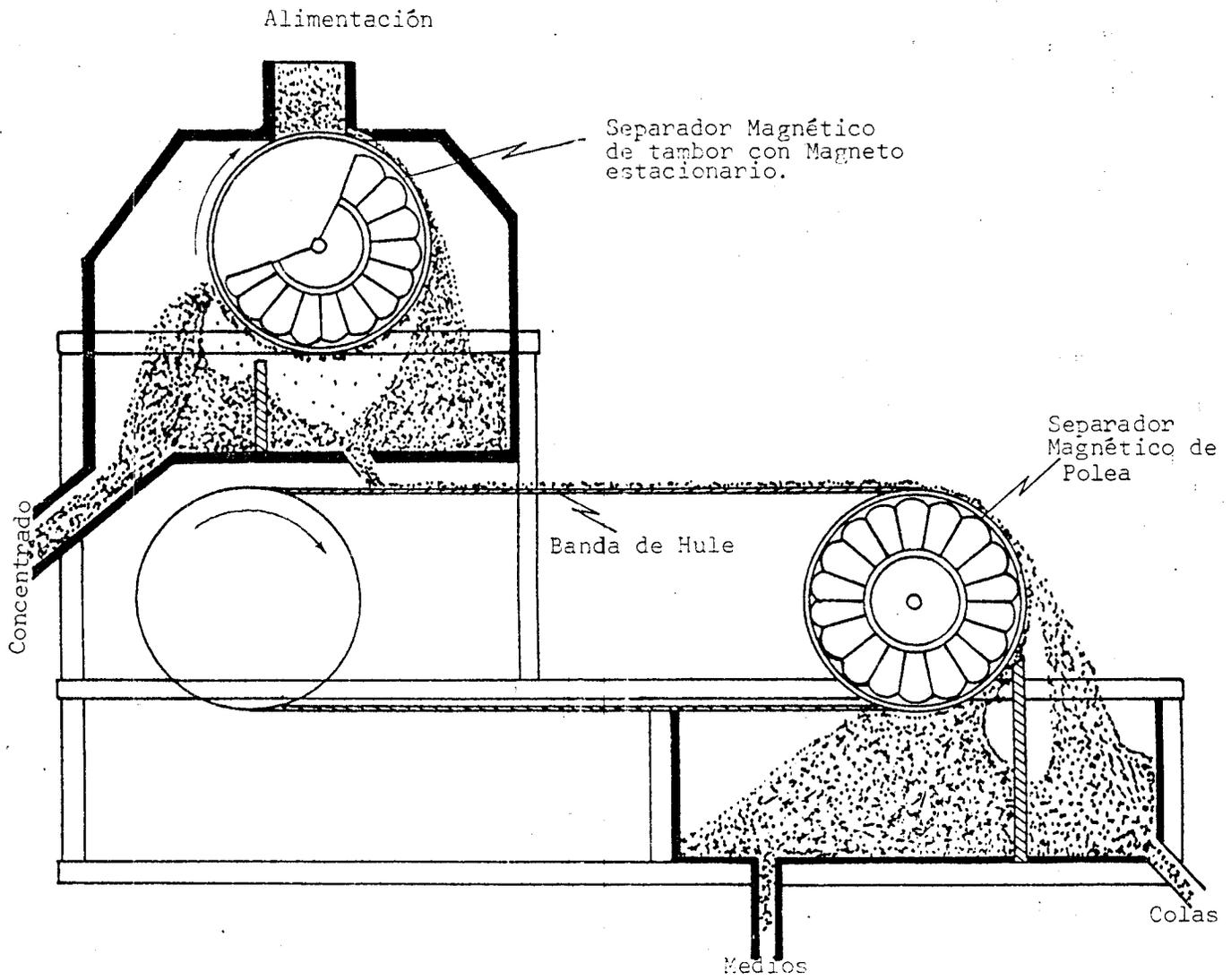


FIG. No. 7 SEPARADOR MAGNETICO DE TAMBOR Y POLEA

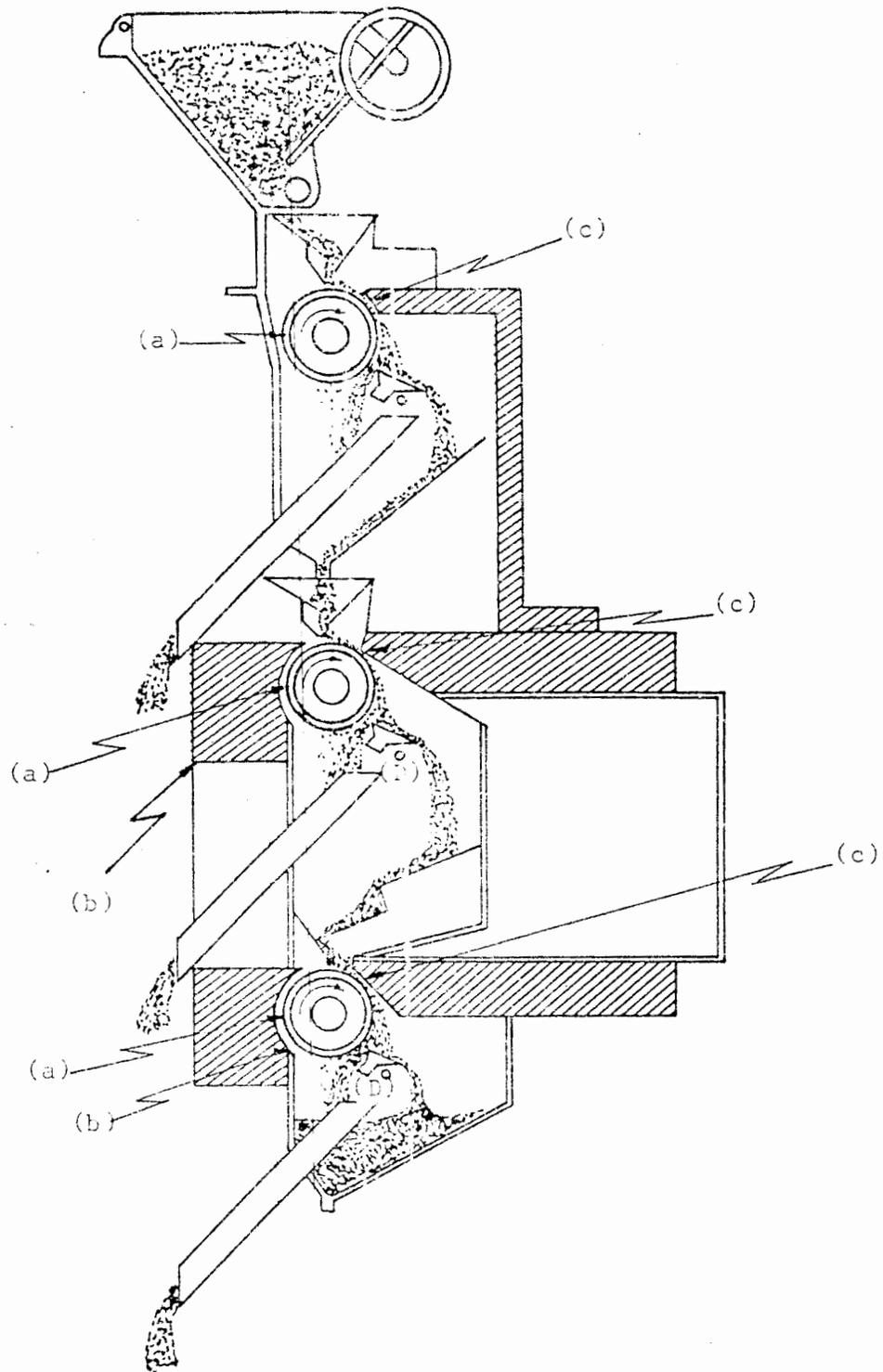


FIG. No. 8 SEPARADOR MAGNETICO DE ROTOR INDUCIDO

resistencia, el circuito magnético. La capacidad de aire se ajusta de modo que la intensidad de cada uno de los campos, aumente progresivamente en la medida que el material caiga de la parte superior a la inferior de la máquina. La intensidad del primer rotor puede ser debilitada afilando o adelgazando el polo primario (C) y eliminando el retenerdor (B).

El material se introduce desde una caja alimentadora (tolva), colocada en la parte superior de la máquina sobre la superficie del primer rotor. El material menos magnético, se descarga siguiendo la trayectoria del mecanismo en forma parabólica gracias al efecto de gravedad. Una cuchilla o paleta ajustable que figura con la letra (D), se coloca en la forma adecuada para hacer el corte de material en el punto deseado del mecanismo de descarga. Las partículas magnéticas caen directamente a canalones que las llévan a recipientes colectores de concentrados y las menos magnéticas pasan a los rotores de la parte inferior.

El número de rotores dependerá del material que se esté alimentando. Generalmente se utilizan separadores con siete (7) rotores. Hay un rotor especial que sólo se usa cuando el separador ha saturado el número normal de rotores. Se utiliza por ejemplo, cuando se trata de mineral con una muy pequeña cantidad de partículas de hierro o de cualquier otro material ferromagnético, que deban ser separados mediante rotores de altísima intensidad.

Una máquina de doble equipo, consiste en dos separadores colocados espalda con espalda, con doble número de polos magnéticos. El ancho de los rodillos varía de 4 a 90 pulgadas, con diámetro (usualmente) de 5 pulgadas. La velo-

cidad de rotación es de 100 a 200 r.p.m. La energía necesaria para la excitación mecánica varía de 0.3 a 15 H.P. watts (dependiendo del ancho del rodillo). La capacidad de tratamiento varía en función de la permeabilidad y tamaño de las partículas, ancho, número y velocidad de los rodillos y calidad requerida de la separación.

USOS. Se utiliza por lo general para la separación de materiales débilmente magnéticos, para producir uno o más concentrados, uno o más medios y colas finales. El material debe estar limpio de materia orgánica, haber sido lavado, y secado debidamente.

Se ha reportado gran éxito en la utilización de este separador, en materiales tales como biotita, turmalina y muscovita. También en la separación de wolframita de otros minerales y en la limpieza de menas de hierro y manganeso.

IV.6.1. SEPARADORES EN MEDIOS ACUOSOS

f) SEPARADORES DE TAMBOR (Fig. No. 9.).

El principio de operación de este separador, es básicamente el mismo que fue descrito para el separador de tambor con magneto estacionario en seco.

El modelo estándar está compuesto de un tambor rotatorio de latón (A), con magnetos estacionarios (B), que cubren un arco de aproximadamente 245° de circunferencia. Este tambor se sumerge hasta 1/3 de su diámetro en un recipiente (C), que contiene agua. La pulpa se descarga en la parte superior del tambor, según la dirección de rotación del mismo. Algunas de las partículas diamagnéticas son lavadas por la acción del agua, las demás se descargan por

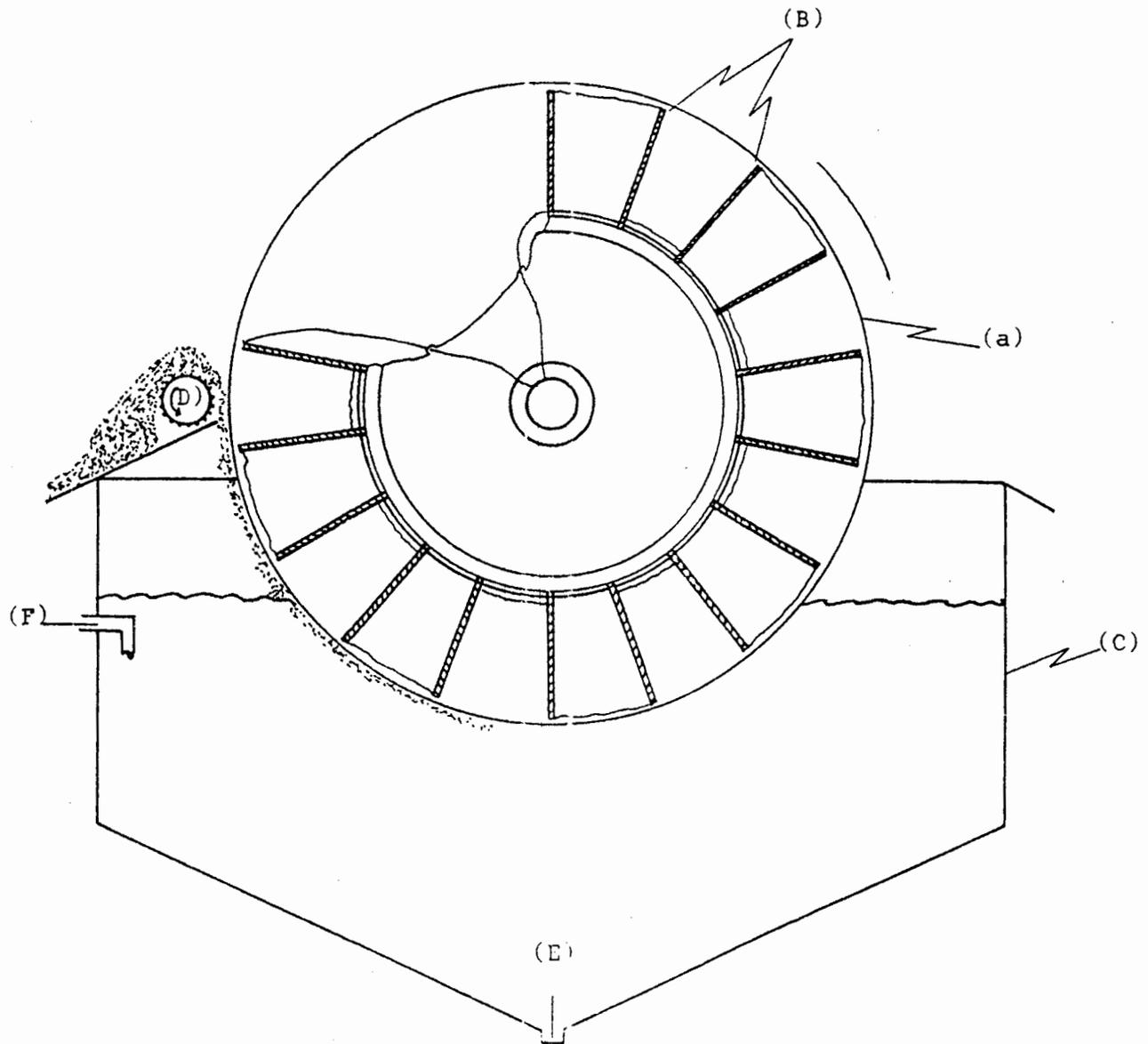


FIG. No. 9 SEPARADOR MAGNETICO DE TAMBOR (En medio acuoso).

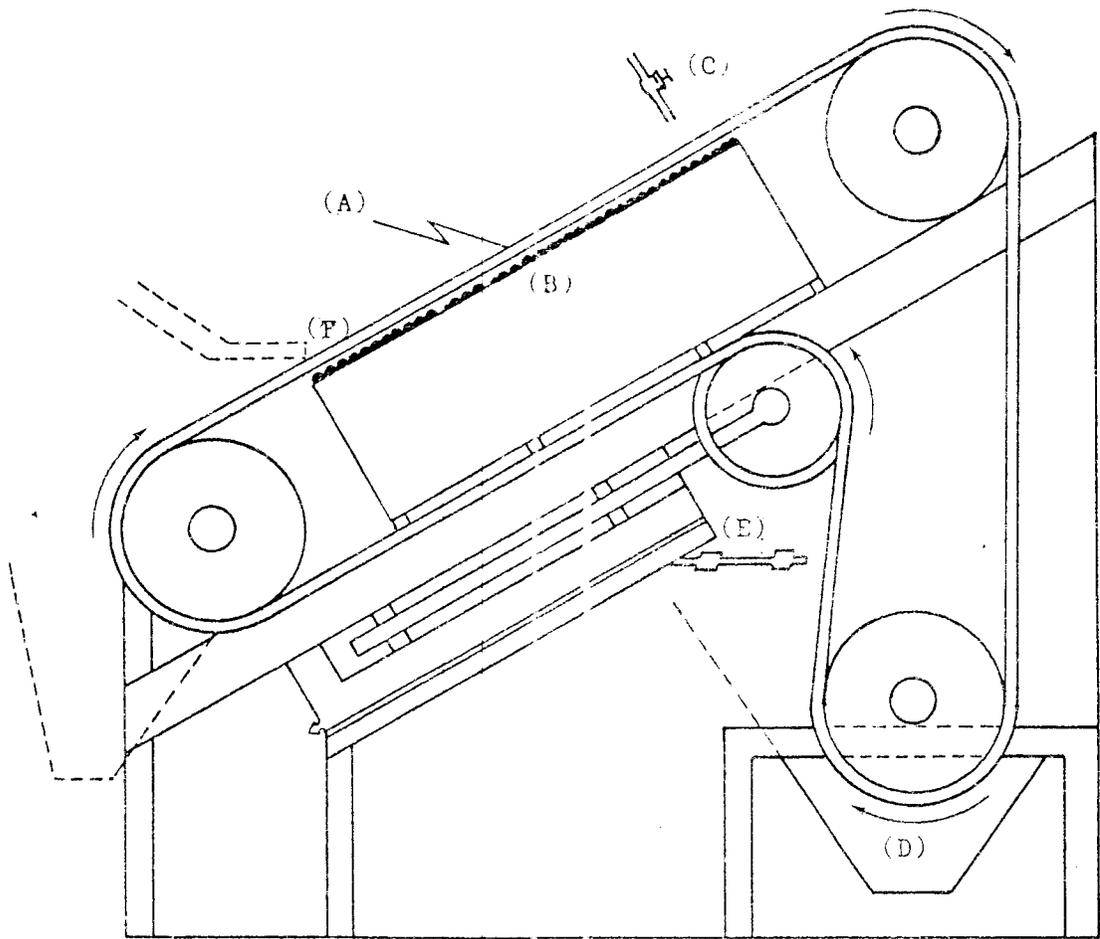


FIG. No. 10 SEPARADOR MAGNÉTICO DE BARRA "MAQUINA ROCHE".

gravedad en el mismo recipiente (C) en que cae el agua. Las partículas magnéticas que continúan adheridas al tambor, son finalmente removidas por la acción de un rotor longitudinal acanalado (D), que gira en sentido contrario al del tambor. Las colas se descargan siguiendo la trayectoria de las corrientes de agua, a través del grifo (E), y las lamas son descargadas por arrastre mecánico (en suspensión) a través de (F).

El tambor es de 36 pulgadas de diámetro por 6 de ancho, y rota a 40 r.p.m. El rotor de limpieza (D) gira a 400 r.p.m. La máquina trabaja a su máxima eficiencia con partículas entre las 8 y las 100 mallas. También puede trabajar con partículas hasta de 1/2 pulgada de diámetro.

SEPARADOR DE BANDA (MAQUINA ROCHE) (Fig. No. 10.)

Consiste en una banda de hule (sinfín) de 30 pulgadas de ancho, con una inclinación de 10° - 80° , siendo la más usual una de 30° . Debajo de la banda se localiza una batería con 20 electroimanes de 30 pulgadas de longitud cada uno, espaciados entre sí 3 pulgadas de centro a centro, siendo de polaridad opuesta alternativamente. Esta batería es conservada en una caja de cobre a prueba de humedad y con ventilación adecuada.

La pulpa se introduce por la parte inferior de la banda señalada en la figura con la letra (F). Las partículas magnéticas se sostienen en la banda gracias a la acción de los magnetos, siendo transportadas hacia arriba, en donde las partículas diamagnéticas, son limpiadas o lavadas hacia abajo por efecto de la corriente de agua (C), donde van a caer a la caja de jales (B) localizada bajo la polea. Las partículas magnéticas son depositadas por inmersión de la banda en la caja de agua (D), con la ayuda

de la válvula aspersora (E)

En este tipo de máquinas se puede separar partículas no mayores de 0.25 de pulgada. El mejor resultado se obtiene cuando los diámetros oscilan entre 1/8 y 1/16 de pulgada. La alimentación de corriente debe ser de más o menos 20 amperios a 125 voltios. Para excitar una unidad de dos bandas, se requiere un motor de 1 H.P. La velocidad de la banda es de 200 pies por minuto. Trabajando material de magnetita, la capacidad puede ser de 3 toneladas por hora por pie de ancho de banda, con un consumo de agua de 2 galones por minuto por pulgada de ancho de la banda. La tabla No. 2 es una comparación de los resultados obtenidos entre este tipo de separador, y uno de banda en seco.

IV.7 SEPARADORES MAGNETICOS TIPO RECOGEDOR

En este tipo de máquinas, la alimentación no entra directamente en contacto con la superficie colectora; se le hace pasar a través de un campo magnético, donde las partículas magnéticas son transportadas (levantadas o recogidas), a través de una corta distancia, hasta una superficie colectora móvil que las lleva fuera del área de influencia del campo magnético, para ser descargadas por varios métodos, entre los que se pueden mencionar los efectos de la fuerza de gravedad, corrientes de aire, métodos mecánicos, etc. El material no magnético, sigue otra trayectoria y es descargado por gravedad en un lugar que para él se ha adecuado. En máquinas húmedas de este tipo, algunas partículas diamagnéticas, entran en contacto con la superficie colectora, por lo que se deben separar o expulsar mecánicamente. Con excepción de materiales de alta permeabilidad, la can-

SEPARADORES TIPO RECOGEDOR (Pick-Up)	En seco	a) De Banda b) Wetherril c) Rápidos
	En medio Acuoso	d) Tipo Gröndal e) Tipo Crockett (de Banda Sumergida)

TAMAÑO DE ALIMENTACION (No. de Malla)	SEPARADOR DE BANDA EN SECO		SEPARADOR DE BANDA EN MEDIO ACUOSO	
	PESO	% Fe	PESO	% Fe
20	34.00	54.06	37.00	55.16
30	22.00	57.03	22.00	69.03
60	20.00	62.61	20.00	68.31
80	14.00	59.01	20.00	67.22
100	7.00	51.03	0.50	66.41
200	2.00	43.21	0.25	66.03
300	1.00	41.16	0.25	61.09
T O T A L	100.00	56.56	100.00	63.25

Tabla No. 2 Comparación de eficiencia de separadores Magnéticos de banda en seco y en medio acuoso.

tividad de fuerza magnética necesaria para el efecto de separación, es mayor para este tipo de máquinas que para las mencionadas con anterioridad.

a) SEPARADORES DE BANDA (Fig. No. 11.).

Consiste en una banda alimentadora (b) que transporta el material hasta el campo magnético de una batería de 8 a 12 imanes de polaridad alternada, los cuales funcionan con una bobina de corriente directa (c), una banda de descarga (d) que corre por debajo de los magnetos y un rodillo dosificador (a) que regula la carga para la banda alimentadora.

En una de las variantes de esta máquina, las poleas de la banda poseen un mecanismo llamado "espina de pescado", que produce vibraciones en la banda, aumentando con este efecto vibratorio la eficiencia en la separación.

A medida que el material pasa por el campo, las partículas magnéticas son atraídas o levantadas hacia la banda (d), la cual corre a una velocidad superior a la de la banda alimentadora, misma que mueve el material hacia adelante. Las partículas magnéticas, por efecto de los cambios alternados de polaridad de los magnetos en la batería, van formando alineaciones sucesivas que ayudan a una mejor concentración y a expulsar las partículas poco magnéticas, las cuales, por efecto del movimiento continuo en la banda van a caer a la caja (m). Las partículas ferromagnéticas son descargadas en el recipiente (C). El material colectado en la caja (M) (poco magnético y no magnético), pasa a un segundo rodillo dosificador (e) que lo descarga en otro mecanismo del mismo tipo que el descrito líneas arriba, el

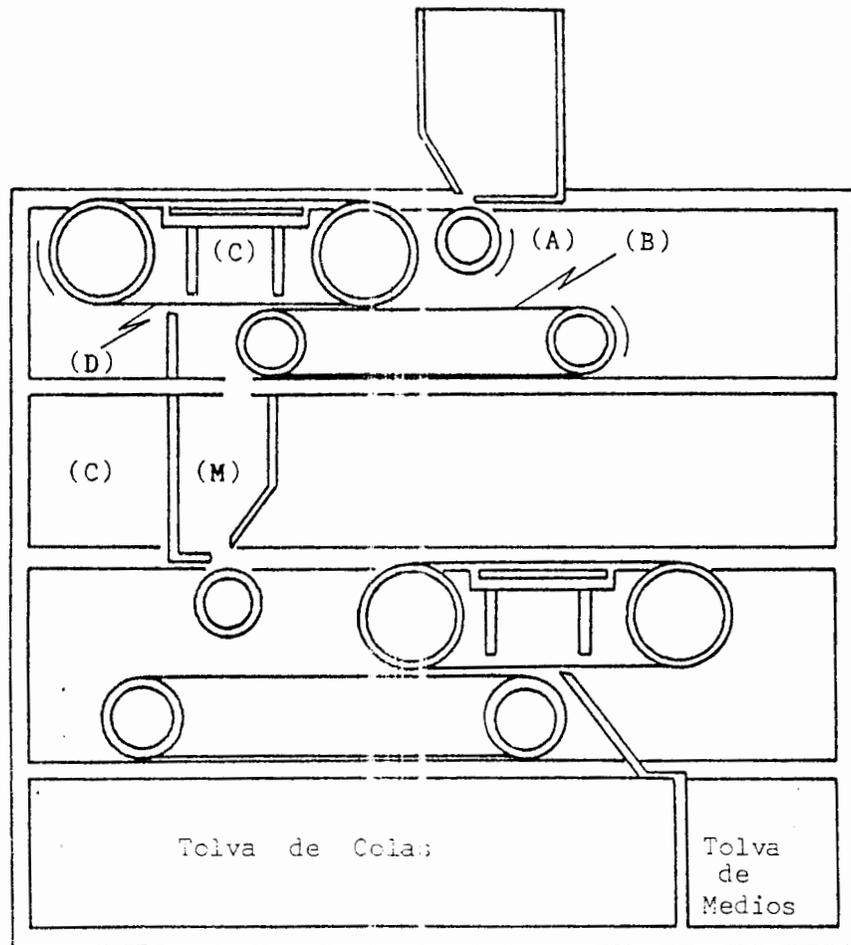


FIG. No. 11 SEPARADOR MAGNETICO TIPO RECOGEDOR DE BANDA

cual separará los medios de las colas u otros materiales de más baja permeabilidad magnética.

b) SEPARADOR WETHERILL (Fig. No. 12.).

Consiste en una banda de alimentación (C) que transporta el material a través de un campo magnético convergente que se produce entre dos polos: uno de ellos plano y chato, y el otro en forma de cuña; este último se localiza entre dos bandas transversales (D) que sirven para remover el concentrado. Ambos magnetos son en forma de herradura, energizados mediante corriente directa regulada y diseñados de forma tal que la polaridad sea opuesta. Los polos planos (abajo de la banda alimentadora) marcado con la letra A son fijos; los de la parte superior tendrán que ser ajustables para hacer las modificaciones pertinentes de distancia entre los polos, la cual varía entre $1/4$ y $3/8$ de pulgada. Las bandas transversales (D) se mueven sobre 2 ó 3 poleas colocadas directamente debajo de los polos superiores (B), en dirección a la banda alimentadora.

Las partículas magnéticas son atraídas hacia arriba (en dirección al polo superior) en donde éste entra en contacto con las bandas (D), de donde es acarreado por la acción del movimiento de la banda transversal y descargado al frente de la máquina (el que los polos superiores terminen en forma de ésta facilita la descarga, ya que disminuye la intensidad del campo). En la parte izquierda de la figura aparece la caja alimentadora, la cual posee un regulador de alimentación. Las partículas no magnéticas se descargan por gravedad en el extremo de la banda (C), una vez terminado el

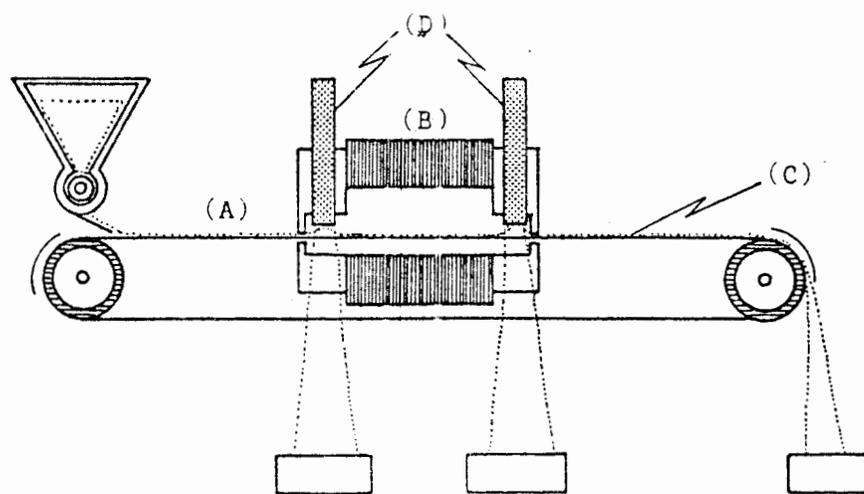


FIG. No. 12 SEPARADOR MAGNETICO WETHERILL

recorrido de la banda alimentadora.

Este tipo de máquinas consta generalmente de dos, tres o cuatro pares de polos, con una banda alimentadora de seis (6) a dieciocho (18) pulgadas.

La regulación de corrientes de cada par de electromagnetos, se efectúa mediante un reóstato (resistencia variable). La velocidad de la banda alimentadora y de las transversales, es ajustable.

USOS: Es una máquina de alta intensidad que se usa generalmente para la separación de materiales magnéticos livianos y/o mezclas de minerales cuya diferencia de permeabilidad es muy pequeña.

AJUSTES: La fuerza de la corriente depende de la fuerza del campo magnético y por lo tanto de la distancia interpolos, y del carácter y calidad del producto alimentado. Corrientes muy grandes dan concentrados gruesos y heterogéneos que obstruyen, ensucian y causan problemas en el sistema, especialmente en la banda alimentadora. La corriente varía desde 5 amperios en el primer magneto, en una máquina de 6 polos (tres magnetos), hasta 35 amperios en el último. La variación de la distancia polar es un importante ajuste de operación: si la distancia entre los dos polos es muy grande, la fuerza de la corriente debe ser incrementada para impedir que surjan dificultades en la descarga; si la distancia es demasiado corta, se reduce mucho el grado de concentración de las partículas.

c) SEPARADORES RAPIDOS (Fig. No. 13.).

Son máquinas de alta intensidad, en donde los polos secundarios (C), cuel-

gan por encima de los polos planos primarios (A) del magneto, mismo que se encuentra situado por debajo de la superficie de una banda transportadora de alimento. Los magnetos secundarios, tienen una silueta como de serrucho, y son discos rotativos (C) cuyo diámetro es algunas pulgadas más grande que el ancho de la banda. Ningún punto del disco pasa por encima de la banda. El magneto secundario está por encima de la pieza polar (A), por lo que se induce y levanta el material magnético de la banda. En la medida en que el disco gira, el punto magnetizado que actúa sobre el material alimentador se mueve hacia un lado, adquiriendo un magnetismo máximo, que por efecto de su movimiento, se sale del campo hasta un punto en que el campo de atracción es nulo. Todo el material magnético se descarga por gravedad y fuerza centrífuga. Mediante la inclinación de los discos, la fuerza efectiva del campo magnético secundario, puede variarse para producir cambios en la intensidad del campo.

Esta máquina está compuesta de dos, tres o cuatro polos, y respectivamente 1, 2 ó 3 discos separadores. La banda mide entre 10 y 15 pulgadas; la velocidad de ésta oscila entre 50 y 200 pies por minuto. Para la creación del campo magnético, se requiere de 726 a 1320 watts. Para la operación mecánica, entre 0.5 y 3.5 H.P. La capacidad de operación es directamente proporcional a la velocidad del cinturón y a la cantidad y tamaño de alimentación.

La distancia interpolos, depende de la permeabilidad de los materiales y del diámetro de las partículas alimentadas. Para materiales de alta permeabilidad, la distancia polar debe ser tan grande como una pulgada, más el espesor de la banda de alimentación, misma que generalmente es de

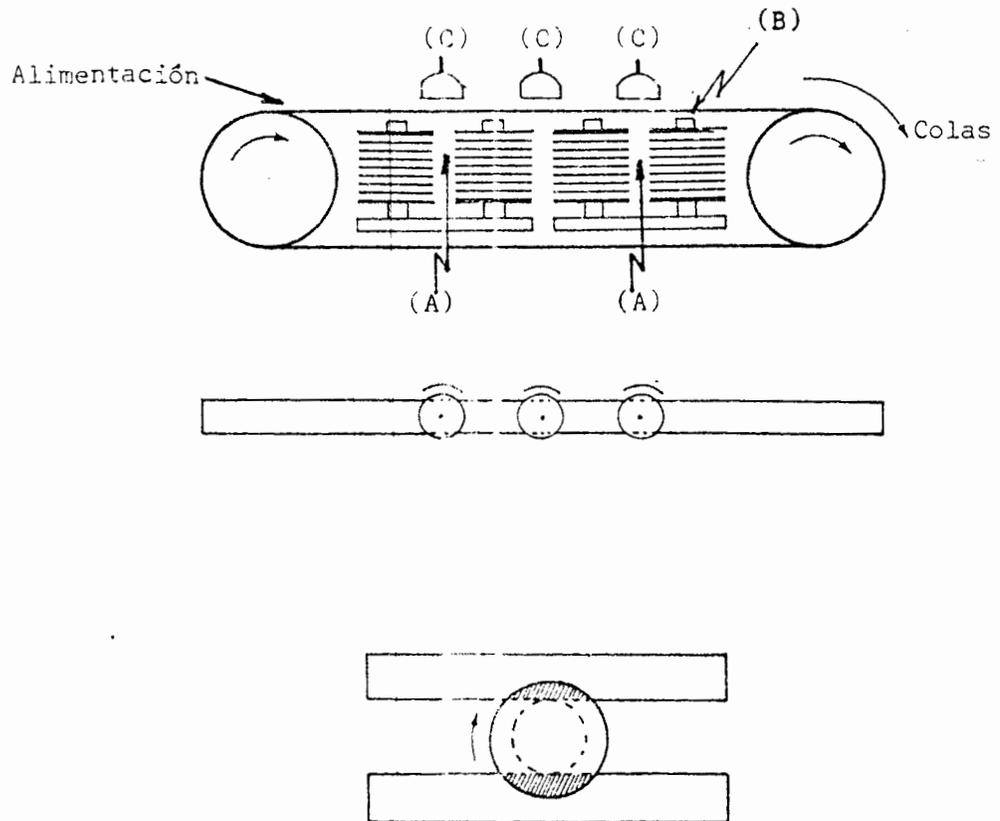


FIG. No. 13 SEPARADOR MAGNETICO RAPIDO

1/4 de pulgada. Si la permeabilidad es baja y los materiales muy finos, la distancia puede llegar a ser hasta de 1/8 de pulgada, más el espesor de la banda (este espesor debe ser menor de 1/4 de pulgada, pero mayor de 1/8). La velocidad de las bandas afecta la capacidad normal de la máquina. El cinturón de alimentación debe correr con relativa alta velocidad, de tal forma que la capacidad sea mayor; pero si el material tratado es demasiado fino, la velocidad límite va de 200 a 300 pies por minuto, constante y uniforme. La velocidad de la banda alimentadora depende también de la permeabilidad, siendo ésta de 50 a 100 pies por minuto para minérasles ferromagnéticos, y de 100 a 300 para los materiales de permeabilidad media. El ancho de la banda afecta la capacidad, pero se mantiene prácticamente limitado a 18 pulgadas. Con una banda más ancha, se dificultaría la operación debido a la cantidad de masa por separar. La velocidad del cinturón de descarga depende del tipo de material y del tamaño de las partículas.

d) SEPARADOR MAGNETICO HUMEDO CON TAMBORES DEL TIPO GRÖNDAL (Fig. 14.).

Consiste en un tambor rotatorio de material no-magnético (latón o bronce), que envuelve un banco de magnetos que conforman el cuerpo interior (A), de 14 a 16 pulgadas de diámetro y de 17 a 67 pulgadas de longitud, con magnetos de polaridad alternada, montados encima de una caja de agua (B) de tal manera que la cara inferior del tambor, apenas roza la superficie del agua. Los magnetos y el tambor son ajustables, tanto en el sentido vertical como en el sentido horizontal. El material alimentado se mantiene en suspensión, mediante corrientes de agua, de tal modo que todos los materiales sólidos son forzados a fluir a través de la parte activa del campo mag

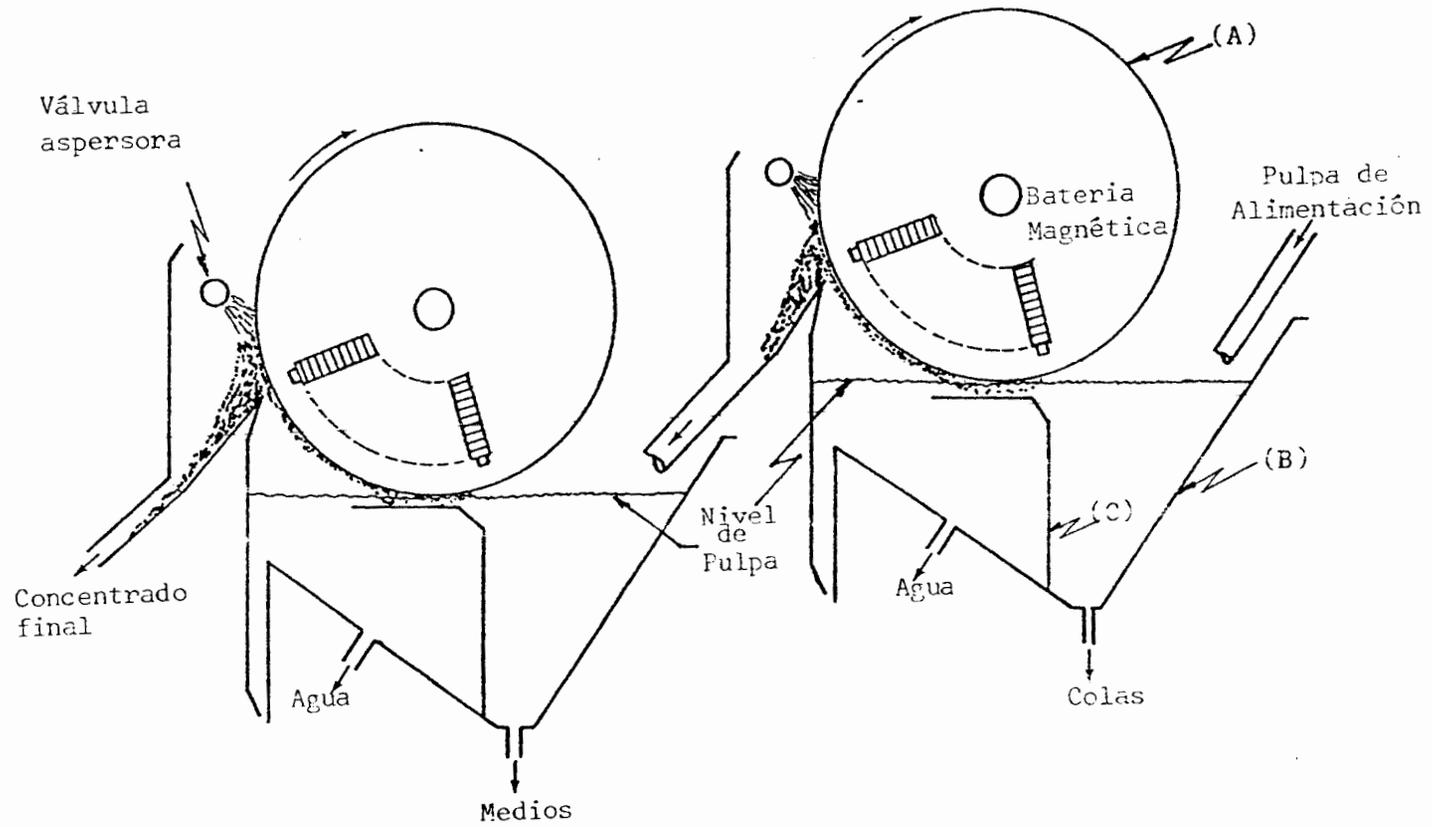


FIG. No. 14 SEPARADOR MAGNETICO HUMEDO CON TAMBOR DEL TIPO GRONDAL

nético, con la ayuda de cajones deflectores (C). Las colas son descargadas por la parte inferior de la caja de agua y caen en el lugar adecuado para ello. El concentrado se adhiere a la superficie del tambor únicamente hasta el momento en que dura la acción del campo magnético, siendo descargado por encima del campo de atracción a uno de los lados de la caja de agua. En este punto el banco de magnetos termina su acción y el concentrado es lavado por una válvula aspersora (spray) que se encuentra dentro de la caja de lavado.

Cuando dos tambores actúan en serie se crea un campo magnético de mayor atracción en el primero de ellos para levantar todos los materiales magnéticos en forma de un concentrado grueso (sucio), para un tratamiento posterior (limpia) en el segundo tambor (cuyo campo es de menor atracción), para producir el concentrado final. (Ver fig. 14.).

La velocidad usual del tambor es de 30 a 35 r.p.m. Los tamaños de alimentación oscilan entre 8 y 100 mallas. La capacidad de tratamiento en menas de magnetita, es de 2 a 4 toneladas por hora por pie de ancho del tambor. Los requerimientos de corriente son de 6 a 24 amperios a 110 voltios. Para la activación mecánica de los tambores, se requiere potencia de 0.5 a 1.5 H.P. El consumo de agua es de alrededor de 10 galones por minuto por pie de ancho del tambor.

e) SEPARADORES CROCKETT O DE BANDA SUMERGIDA (Fig. No. 15.).

Consiste esencialmente de una batería de magnetos planos colocados lado a lado, de tal forma que sus piezas polares conforman un arco (A), sumer-

giéndose dentro de una pulpa depositada en un tanque. Una banda (B), está sostenida de modo que interfiera entre las piezas polares y la pulpa, haciendo las veces de superficie colectora. Agua limpia pasa a través del espacio entre la banda y los polos en el lugar marcado con (M) y, mediante un bombeo friccional, se descarga a través de los lados de la banda en la superficie sumergida. La batería magnética consta de 20 electromagnetos de polaridad opuesta alternativamente, espaciados entre sí 4.5 pulgadas. Esta batería está colocada en una caja protectora de cobre inoxidable e impermeable. Los magnetos son energizados por corriente directa, mediante un reóstato que se encuentra localizado en las secciones colocadas por encima de los canales inclinados para alimentación marcados con la letra (C), del recipiente para colas (D) y del recipiente para medios (E). El efecto del reóstato es el de proporcionar progresivamente campos magnéticos más potentes. El canal de alimentación, que tiene una inclinación entre los 10° y 15° con relación a la horizontal, debe ser ajustado para un mayor rendimiento de acuerdo al tamaño de las partículas alimentadas. Los recipientes receptores de colas y medios están provistos de deflectores (F), para prevenir infiltraciones de agua en la banda. Una serie de válvulas aspersoras sumergidas (G), dirigen sus chorros directamente hacia la banda. La pulpa se introduce por el conducto alimentador (H), y cae dentro del contenedor de alimentación, de donde es atraída por la fuerza relativa del campo del primer magneto. Las partículas magnéticas de la pulpa, son levantadas y sostenidas por la banda (B) que las transporta hacia adelante a lo largo del campo magnético, en donde gracias al movimiento de las partículas producido por la polaridad alternada y a la acción de las válvulas aspersoras sumergidas, se descarga la ganga en la sección para co-

las; sucediendo algo similar con las partículas de medio. El material altamente magnético, sigue la trayectoria de la banda hasta la sección (I), en donde se localizan dos válvulas aspersoras sumergidas, que operan a suficiente presión como para lavar el material poco magnético, que por efecto mecánico, es sostenido en la banda (B). Este material poco magnético se deposita en el recipiente para medios (E). Finalmente, el material fuertemente magnético es transportado hacia arriba por encima del tanque de decantación (J) y de ahí hacia fuera del campo magnético, en donde se descarga en un contenedor (K) para concentrados.

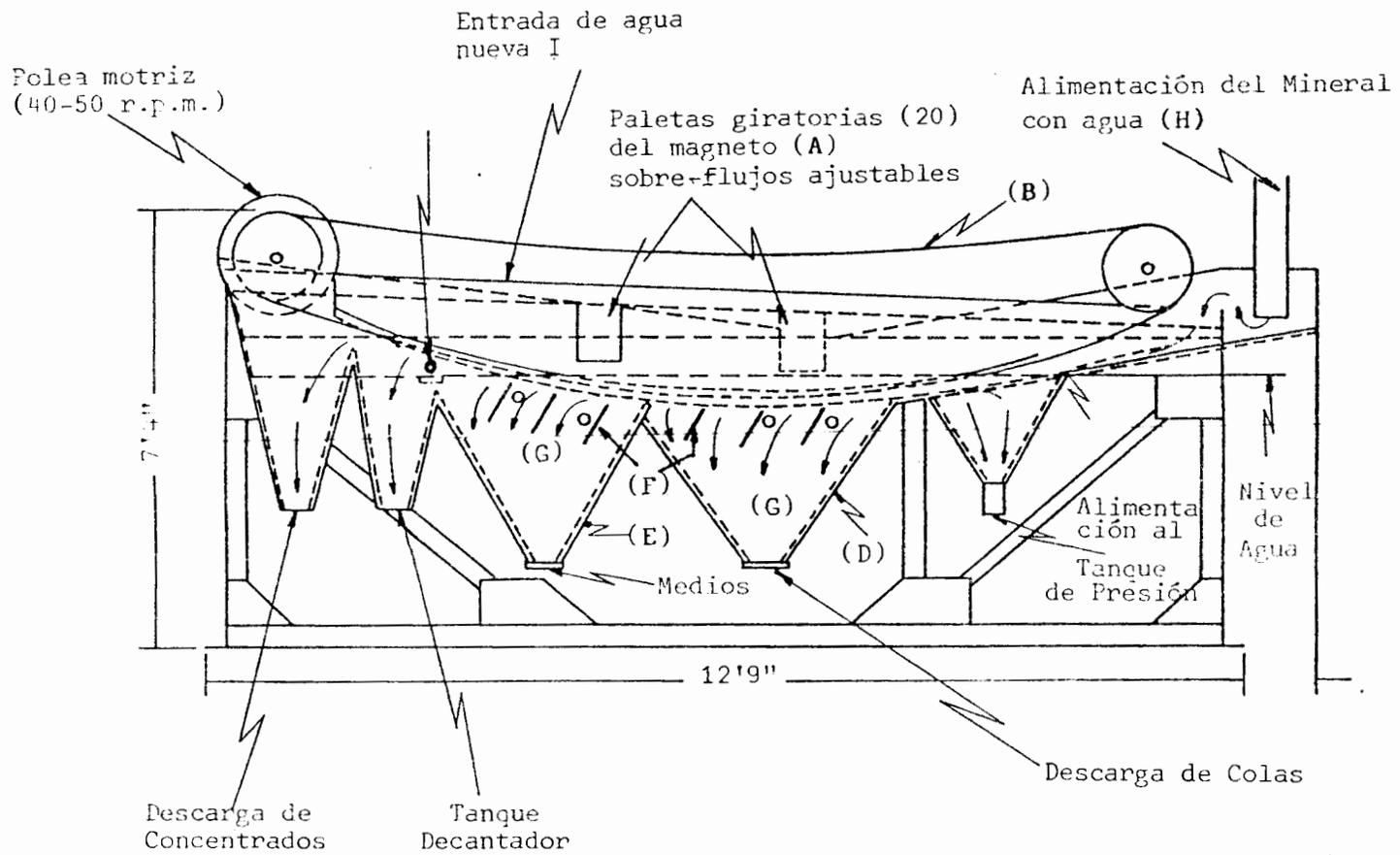


FIG. No. 15 SEPARADOR MAGNETICO CROCKETT O DE BANDA SUMERGIDA.

B I B L I O G R A F I A

- 1) TAGGART, F. Arthur. Handbook of Mineral Dressing Ores and Industrial Minerals. John. Wiley And Sons, Inc. New York, N.Y. U.S.A., 1954.
- 2) RICHARDS, H. Robert y Locke, E. Charles. Textbook of Ore Dressing. 3 rd. Edition. Mc Graw Hill Book Company, Inc. U.S.A, 1953.
- 3) VAN VALKENBURGH. Basic Electricity. Nooger and Neville, Inc. New York, N.Y., U.S.A., 1960.
- 4) ————— Manual Denver Equipment. Denver Equipment Company, Denver, Colorado. U.S.A., 1962.

FECHA DE DEVOLUCION

EL LECTOR SE OBLIGA A DEVOLVER
ESTE LIBRO ANTES DEL VENCIMIENTO
DE PRESTAMO INDICADO POR EL SELLO

COLOCACION: 1150	NUMERO DE ADQUISICION: 60437
---------------------	---------------------------------

Impreso por la
Coordinación de Servicios Generales
a través de la Unidad de Difusión,
Departamento de Impresión.
El tiraje consta de 300 ejemplares
y se terminó de imprimir
en el mes de noviembre de 1989.

APUNTE
165-A

FACULTAD DE INGENIERIA UNAM.



604337

G.- 604337