



T
622.342
T126



ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL
Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra



BIBLIOTECA

**"ESTUDIO MINERALURGICO PARA LA CONCENTRACION
DE ORO DE LOS RELAVES DE PONCE ENRIQUEZ"**

TESIS DE GRADO
Previa a la obtención del Título de:
INGENIERA GEOLOGA

Presentada por:
PAULA ISABEL TAGLE SAAD

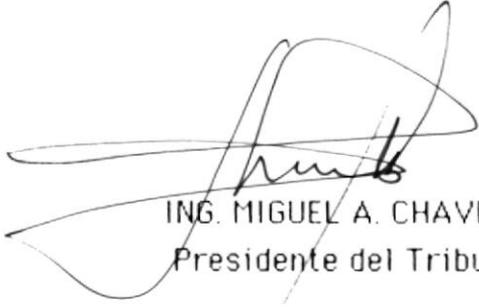
Guayaquil- Ecuador
1992

DEDICATORIA

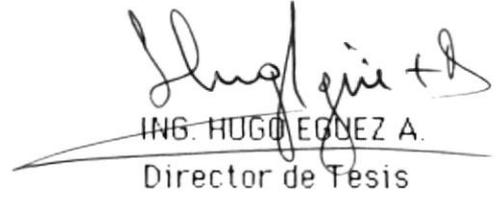
A MIS PADRES
A MIS HERMANAS
A MIS ABUELAS

AGRADECIMIENTO

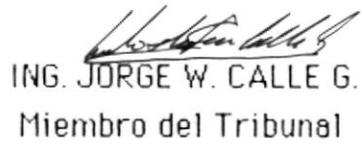
Agradezco a todas las personas e Instituciones que me ayudaron en la realización de este trabajo: al IECE, a Geo-Lab, al Instituto de Química de la ESPOL, a PETROECUADOR, al Ing. Hugo Equez, y especialmente al ser que me brindó su cariño y solidaridad todos estos años compartidos, a Gustavo.



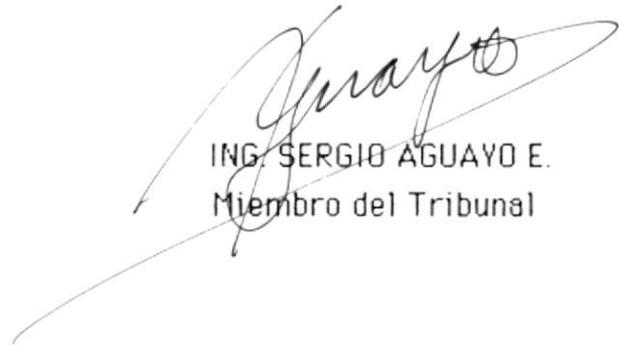
ING. MIGUEL A. CHAVEZ M.
Presidente del Tribunal



ING. HUGO ECHEZ A.
Director de Tesis



ING. JORGE W. CALLE G.
Miembro del Tribunal



ING. SERGIO AGUAYO E.
Miembro del Tribunal



DECLARACION EXPRESA

“La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”.

(Reglamento de exámenes y títulos profesionales de la ESPOL).

.....
Paula Isabel Tagle Saad

RESUMEN

El presente trabajo se refiere al estudio de la aplicabilidad de varios procesos mineralúrgicos para una eficiente concentración de oro de relaves del sector de Ponce Enríquez.

Los relaves o "colas" tratados, provienen del molino de Jaramillo (Bella Rica), y sus altos contenidos de metal precioso los convierten en materiales económicamente interesantes. Las leyes de oro fluctúan entre 32.35 gr/Tm y 54.64 gr/Tm; éstas varían de un día a otro porque el molino procesa menas provenientes de diferentes sectores de la zona.

El material, en el 60% de su peso y 70% de su volumen, está constituido por ganga, donde el cuarzo es el mineral más abundante. El resto lo conforman sulfuros, principalmente pirita y pirrotita, que representan respectivamente, el 14% y 11% del volumen.

La mayor parte de oro se encuentra encapsulado y en los bordes de pirita y pirrotita. También hay cierta cantidad de oro libre y de oro muy pequeño, asociado al cuarzo.

El 80% del material de cabeza tiene un tamaño menor o igual a 200 μm . Su densidad es de 3.38 gr/cm^3 , y la densidad del concentrado, es decir del conjunto de minerales pesados, es de 4.47 gr/cm^3 .

El índice de trabajo, determinado a través de la prueba de Bond, es de 20.27 $\text{KW.h}/\text{T.corta}$, lo que cataloga a la mena como de tipo "duro"; esto significa que se requiere de mayor energía en los molinos, para reducir su tamaño.

Al microscopio binocular se observó oro libre en la fracción -100+200 mallas (Tyler). Adicionalmente, a través de ensayos al fuego, se estableció que el 88.95% del oro se encuentra en la fracción pasante malla 100 (Tyler). Esto convierte al material en naturalmente favorable a la concentración por métodos gravimétricos y por flotación.

Con un alto criterio de concentración, la separación en mesa vibratoria entre ganga y mineral valuable, fue exitosa. Se recuperó el 86.37% del oro, a una razón de concentración de 1.92:1. Para elevar la ley del concentrado, se efectuó la limpieza de los mixtos de la mesa. Aquí, la recuperación total fue de 74.15% y la razón de concentración aumentó 1.5 veces en relación con la prueba de desbaste.

A través de pruebas de amalgamación en tambores, se determinó que apenas el 6.52% del oro es amalgamable; además la eficiencia de tal método es baja.

La flotación se realizó en dos etapas. Primero se llevó a cabo una flotación colectiva de sulfuros y oro, donde la recuperación fue del 92.54%. Luego, para mejorar las leyes, se efectuaron flotaciones diferenciales sucesivas de sulfuros de plomo, sulfuros de zinc y sulfuros de hierro. Sin embargo esto no aportó mayores mejorías al proceso.

Con los resultados obtenidos se recomienda un circuito metalúrgico donde la mena sea directamente concentrada en mesa; sus relaves se tratarían por cualquier otro método, como cianuración, y los mixtos serían molidos para luego someterse a una flotación colectiva de sulfuros, con posterior flotación de limpieza.

El concentrado de mesa y flotación se podría vender o tratar por cianuración directa, o tostación y fundición, o tostación y cianuración, o amalgamación.

Se deben realizar posteriores estudios para establecer el mejor método de recuperación. En lo que respecta a la amalgamación se puede decir que, como no presenta mayor eficiencia y es altamente contaminante, sólo se recomienda cuando se trabaje con leyes muy altas y no se cuente con suficientes recursos financieros.

INDICE GENERAL



	Pag.
RESUMEN.....	5
INDICE GENERAL.....	7
INDICE DE FIGURAS.....	11
ABREVIATURAS.....	12
INTRODUCCION.....	15
OBJETIVOS.....	16
CAPITULO I	
GENERALIDADES SOBRE EL DEPOSITO.....	17
1.1 Ubicación.....	17
1.2 Vías de Acceso.....	17
1.3 Fisiografía y Clima.....	17
1.4 Geología Regional.....	19
1.5 Características del Depósito.....	19
1.6 Actividades Mineras de la Zona.....	22
1.7 Propiedades del oro.....	26
CAPITULO II	
CARACTERIZACION DEL MATERIAL.....	29
2.1 Mineralogía.....	29
2.1.1 Análisis de los granos minerales.....	29
2.1.2 Microscopía de minerales opacos.....	30
2.2 Análisis químicos.....	31
2.3 Análisis físicos.....	31

2.3.1 Determinación de la densidad.....	31
2.3.2 Análisis granulométrico.....	32
2.4 Análisis pirometalúrgicos.....	33
CAPITULO III	
PROCESOS DE REDUCCION DEL MATERIAL.....	42
3.1 Teorías de conminución.....	42
3.2 Chancado.....	44
3.3 Molienda.....	44
3.3.1 Fundamentos del molino de bolas.....	48
3.3.2 Alimentación a los molinos.....	50
3.4 Pruebas de laboratorio: Prueba de Bond.....	52
3.4.1 Objetivo.....	53
3.4.2 Teoría.....	53
3.4.3 Equipos requeridos.....	53
3.4.4 Procedimiento seguido.....	56
3.4.5 Cálculos y resultados.....	64
3.4.6 Conclusiones.....	66
CAPITULO IV	
CONCENTRACION GRAVIMETRICA.....	68
4.1 Mesa vibratoria.....	71
4.1.1 Movimiento de las partículas.....	74
4.1.2 Parámetros de la mesa.....	76
4.1.3 Pruebas de laboratorio.....	81
CAPITULO V	
AMALGAMACION EN TAMBORES.....	98
5.1 Bases físico-químicas de la amalgamación.....	99
5.2 Factores que influyen en la amalgamación.....	100
5.3 Variables del proceso de amalgamación.....	102
5.4 Pruebas de amalgamación en tambor.....	103
5.4.1 Determinación de la carga de bolas y velocidad crítica.....	108

5.4.2	Variable: porcentaje de sólidos por peso.....	109	
5.4.3	Variable: Porcentaje de mercurio.....	109	
5.4.4	Variable: Tiempo de amalgamación.....	110	
5.4.5	Observaciones.....	110	
5.4.6	Conclusiones.....	114	
CAPITULO VI			
CONCENTRACION POR FLOTACION.....			118
6.1	Química de la flotación.....	119	
6.1.1	Características de las distintas fases.....	119	
6.1.2	Contacto trifásico.....	121	
6.1.3	Fenómeno de la superficie.....	122	
6.2	Mecanismo y cinética de la flotación.....	127	
6.2.1	Mecanismo de flotación.....	127	
6.2.2	Cinética de la flotación.....	131	
6.3	Reactivos de flotación.....	133	
6.3.1	Colectores.....	134	
6.3.2	Espumantes.....	141	
6.3.3	Modificadores.....	144	
6.4	Flotación de sulfuros portadores de oro.....	149	
6.4.1	Flotación de pirita.....	152	
6.4.2	Flotación de calcopirita.....	156	
6.4.3	Flotación de minerales de oro.....	156	
6.5	Variables del proceso de flotación.....	158	
6.6	Pruebas de laboratorio.....	159	
6.6.1	Pruebas de flotación colectiva de sulfuros, en celdas de laboratorio.....	166	
6.6.2	Pruebas de flotación selectiva de sulfuros, en celdas de laboratorio.....	185	
6.6.3	Análisis de las reacciones.....	192	
6.6.4	Conclusiones.....	193	
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....			196
ANEXOS.....			202

INDICE DE FIGURAS

	Pag
2.1 Picnómetro (Botella de densidad).....	40
3.1 Molino de Bolas.....	47
3.2 Centro de Gravedad en un molino.....	47
3.3 Circuito de Molienda.....	51
4.1 Criterio de concentración vs Tamaño de partícula.....	70
4.2 Clasificación de mecanismos de concentración gravimétrica.....	75
4.3 Estratificación vertical entre los riffles.....	75
4.4 Movimiento neto de partículas en mesa Vibratoria.....	77
5.1 Formación de la amalgama.....	101
5.2 Sistema Au-Hg.....	101
5.3 Etapas del proceso de amalgamación.....	104
6.1 Representación esquemática del Contacto Trifásico.....	123
6.2 Angulos de contacto de sólidos de distintas mojabilidades.....	123
6.3 Representación esquemática de la doble capa eléctrica.....	128
6.4 Esquema de la formación de espuma en máquina de flotación.....	143
6.5 Concentración de cobre en la espuma en máquina de flotación.....	143
6.6 Interacción espumante-colector de acuerdo con Leja y Schulman.....	143
6.7 Asociación espumante-colector por quimisorción.....	153
6.8 Recuperación de pirita en función del pH.....	153
6.9 Curvas de contacto para varios sulfuros (NaCN vs pH).....	157
6.10 Recuperación de Calcopirita en función de pH.....	157
6.11 Diagrama de pruebas de flotación de desbaste-selectiva.....	191

ABREVIATURAS

Cg:	centro de gravedad.
C.C:	criterio de concentración.
D:	diámetro del molino/constante dieléctrica del aire.
d:	diámetro de la bola del molino.
d80:	diámetro que el 80% del peso de las partículas pasan.
dp:	tamaño 80% pasante del producto.
df:	tamaño 80% pasante de la alimentación.
E:	energía consumida por unidad de masa/intensidad del campo eléctrico.
E°:	potencial de reducción.
F:	constante de Faraday/Fuerza.
Fig:	figura.
Gbp:	promedio de producto neto por revolución.
g:	gravedad.
k:	módulo de tamaño/constante de la máquina de flotación.
K _B :	parámetro de Bond.
L:	longitud del eje del cilindro.
M _b :	carga máxima de bolas.
m:	tamaño de la partícula/exponente adimensional/módulo de distribución.
N:	norte/velocidad rotacional de trabajo/número de burbujas.
N _c :	velocidad rotacional crítica.
N*:	fracción de la velocidad rotacional crítica.
n:	número de partículas para la flotación.
P:	potencia del molino.
Q:	taza de producción.
R:	constante de los gases.
Rec:	recuperación.
S:	sur.
T:	temperatura absoluta/tasa de reciclamiento.
t:	tiempo.
V:	volumen del molino.

W :	coste/peso de la carga de bolas.
W_i :	índice de trabajo de Bond.
x_f :	tamaño de la alimentación.
x_p :	tamaño del producto.
x :	espesor de la película/número de partículas que flotan.
δ :	densidad/gravedad específica del fluido.
δ_{BDM} :	densidad de empaque.
δ_1 :	gravedad específica del mineral pesado.
δ_2 :	gravedad específica del mineral liviano.
θ, ϕ :	ángulos.
z :	potencial electroquímico.
Z :	potencial electrocinético.
ΔG :	trabajo o energía libre.
σ :	gravedad específica.
η :	viscosidad.
γ_{sg} :	tensión sólido-gas.
γ_{lg} :	tensión líquido-gas.
γ_{sl} :	tensión sólido-líquido.

UNIDADES

cm:	centímetro.
$^{\circ}\text{C}$:	grados centígrados.
g,gr:	gramos.
h:	hora.
Kg:	kilogramo.
Km:	kilómetro.
KW:	kilovatio.
lt,l:	litro.
m:	metro.
min:	minuto.
m.s.n.m:	metros sobre el nivel del mar.
mg:	miligramo.
mm:	milímetros.
ppm:	partes por millón.
T_m, T :	tonelada métrica.

T.corta: tonelada corta = 2000 lbs.

RPM: revoluciones por minuto.

': pies/minutos.

": pulgadas/segundos.

INTRODUCCION

En el sector de Ponce Enríquez, como en otras tantas regiones mineras del país, el potencial aurífero de las menas es apenas aprovechado en un 50%. Con los métodos artesanales que se emplean en la minería informal, gran cantidad de oro no es recuperada y se acumula en los llamados relaves o colas. Estos, muchas veces poseen leyes de oro bastante elevadas, que los convierten en materiales económicamente interesantes.

En el presente trabajo se analizaron los posibles procedimientos para concentrar oro de los relaves en estudio. En principio, se definieron las características propias de la mena, tales como contenido de oro, plata y otros elementos; mineralogía; densidad; distribución granulométrica e índice de trabajo.

Habiéndose caracterizado el material, se pasó a probar la eficiencia de la concentración en mesa gravimétrica. Se realizaron múltiples pruebas variando los parámetros de este mecanismo, hasta establecer el rango de granulometría óptimo (con mejores recuperaciones), y las variables de operación adecuadas para esta fracción de tamaño.

Las pruebas siguientes consistieron en la amalgamación en tambor de los concentrados de mesa. A través de este tratamiento se estableció el porcentaje de oro amalgamable y la eficiencia del proceso.

Finalmente se efectuó la flotación colectiva de sulfuros, investigándose los parámetros óptimos para obtener mayores recuperaciones de oro. Con el concentrado de la mejor prueba de flotación primaria, se realizaron flotaciones diferenciales de sulfuros de plomo, sulfuros de zinc y sulfuros de hierro, con el fin de establecer en qué fracción se alcanzaban mayores leyes de oro.

OBJETIVOS

El objetivo central del presente trabajo es brindar nuevas alternativas para el tratamiento de los relaves de Ponce Enríquez. Con tal fin, se prueba la efectividad de los procesos de concentración gravimétrica, de amalgamación y de flotación.

En las pruebas de concentración gravimétrica, el objetivo principal es establecer en qué rango de tamaño se obtiene la máxima recuperación posible. Luego se analizan los mejores parámetros de la mesa para tal rango, y la efectividad de una concentración de limpieza.

Las pruebas de amalgamación se efectúan con el fin de establecer el porcentaje de oro amalgamable en la mena y la eficiencia de tal proceso.

La Flotación se realiza con la intención de determinar los parámetros óptimos para lograr la máxima recuperación, y de estimar si este método de concentración es eficiente y en qué medida. Otro propósito de las pruebas es estudiar si una flotación diferencial resulta beneficiosa para el proceso, y los rangos de las variables en que debe llevarse a cabo.

CAPITULO I

GENERALIDADES SOBRE EL DEPOSITO



BIBLIOTECA

1.1 UBICACION

El material en estudio consiste en relaves provenientes del sector de Bella Rica, Distrito de Ponce Enríquez, en el cantón de Santa Isabel, provincia del Azuay (Mapa 1.1).

El área está ubicada dentro de las siguientes coordenadas (Proyecto ICU-ESPOL, 1984):

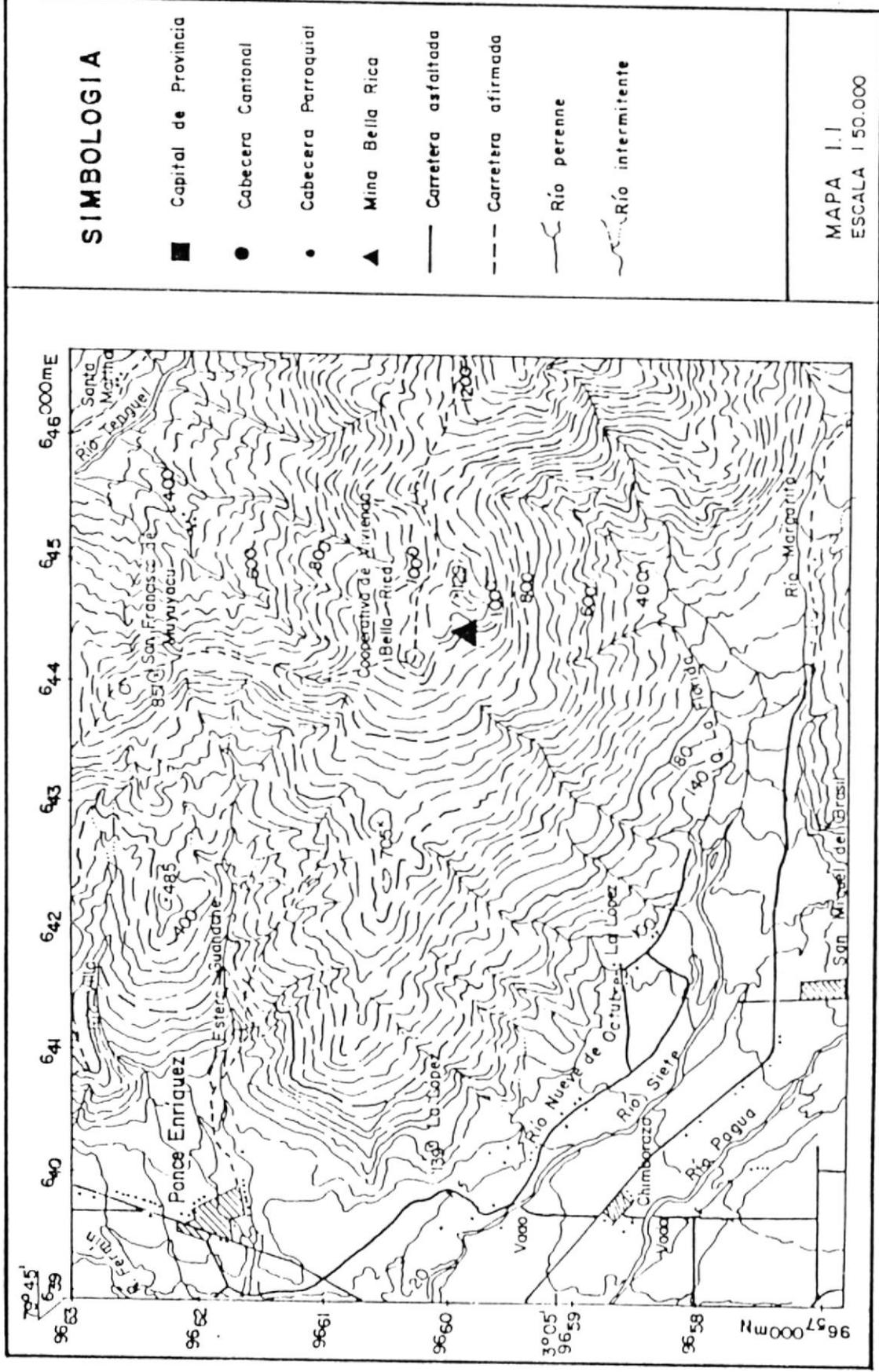
Latitud	3°04'S -----	3°05'S
Longitud	79°42'W -----	79°43'W

1.2 VIAS DE ACCESO

La forma de llegar al sector es a través de un desvío a la izquierda en la carretera Guayaquil-Machala, 500 metros al sur del poblado de Ponce Enríquez. Este consiste en un camino angosto, de tierra, de aproximadamente 5 kilómetros de longitud, que termina en el caserío denominado "La López". Desde ahí el viaje se realiza a pie a través de un sendero para peatones, hasta subir (4 horas aproximadamente) a un desnivel a 900 m.s.n.m, en el que se encuentran el poblado de Bella Rica y el molino del señor Jaramillo, de donde se tomaron los relaves en estudio.

1.3 FISIOGRAFIA Y CLIMA

El área de Bella Rica se levanta con una inclinación suave a partir de la llanura de los ríos Tenguel y Siete; luego continúa con una pendiente fuerte hacia la montaña. La parte baja (20 a 80 m.s.n.m.) está sembrada de pastos, arbustos, árboles frutales y palmeras aisladas (Fotografía 1.1).



Mapa 1.1 Mapa Topográfico

aisladas (Fotografía 1.1).

En los flancos inferiores se han ubicado recintos de explotación, tales como Pueblo Nuevo, Tres Ranchos y el Paraíso. Es aquí donde comienza la zona de selva montañosa con espesa vegetación tropical. Los suelos son de una capa de 0.5-1 m. de arcilla lodosa. El espesor de restos vegetales es pequeño, debido a la rápida descomposición que sufre la materia orgánica.

El caserío de Bella Rica se encuentra en un desnivel, pasando la parte más alta del cerro. Aquí el terreno es más pendiente y está cortado por varias quebradas pequeñas.

En la zona alta, la lluvia cae casi continuamente durante todo el año, y la mayor parte del tiempo, hay una espesa neblina que no permite ver la cumbre del cerro (Fotografía 1.2).

La temperatura oscila entre 17°C y 18°C en el día y baja considerablemente por la noche.

1.4 GEOLOGIA REGIONAL

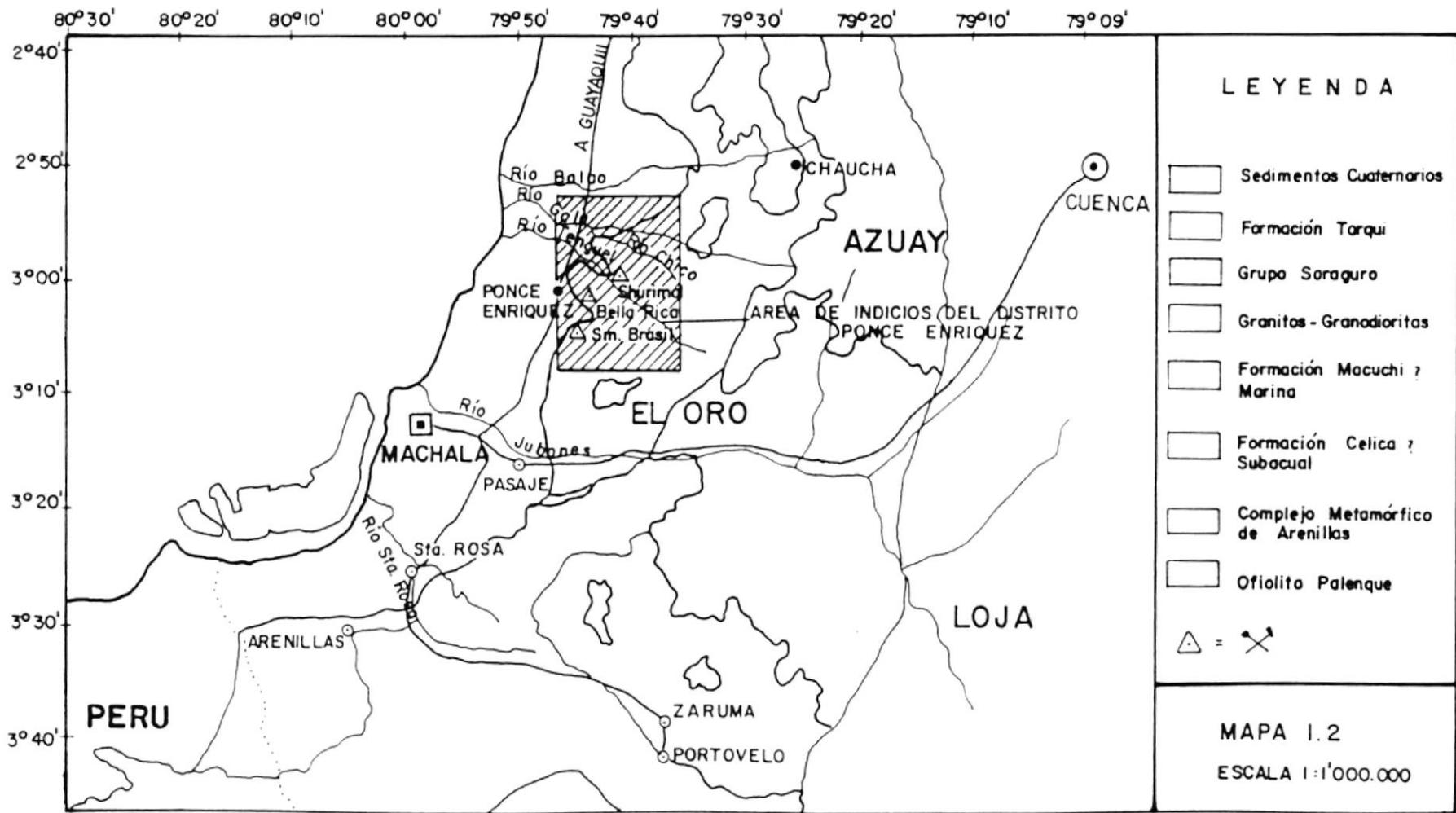
El distrito de Ponce Enríquez es una zona acrecionada (formación Macuchi), propicia para la búsqueda de yacimientos de origen volcánico o sulfuros masivos estratiformes. Alrededor del distrito ocurre un conjunto predominante de rocas volcánicas, andesíticas y basálticas; diabasas, brechas, todas estas de la formación Macuchi. Existen también otras unidades litológicas sobreyacentes de edad terciaria, además de rocas plutónicas granodioríticas, responsables del origen de fluidos hidrotermales, que causaron la mineralización en la zona (Mapa 1.2) (Guisamano J., 1987).

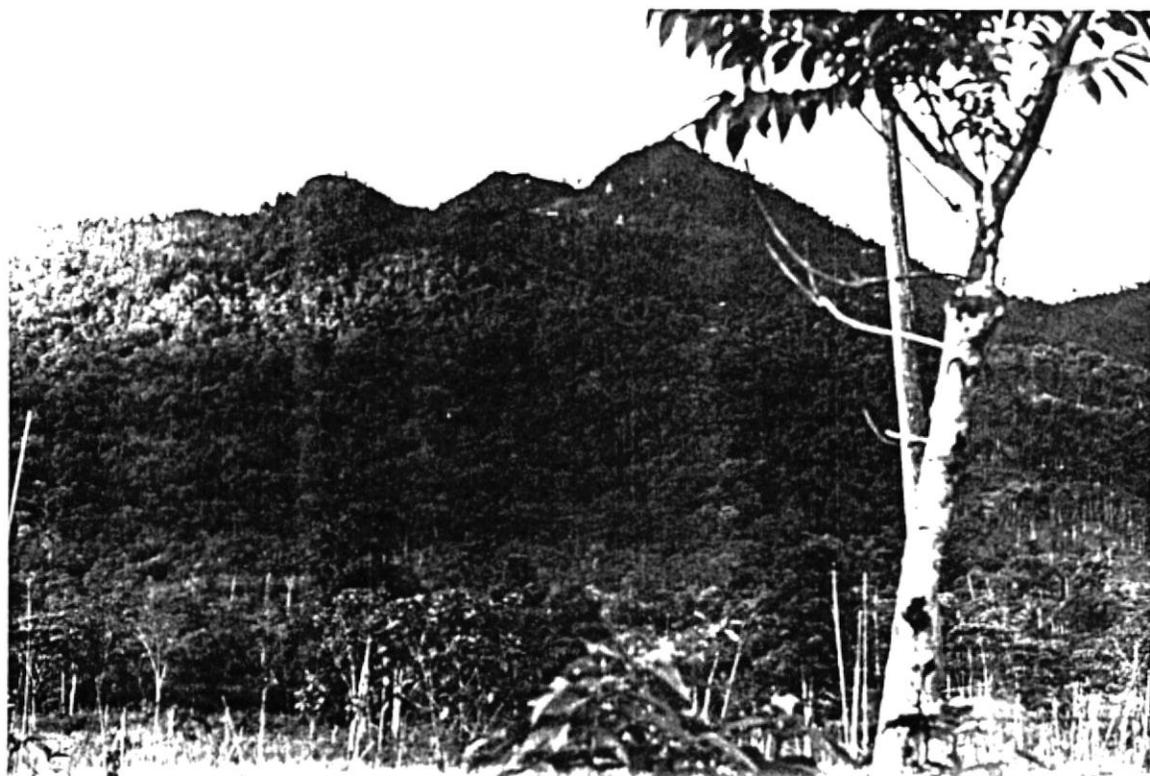
1.5 CARACTERISTICAS DEL DEPOSITO

La mineralización en la zona se originó a partir de la paleosubducción terciaria (Calacalí-Palenque), que dió lugar a una



BIBLIOTECA





Fotografía 1.1 Vista de Bella Rica desde San Miguel de Brasil



Fotografía 1.2 Alrededores de Bella Rica

orogenia con tres fases de fracturamiento tectónico, y a un magmatismo que generó el flujo de calor necesario para desarrollar las mineralizaciones indicadas. Así, existen (Guisamano J., 1987):

1. Fallas o estructuras mineralizadas N-S ó N10°E/60-45°E, con pirrotita, arsenopirita, calcopirita, pirita, cuarzo y oro; correspondientes a un nivel hipo a mesotermal.
2. Fallas mineralizadas N45-55° W/55°E con hematita, limonita, pirita, calcopirita, cuarzo y oro; que son probablemente correspondientes a un nivel epi a mesotermal.
3. Fallas estériles que cortan a las anteriores con rumbo N64°E.

1.6 ACTIVIDADES MINERAS DE LA ZONA

Pese a que se han encontrado indicaciones de que el área había sido trabajada en épocas anteriores a la colonia, es a partir de 1983 que comienza la explotación aurífera en el sector. Debido al fuerte invierno de aquel año, los campesinos dejaron sus tierras y se vieron obligados a buscar otras fuentes de ingresos para sus familias. De ahí que la mayoría de los mineros de la zona no posean mucha experiencia; sólo hay unas cuantas personas de Portovelo y Zaruma, que tienen práctica en el campo de la minería.

Actualmente existen varios asentamientos en la montaña, como El Paraiso, Pueblo Nuevo, y el más importante, Bella Rica, donde la población llega a ser de 5000 habitantes (Fotografías 1.3 y 1.4).

Las condiciones de salubridad en tales caseríos son precarias. Las letrinas son de uso común. No existe red de alcantarillado, recolección de basura, ni agua potable; la escasa agua con que se cuenta está altamente contaminada por desechos orgánicos y químicos. Los precios de los productos llegan a triplicarse.

Existen muchas cooperativas en el sector; pocas poseen una



Fotografía 1.3 Bella Rica



Fotografía 1.4 Calle principal de Bella Rica

concesion.

Los túneles son trabajados por grupos conformados de 4 a 12 individuos; en la mayoría de los casos, éstos son simples obreros que reciben un sueldo de los dueños de los frontones.

Los servicios de aire comprimido y molienda se alquilan. Además del pago, el dueño del molino se queda con los relaves.

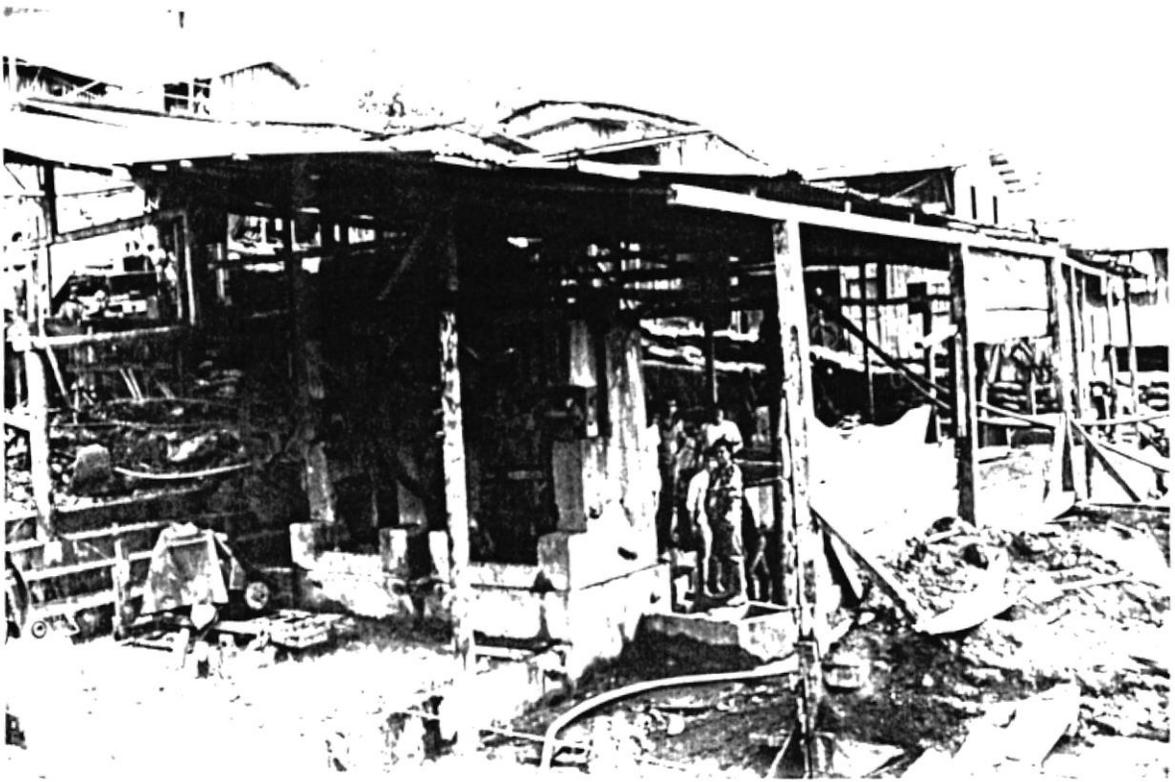
Las estratificaciones sociales que existen se pueden dividir en dos clases: una conformada por los propietarios de la tierra, de los frontones, molinos, compresores y demás maquinaria, y la otra representada por los trabajadores.

La explotación del yacimiento se realiza de manera antitécnica, lo que produce como consecuencia una baja recuperación del oro y alta mortalidad de los mineros en los socavones.

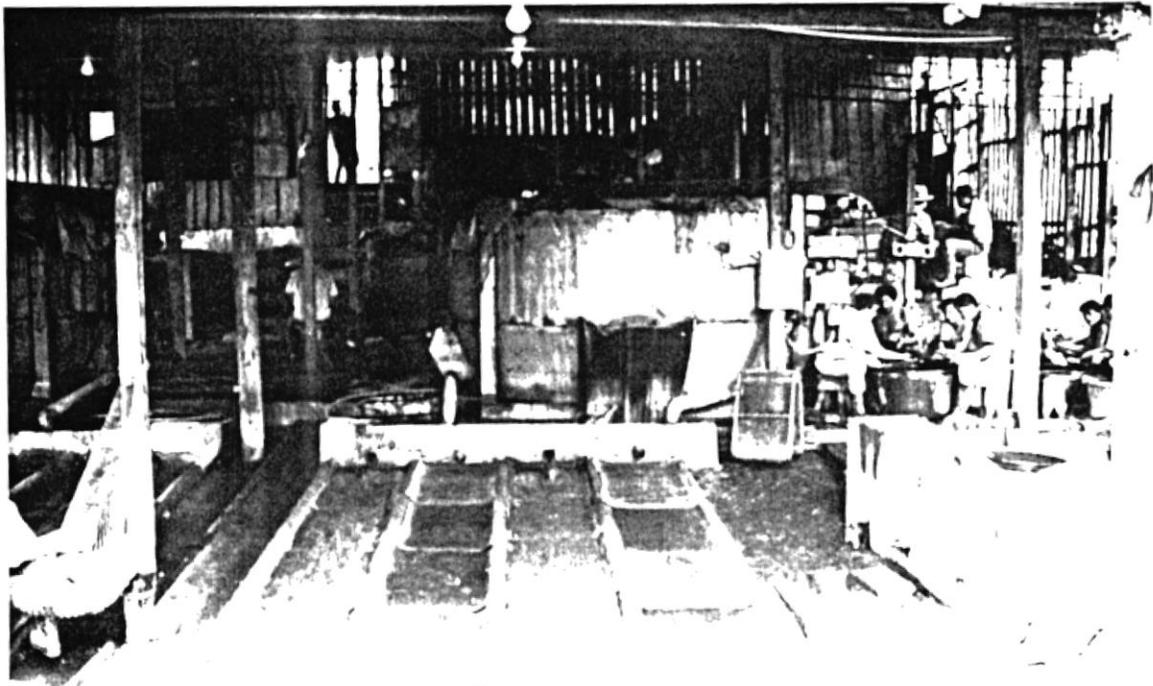
Cuando se extrae el material primario se lo lleva a los molinos, que pueden ser de pisones (Fotografía 1.5) o "chilenos" (Fotografía 1.6). En estos últimos, la mena es primeramente triturada en una chancadora de quijada, para luego pasar a la molienda propiamente dicha, realizada con agua. Una malla controla la salida del mineral, que posteriormente es lavado en canalones de 4 metros de longitud y 10° de inclinación; éstos poseen sobre su superficie sacos de yute a los cuales se adhiere el oro y los minerales pesados. Estériles y agua pasan a piscinas de sedimentación de donde se recupera el agua a través de bombeo (Fotografía 1.8).

La mena que queda en los sacos se batea hasta lograr un buen concentrado, entonces se le agrega mercurio, panela y con una piedra de moler se lo remueve hasta que se forma la amalgama. Esta se quema con un soplete al aire libre, recuperándose un oro de 14 a 18 kilates.

La explotación alcanza en Bella Rica las 250 toneladas por día. El



Fotografía 1.5 Trituradora de pizones



Fotografía 1.6 Molino cilíndrico con pizones



BIBLIOTECA



incipiente sistema de chancado y molienda ha permitido que en los relaves (Fotografía 1.7) se acumulen cantidades de oro que los convierten en económicamente interesantes.

1.7 PROPIEDADES DEL ORO

El oro posee una gravedad específica de 19.3 cuando es puro. La presencia de otros metales hace disminuir el peso específico, que puede llegar a bajar hasta 15. Su fractura es irregular. Es un metal muy dúctil y maleable. El color, dependiendo de su pureza, varía entre diferentes tonalidades de amarillo; se torna más pálido al aumentar el porcentaje de plata presente (Manual de mineralogía de Dana, 1985).

La principal fuente de oro son los llamados filones hidrotermales de cuarzo y oro, donde, junto con la pirita y otros sulfuros, fue depositado por soluciones minerales ascendentes que lo contenían. El oro está simplemente mezclado mecánicamente con los sulfuros, y no en forma de combinación química alguna. En la superficie de la tierra y cerca de ella, los sulfuros que contienen oro normalmente están oxidados, dejándolo libre y haciendo así su extracción muy fácil. En tales menas el contenido de oro podría ser recuperado por amalgamación. Cuando hay sulfuros presentes, deben emplearse otros métodos (ibid).

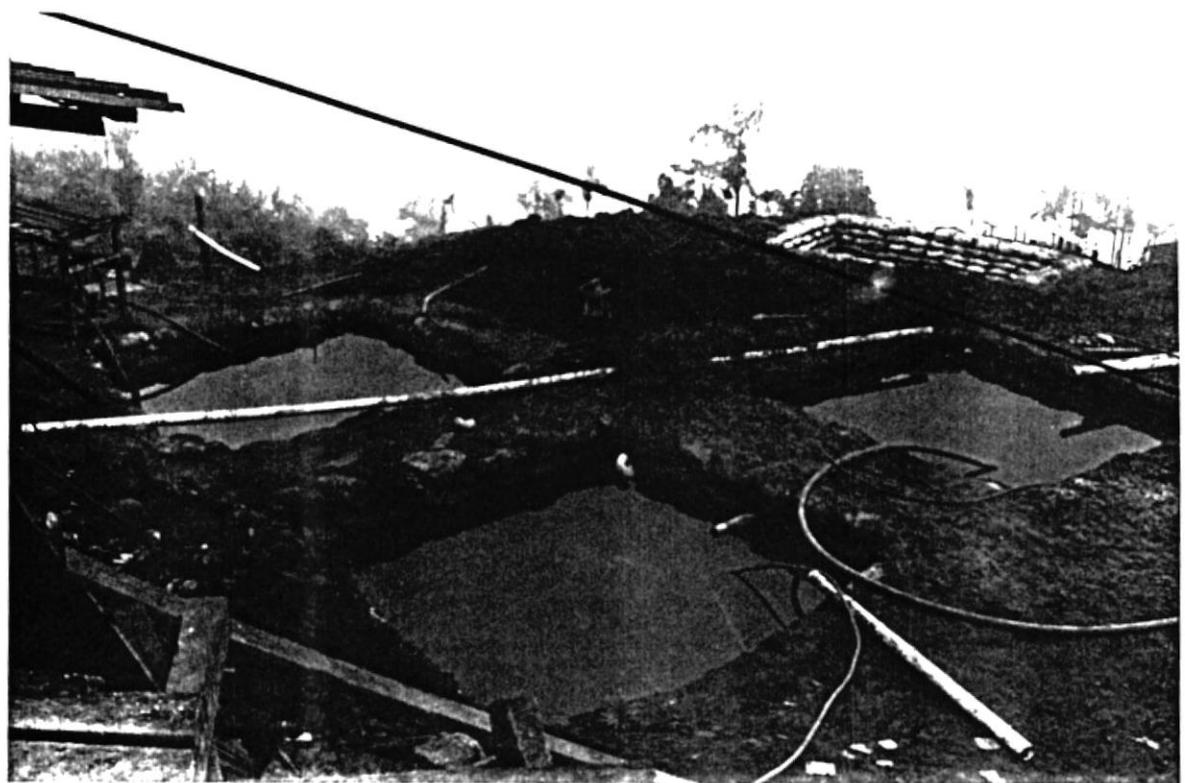
Los filones que poseen oro, sometidos a la acción del tiempo y meteorizados, liberan el metal precioso que, o bien queda en el manto del suelo, o es arrastrado a los arroyos vecinos para formar placeres (ibid).

El principal productor mundial de oro es Sudáfrica, le sigue la ex-URSS, luego Canadá, Estados Unidos, Ghana, Australia y Filipinas. En Ecuador en 1990 se produjeron aproximadamente 13 toneladas de este metal precioso (Ministerio de Energía y Minas, 1990).

El principal empleo del oro es en joyería, instrumentos científicos,



Fotografía 1.7 Acumulación de relaves en Cooperativa "El Bosque"



Fotografía 1.8 Piscinas de Sedimentación de relaves

placados electrolíticos, pan de oro, prótesis dentales y como lingotes de inversión (ibid).

CAPITULO II

CARACTERIZACION DEL MATERIAL



Antes de realizar cualquier análisis para la caracterización del material o cualquier proceso mineralúrgico, fue necesario preparar el mineral proveniente de Ponce Enriquez. Para el efecto, primeramente se secó la muestra a temperatura ambiente, colocándola sobre fundas plásticas a la intemperie durante aproximadamente dos días. A medida que el material se secaba, con un rodillo y un mazo se fueron disgregando los grumos formados por aglomerados de partículas muy finas.

Cuando el material estuvo seco por completo, se comprobó que el 100% era pasante malla 10 (Tyler). Luego se homogenizó la muestra a "pala" y se cuarteó utilizando un cuarteador Jones. Se dividió el mineral en grupos de 20, 10 y 5 kilogramos, los mismos que se guardaron en fundas plásticas herméticamente selladas para evitar la oxidación. Se tomaron 5 Kg del material ya cuarteado para hacer los ensayos de caracterización necesarios.

2.1 MINERALOGIA

Para determinar la mineralogía, se realizó primero una concentración por batea, con posterior microbateado, de una fracción tomada del material inicial previamente homogenizado y cuarteado.

Con el concentrado del microbateado se hicieron probetas para el estudio de minerales opacos y la ganga se analizó con un microscopio estereoscópico.

2.1.1 Análisis de los Granos Minerales.

El tamaño grande de los granos permitió ver bien las relaciones

entre los diversos minerales.

Se determinó que la mayor parte del mineral de ganga es cuarzo, aunque también se presentan fragmentos de cloritas. Aproximadamente el 70% del volumen y el 60% del peso de la muestra corresponden a ganga.

Tamizando el concentrado del microbateado, y analizando las porciones retenidas en cada malla por medio del microscopio binocular, se pudieron observar partículas de oro libre principalmente en la fracción -100 +200 Mesh (Tyler).

2.1.2 Microscopía de Minerales Opacos.

Se hicieron probetas tanto con el concentrado de batea como con rocas de mineral primario. Estas se analizaron en un microscopio marca Leitz tipo Orthoplan-pol.

De lo observado se puede decir que pirita y pirrotita son los sulfuros metálicos más abundantes, con tamaños de grano de hasta 1 mm. Se distinguen algunas partículas de oro libre, así como de oro encapsulado y en los bordes de pirrotita y pirita. También hay oro de tamaño muy pequeño dentro del cuarzo. Se midieron partículas de oro de 25 μm a 50 μm . La calcopirita se encuentra en partículas libres y también entrelazada con piritas.

A continuación se presentan las especies identificadas con sus porcentajes respecto al volumen de la muestra.

Pirita	14.0%
Pirrotita	11.0%
Calcopirita	4.0%
Arsenopirita	0.7%
Minerales de ganga (cuarzo, clorita)	70.0%

2.2 ANALISIS QUIMICOS

A través de ataque ácido y absorción atómica del material de cabeza, se determinaron los siguientes elementos:

Arsénico	0.45%
Antimonio	0.02%
Cobre	0.93%
Hierro	28.60%
Plomo	0.03%
Zinc	0.25%
Mercurio	2.0ppm
Sales solubles	8.00%
Oro	30.3 g/T
Plata	30.8 g/T

2.3 ANALISIS FISICOS

2.2.1 Determinación de la Densidad.

La densidad relativa para una población de granos minerales, puede ser determinada con gran exactitud utilizando una pequeña botella, llamada picnómetro, que posee un tapón de vidrio esmerilado a través del cual hay un orificio capilar (Figura 2.1).

Para esto, se pesa el mineral en estudio en una balanza analítica (2.5 gramos aproximadamente) y se lo coloca en el picnómetro llenándolo parcialmente con agua destilada. A continuación se calienta la botella por unos minutos con el fin de que desaparezca cualquier burbuja de aire que hubiese en la muestra. Una vez enfriado, el picnómetro se llena completamente con agua destilada y se pesa (W1), teniendo especial cuidado de que el agua llegue hasta la parte superior del capilar, pero que no haya exceso de la misma. La última pesada (W2) se efectúa después de vaciar la botella y volverla

a llenar solamente con agua destilada.

La densidad del mineral es su peso (W_m), dividido para su volumen (V_m), que equivale a la masa de agua desplazada por el mineral:

$$\sigma = W_m / [W_m + (W_2) - (W_1)]$$

Para convertir la gravedad específica (σ), en densidad [g/cm^3], se la multiplica por la densidad del agua que es aproximadamente $1 \text{ g}/\text{cm}^3$. Existen también tablas que dan la densidad del agua para diversas temperaturas. Con un termómetro se puede medir la temperatura de la muestra, haciendo las correcciones debidas.

Con el fin de determinar la densidad del material de alimentación, se tomaron 3 muestras, midiendo para cada una su densidad por el método del picnómetro. Así, la densidad promedio fue de $3.38 \text{ g}/\text{cm}^3$. Lo mismo se hizo para establecer la densidad del concentrado de batea, es decir, de los minerales pesados. El promedio de densidad fue de: $4.47 \text{ g}/\text{cm}^3$.

2.3.2 Análisis Granulométrico.

La distribución granulométrica o simplemente granulometría de un material, es la cuantificación por peso de las partículas de un tamaño dado (fracciones) con respecto al peso total de la muestra.

Se lleva a cabo a través del tamizado de la muestra en diferentes números de criba, utilizando un clasificador por agitación (Ro-Tap). Se pesan las fracciones retenidas en cada malla y los resultados se plotean en un gráfico, donde la abscisa es el tamaño de la partícula (en micras) y la ordenada el porcentaje pasante acumulado de cada porción.



Existen varios métodos para modelar las gráficas de una distribución granulométrica. Uno de éstos es la ecuación de Gaudin-Schuhmann, que da una línea recta cuando la distribución es graficada en escala log-log:

$$Y = 100 (x / k)^m$$

donde:

- Y = %peso pasante acumulado de la malla de abertura x
- x = abertura de la malla pasante [μm]
- k = módulo de tamaño (tamaño máximo teórico) [μm]
- m = módulo de distribución (pendiente de la curva).

El especificar una granulometría mediante ecuaciones (o gráficos) es de mucha utilidad en el diseño y control de procesos de trituración y molienda.

Con el fin de construir la curva granulométrica del material inicial, se tomaron 500 gramos de muestra y se los tamizó durante 20 minutos en el aparato agitador Ro-Tap. El juego de tamices empleados y los resultados, se muestran en la tabla 2.1. Del gráfico 2.1 se obtiene que $\Delta x=3.3$ y $\Delta y=3.4$, por lo que la pendiente m, ($\Delta y/\Delta x$) será igual a 1.03. Luego, la ecuación que define la distribución granulométrica del material es:

$$y = \frac{x}{260}^{1.03}$$

2.4 ANALISIS PIROMETALURGICOS.

Se efectuaron ensayos al fuego para determinar el tenor de oro y plata del material de cabeza y el tenor de oro y plata por fracción granulométrica.

Debido al importante contenido de sulfuros en el material en estudio, siempre se realizó una tostación a los productos de mesa

concentradora, flotación y al mineral de cabeza, antes de la respectiva fundición y copelación.

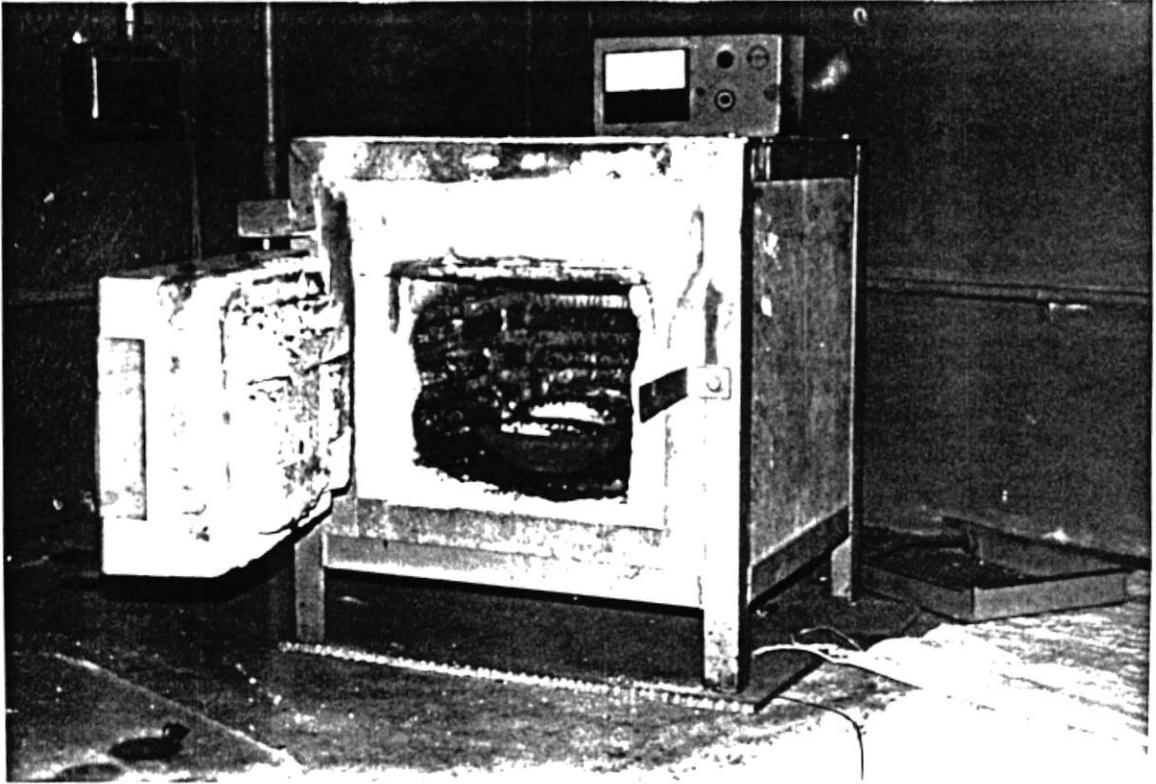
La tostación se llevó a cabo a temperatura de 800°C y durante una hora (Fotografías 2.1,2.2). Para evitar que la muestra se pegara a los recipientes de barro empleados, se agregó una cantidad conocida de sílice (5 g aproximadamente). La carga fundente utilizada, calculada para los 50 gramos de peso inicial (antes de la tostación), fue:

Litargirio	=	60 g
Bórax	=	15 g
Sílice	=	8 g (incluyendo los 5g para tost.)
Carbonato de sodio	=	en cantidad igual al peso final de tostación.
Harina	=	3 g (3.5 a 4.5 g si se tratara de concentrados)

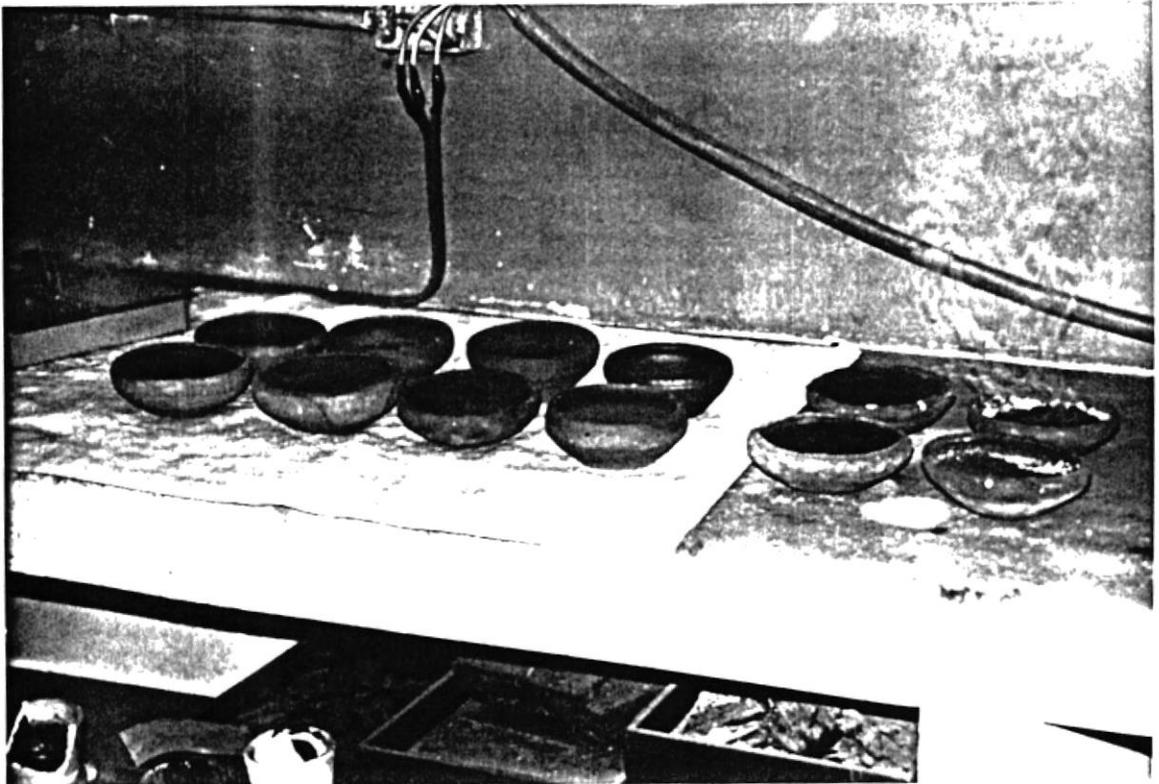
Luego de cada ensayo (Fotografía 2.3), los botones se copelaron para posteriormente ser atacados y llevados a absorción atómica.

El mineral en estudio consiste en relaves recientes de molino. Estos cambian de un día a otro porque llegan materiales provenientes de diferentes minas del sector. Como la muestra recogida no fue suficiente para realizar todas las pruebas requeridas, hubo que hacer un segundo acopio de material. Las propiedades mineralógicas fueron las mismas para ambas muestras, lo que se observó fue un cambio en la ley de oro y plata y en la granulometría.

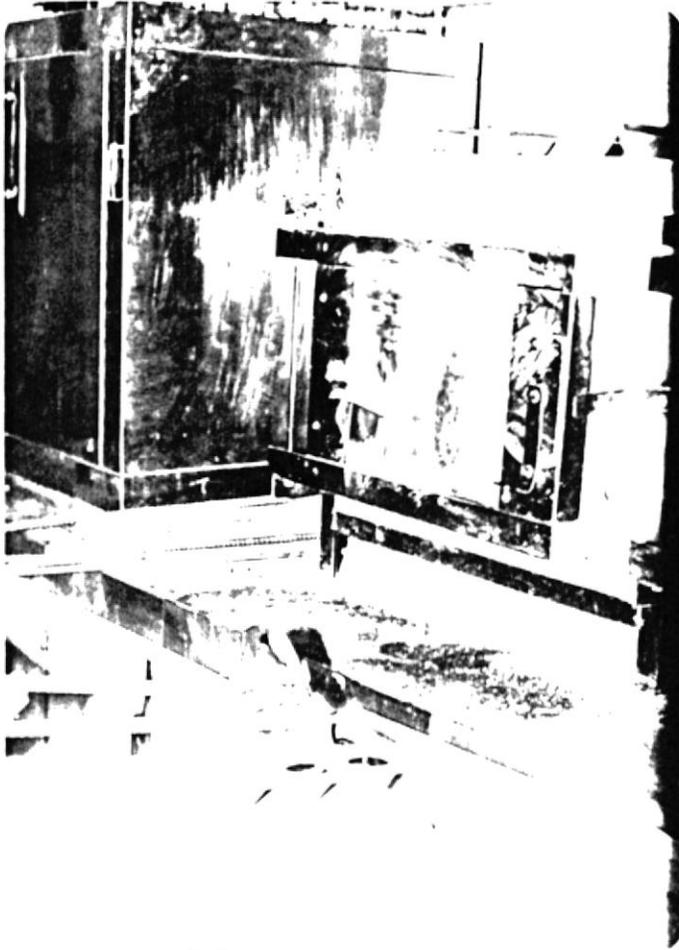
Para las primeras pruebas (mesa y amalgamación), la ley promedio de cabeza fue de 32.35 g/T para oro y 30.92 g/T para plata. El material de la segunda tanda, empleado en las pruebas de flotación, tuvo una ley promedio de cabeza de 54.64 g/T para oro y 48.76 g/T para plata. Como el tenor de cabeza variaba levemente entre prueba y prueba, se prefirió determinar para cada ensayo su ley de cabeza respectiva, evitando así altos porcentajes de error entre cabeza medida y cabeza recalculada.



Fotografía 2.1 Tostación



Fotografía 2.2 Recipientes con material tostado



Fotografía 2.3 Fundición

En la tabla 2.2 y el gráfico 2.2, se presenta la distribución de oro y plata por tamiz (en general, los porcentajes son los mismos para ambas muestras).

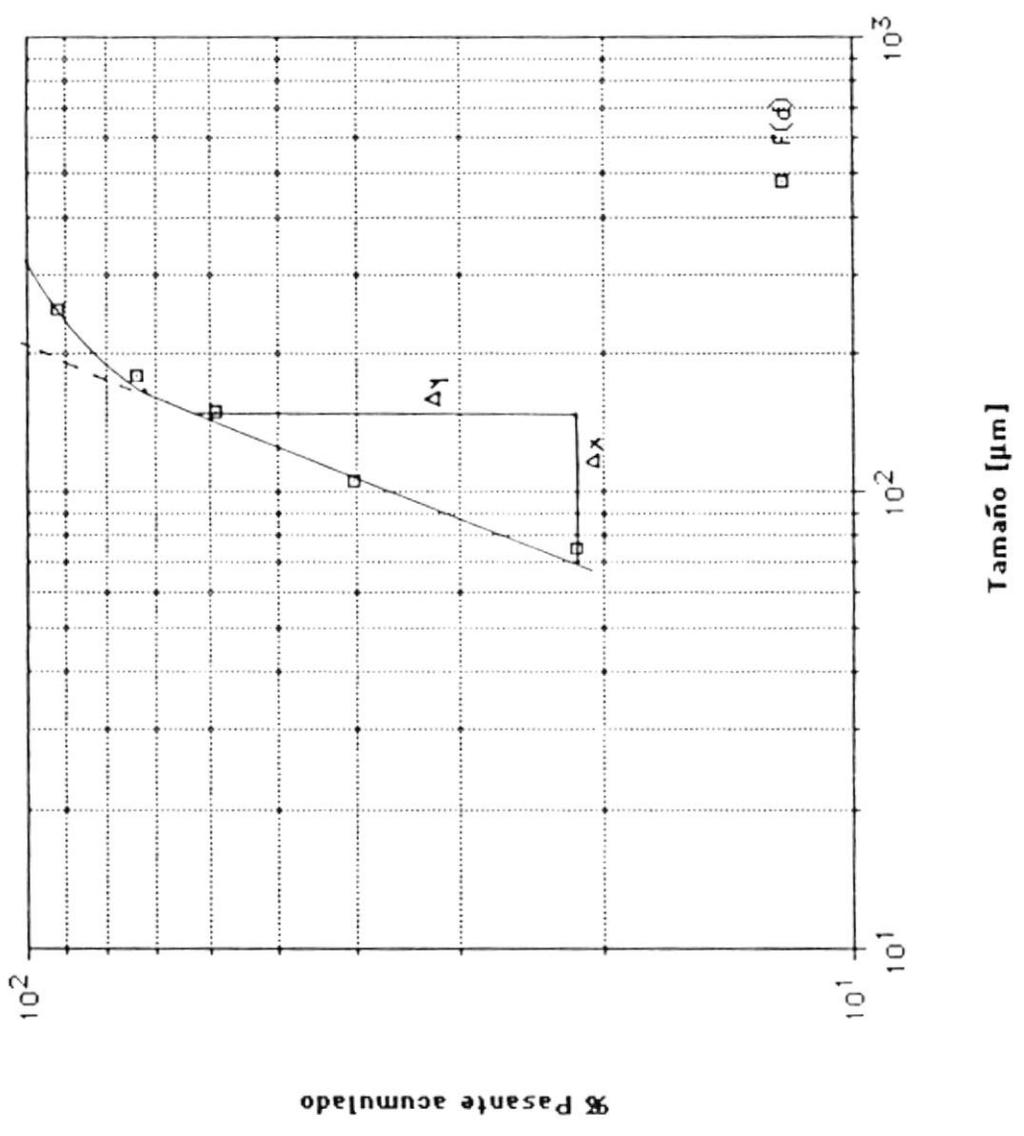
Tabla 2.1. Análisis Granulométrico

MALLA (Tyler)	ABERTURA [μm]	PESO [g]	PESO RETENIDO Parcial	PESO PASANTE Acumulado
60	250	41.7	8.32	91.68
80	180	89.1	17.82	73.85
100	150	73.4	14.68	59.17
150	106	95.1	19.01	40.17
200	75	92.7	18.55	21.62
FONDO	-	108.1	21.62	-
TOTAL	-	500.0	100.00	-

Tabla 2.2. Tenor de Oro y Plata por fracción granulométrica

MALLA (Tyler)	PESO [g]	PESO	ORO			PLATA		
			Ley[g/T]	mg Au	Dt.	Ley[g/T]	mg Ag	Dt.
35	11.0	1.09	16.28	0.18	0.59	25.67	0.28	0.91
48	13.4	1.34	26.39	0.35	1.17	23.40	0.29	0.94
65	37.6	3.76	14.18	0.53	1.76	15.96	0.60	1.94
100	157.6	15.76	14.49	2.28	7.53	15.48	2.44	7.89
150	223.0	22.30	24.47	5.46	18.03	29.47	6.57	21.25
200	202.7	20.27	28.97	5.87	19.38	42.96	8.71	28.16
- 200	354.7	35.48	44.00	15.61	51.54	33.92	12.03	38.91
TOTAL	1000.0	100.00	30.28	30.28	100.00	30.92	30.92	100.00

Gráfico 2.1 Curva Granulométrica



(Handwritten notes)

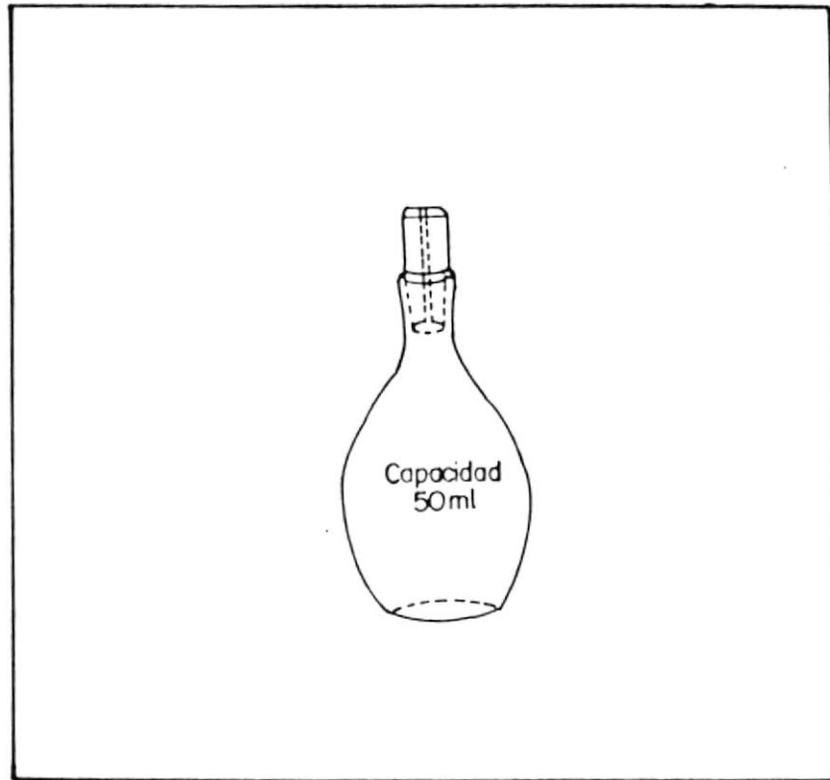
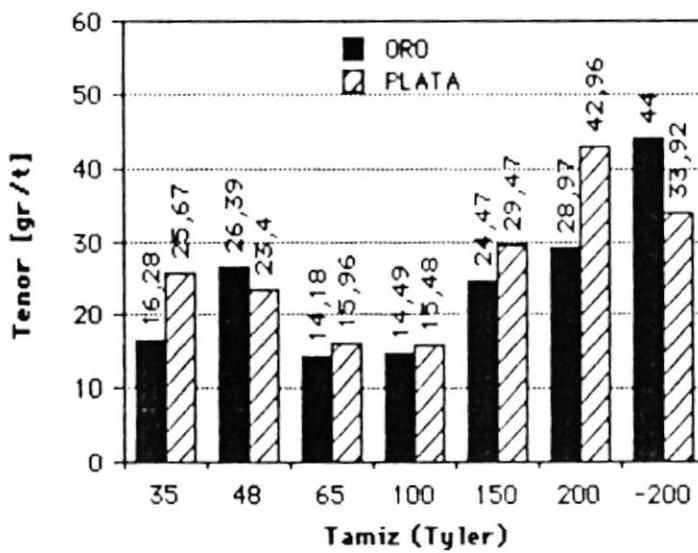
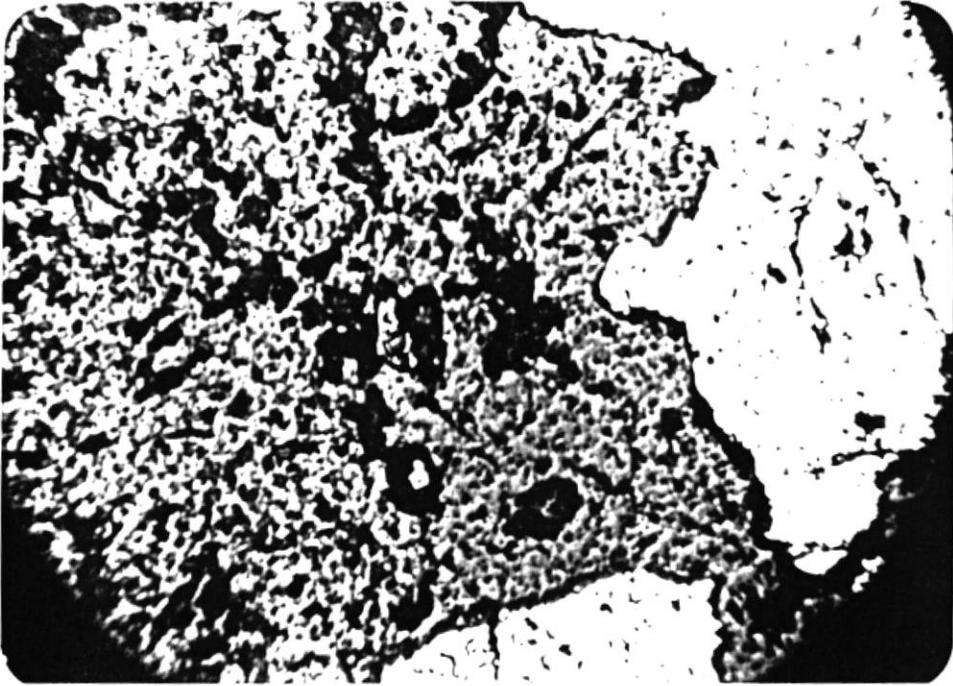


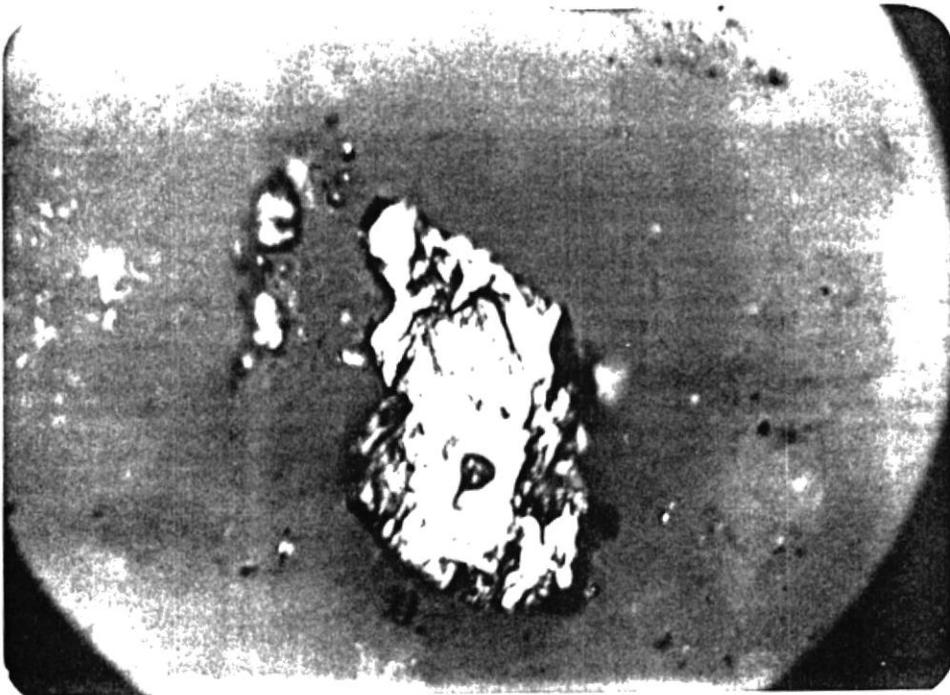
FIG. 2.1 Picnómetro (Botella de densidad) (3)

Gráfico 2.2 Tenor de Oro y Plata por Fracción Granulométrica





Fotografía 2.4 Oro, cuarzo y pirrotita



Fotografía 2.5 Oro de tamaño grande asociado a cuarzo

CAPITULO III

PROCESOS DE REDUCCION DEL MATERIAL

Generalmente las primeras operaciones en cualquier proceso mineralúrgico comienzan con la trituración y molienda del material, con la finalidad de separar la ganga de la parte valuable.

El término aplicado al proceso de reducción de rocas grandes a pequeñas partículas es "Conminución". La conminución en la actualidad, se realiza generalmente en dos etapas: Chancado y Molienda.

El proceso industrial de reducción de tamaño por su elevado consumo energético requiere gran atención en el desarrollo de cualquier proyecto. Baste decir que aproximadamente el 60% a 65% del consumo total de energía de una planta de flotación puede corresponder a molienda.

3.1. TEORIAS DE CONMINUCION.

Las teorías de conminución se refieren a la energía necesaria para pasar de un tamaño dado en el material de cabeza, a un tamaño de partícula deseado en el producto.

En conminución la energía mecánica-cinética es transformada en energía de tensión y calor. La energía mecánica puede ser medida y es parte integral del diseño de un circuito de conminución. La eficiencia de dicho circuito es difícil de establecer; lo que sí se puede hacer es comparar la energía requerida para triturar y/o moler una masa determinada de mineral de cierto tamaño de partículas (F_{80}) a un producto de cierto tamaño (P_{80}).

Han sido postuladas varias teorías que describen el proceso de reducción de tamaño. Una de ellas, la de Fred Bond, es la más difundida y utilizada. Tras Rittinger (1867) y Kick (1883), Bond en 1951 postuló que la energía mecánica consumida por una roca era

proporcional a la longitud de nuevas grietas creadas. La correlación empírica de Bond fue producto de miles de pruebas estándar de laboratorio con datos operacionales de planta. Los trabajos de Bond fueron expuestos en su "Tercera Ley de Conminución". Dicha teoría puede enunciarse como sigue:

"La energía consumida para reducir una tonelada corta de material, es inversamente proporcional a la diferencia de las raíces cuadradas de los tamaños de alimentación y producto de la mena". Es decir:

$$E_B = K_B [(1/\sqrt{d_p}) - (1/\sqrt{d_f})] \quad (3.1)$$

Donde:

E_B = consumo de energía específica [KWh/T.corta], de acuerdo a la teoría de Bond.

K_B = parámetro de Bond.

d_p = tamaño 80% pasante del producto [μm]

d_f = tamaño 80% pasante de la alimentación [μm]

F. Bond definió el parámetro K_B en función del índice de trabajo del material (W_i), que corresponde al trabajo total (expresado en KWh/T.corta) necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente infinito ($d_f \rightarrow \infty$), hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 μm ($d_p = 100 \mu\text{m}$). Entonces:

$$W_i = K_B [(1/\sqrt{100}) - (1/\sqrt{\infty})] = K_B/10 \quad (3.2)$$

De donde: $K_B = 10 W_i$ (3.3)

y, finalmente, al reemplazar (3.3) en (3.1):

$$W = W_i [(10/\sqrt{P_{80}}) - (10/\sqrt{F_{80}})] \quad (3.4)$$

Donde:

$P_{80} = d_p$ = tamaño 80% pasante del producto [μm]

$F_{80} = d_f$ = tamaño 80% pasante de la alimentación [μm]

W_i = Índice de trabajo del material [KWh/T.corta]



$W = E_B =$ consumo de energía específica [KWh/T.corta],
para reducir un material desde un tamaño
inicial F_{80} a un tamaño final P_{80} .

3.2. CHANCADO.

Se considera como chancado, al grupo de operaciones encargadas de reducir las rocas grandes provenientes de la mina, a material de tamaño no menor a 1/4 de pulgada. La eficiencia en las chancadoras es de 0.3% a 30%.

La acción de una chancadora en el proceso de reducción es comprimir una placa móvil contra una estacionaria, de tal forma que, a medida que pasan las rocas, van siendo trituradas entre las dos caras.

Las chancadoras se clasifican de acuerdo con el rango de tamaño de la alimentación y del producto, en:

Chancadoras Primarias: su alimentación proviene directamente de la mina (máximo de 60") y chancan hasta 5" a 8".

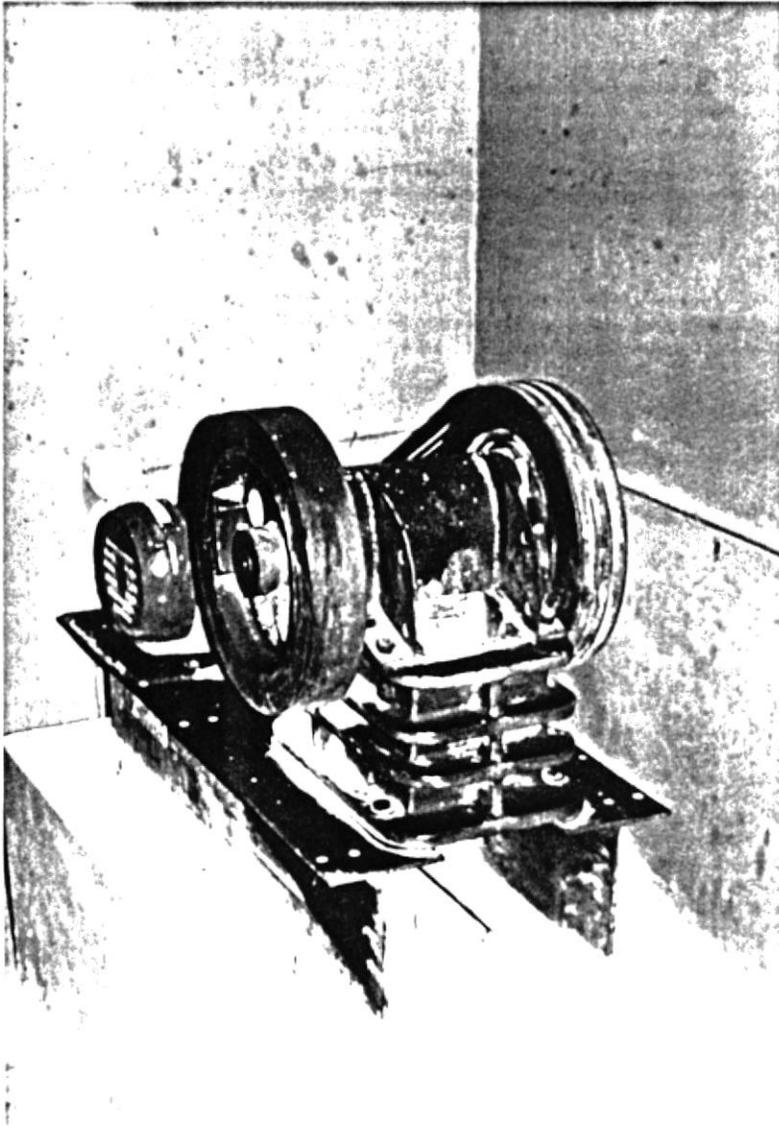
Chancadoras Secundarias: toman el producto de la chancadora primaria y lo reducen hasta un tamaño de 1.5" a 3".

Chancadoras Terciarias: toman el producto de la chancadora secundaria y lo reducen a 1/2" a 3/8".

En chancado primario, las chancadoras de preferencia son las de "mandíbula" (foto 3.1) o las "giratorias". Para el chancado secundario, se utilizan chancadoras "giratorias" y de "cono". Y en el chancado terciario, universalmente se usan chancadoras de "cono" (Amelunxen, 1991).

3.3 MOLIENDA.

Molienda es la unidad operacional que constituye la última etapa de



Fotografía 3.1 Trituradora de quijada

cominución. El objetivo en molienda es producir un material "liberado". En general, el material de alimento tiene un tamaño entre 9,000 y 10,000 micras ($3/8"$). El producto usualmente es menor que 35 mallas (Tyler), y puede llegar directamente a 200 mallas (Tyler). Sin embargo hay que tener siempre presente que en molienda, entre más fino se muele, más costoso es el proceso.

El aparato donde se realiza la molienda (molino), es básicamente un tambor giratorio. Dentro del molino se coloca el medio de molienda que ocupa aproximadamente hasta el 50% de su volumen. Este medio puede estar conformado por barras de hierro, bolas de acero o guijarros (piedras, generalmente piedras "chispa"). La alimentación se mezcla con agua (y químicos para el proceso) para mejorar la eficiencia de molienda y lograr que el fluido rebalse por el lado de salida. (Figura 3.1) (Amelunxen, 1991).

El medio de molienda.

Los medios de molienda son cuerpos no conectados, pesados en relación con el material. Los revestimientos de los molinos los levantan hasta un punto donde la gravedad es mayor que la fricción de las paredes del tambor, entonces los medios caen en forma de catarata y de cascada, quebrando las partículas en otras más finas (ver figura 3.1). Los molinos tienen generalmente medios de bolas o de barras.

Los molinos de barras muelen partículas con tamaños de $3/4"$. Los de bolas muelen materiales con dimensiones desde $1/2"$ y se desgastan menos que los anteriores (Amelunxen, 1991).

Revestimientos de los molinos.

Los revestimientos de los molinos, también llamados chapas, tienen un papel muy importante en la molienda. La energía que se imparte al molino es transferida a los forros dentro del cilindro. Estos dan movimiento a las bolas mediante fricción. Las levantan y arrojan en

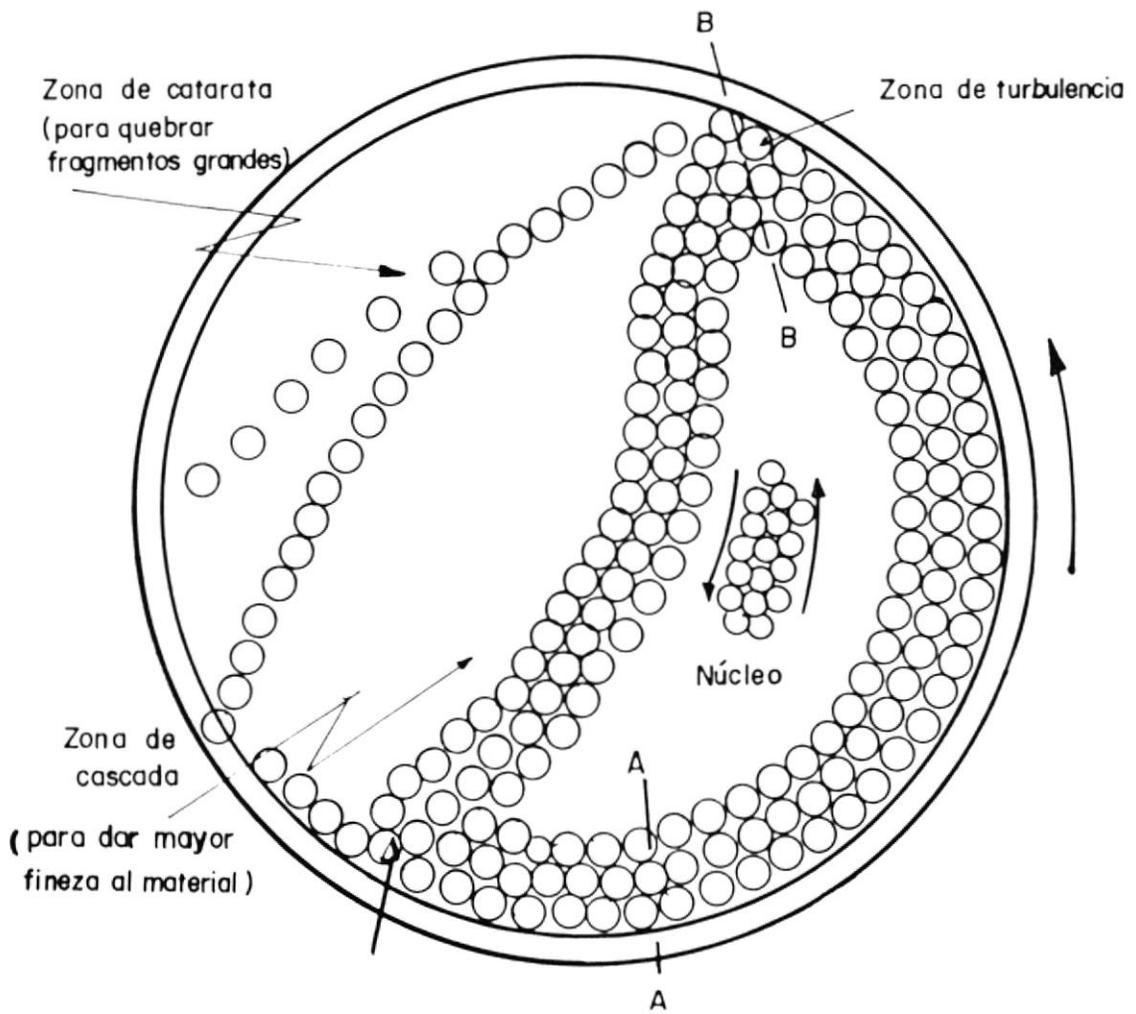


FIG. 3.1 Molino de Bolas (3)

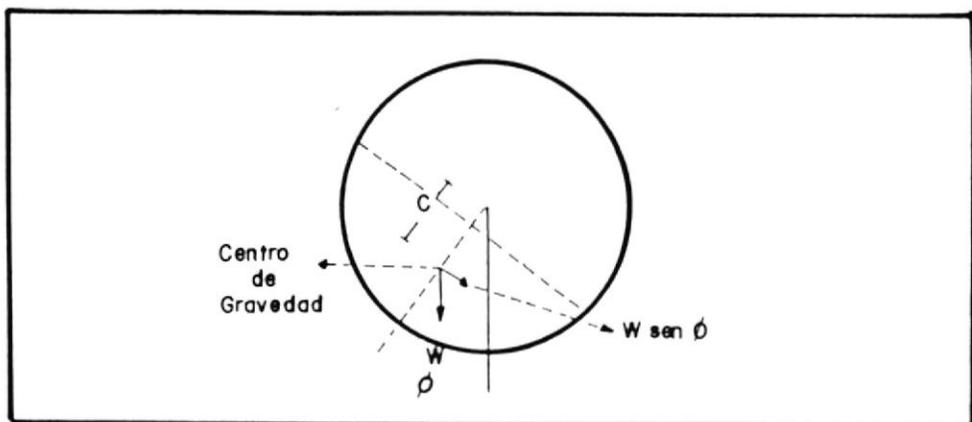


FIG. 3.2 Centro de Gravedad en un molino (21)

cascada. En el proceso de levantarlas, las bolas cercanas al centro del molino son arrastradas por el efecto de engranaje causado por las bolas de la periferia. De esta manera, energía cinética se traduce en energía potencial, calorífica y sonora. Por lo dicho se puede concluir, que la configuración de los revestimientos afecta la eficiencia de la molienda pues influye en el levante del medio de molienda.

También hay que considerar que el volumen de las chapas ocupa espacio que de otra manera se hubiera llenado con el mineral; por esto y lo anterior, es lógico sostener que el diseño de revestimientos es crítico para la producción (Amelunxen, 1991).

3.3.1 Fundamentos del Molino de Bolas

Velocidad Crítica del molino.

La velocidad crítica (N_c) es la mínima velocidad angular, a la cual una bola, en el interior del molino, se adhiere a éste por efecto centrífugo y no se desprende al llegar a la parte superior del mismo.

La velocidad crítica es independiente del tipo de medio presente en el molino. Si D es el diámetro interno del tambor y d el diámetro de la bola de tamaño máximo, entonces:

$$N_c = 76.6 / \sqrt{D - d}, \text{ (D y d en pies; } N_c \text{ en RPM)}$$

$$N_c = 42.2 / \sqrt{D - d}, \text{ (D y d en metros, } N_c \text{ en RPM)}$$

La fracción de velocidad crítica a la que operan industrialmente los molinos (N^*) normalmente está en el rango de 65% a 85% para óptimos rendimientos. Si N es la velocidad de trabajo del molino, entonces:

$$N^* = N / N_c$$

Carga de bolas (Mb).

La carga máxima de bolas (Mb), es la fracción de volumen del molino ocupada por la masa de bolas. Para aplicaciones industriales Mb no debe sobrepasar el 50%. Si W es el peso de la carga de bolas, y V el volumen del molino, entonces:

$$Mb = W / V \cdot \delta_{\text{bol}}$$

Donde δ_{bol} es la densidad de las bolas, contemplando la porosidad del empaque de la carga total.

Relacionando el centro de gravedad (Cg) con el diámetro (D) del molino y donde ϕ es el ángulo que forma Cg con el centro transversal del molino (Figura 3.2), tenemos que:

$$Cg/D = 0.44 - 0.45 Mb$$

Potencia del molino.

Existen dos maneras de calcular la potencia del molino, suministrada por el motor. Una es a través de la fórmula:

$$P = W \text{ Sen } \phi \cdot 2\pi CgN$$

Donde N es la velocidad de trabajo del molino y Cg es el centro de gravedad del sistema.

La otra manera es en base a relaciones empíricas, mediante el uso de la siguiente fórmula:

$$P = 7.04 D^{3.4} (L/D) \delta_{\text{bol}} (Mb - 0.94 Mb^2) N^y (1 - 0.1(2)^y)$$

donde $y = 10N^{*-9}$, y L es el largo del eje del cilindro. La potencia estará en KW siempre y cuando se trabaje en pies y toneladas cortas.

En caso de trabajar en metros y toneladas métricas, para una potencia en KW, la fórmula anterior se convierte en :

$$P=7.33(L/D)MbN*(1-0.937Mb)\{1-[0.1/2^{(9-10b)}]\}(5.6bMD^{3.3})$$

Energía requerida

El cálculo de la energía sigue las reglas de Bond y, conociendo el índice de trabajo del material, se calcula a partir de la fórmula 3.4.

La energía consumida por un molino depende de su carga de medios. Esto se manifiesta en la siguiente ecuación, pues potencia está en función de Mb:

$$E = P/Q$$

donde:

Q = Taza de producción [Tm/h] o [T.corta/h]

P = potencia [KW]

E = [KWh/Tm] o [KWh/T.corta]

Dimensionamiento del molino

El tamaño del molino se determina de acuerdo con las necesidades energéticas. Aún cuando existen sofisticados métodos para la determinación de los tamaños, en la práctica muchos investigadores los establecen directamente por medio de tablas que relacionan la energía consumida por el mineral, con el diámetro del molino.

3.3.2 Alimentación a los Molinos.

En la figura 3.3 se presenta un diagrama mostrando las tasas [Tph] en un circuito de molienda. Así tenemos que:

F = tasa de alimentación nueva al circuito

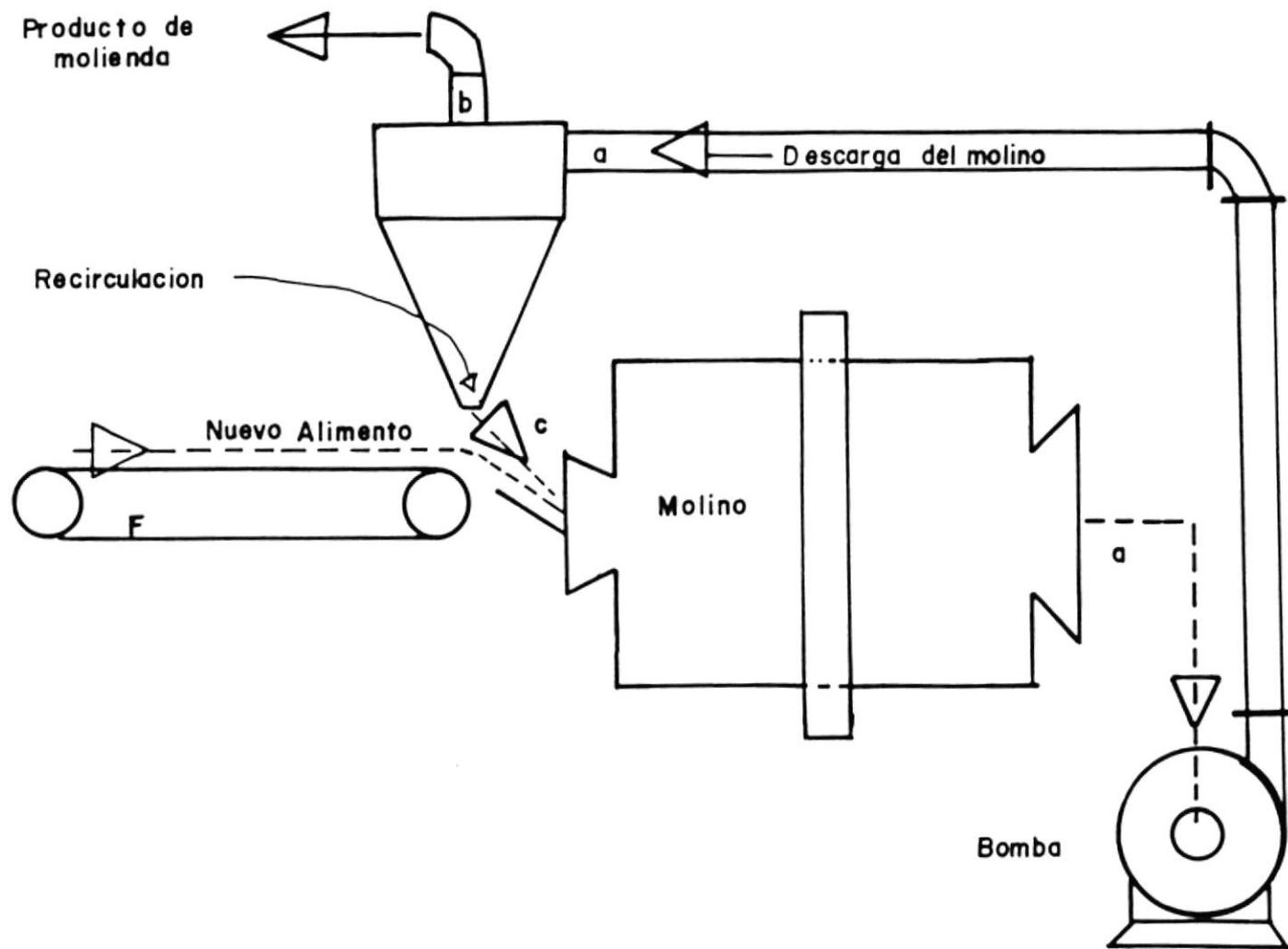


FIG. 3.3 Circuito de Molienda (3)

b = tasa de producto de molienda (pasante malla de prueba)

a = tasa de descarga del molino

c = tasa de material recirculante.

En base a esto se puede hablar de:

Carga circulante.- Está dada por el material que no pasa la malla de prueba y por tanto retorna al ciclo de molienda. Será equivalente a: (b-a)

%Carga Circulante.- Representa el porcentaje del producto que no pasa la malla de prueba y todavía es recirculado. Para la prueba de Bond, se trabaja con un 250% de carga circulante. Si CC es carga circulante, su porcentaje se determina con la fórmula (para los símbolos de la fig. 3.3):

$$\%C.C. = [F (b-a) \times 100] / (a-c)$$

Razón de reducción (Rr).- Está dada por la relación entre los tamaños de la alimentación y el producto de molienda. Por ejemplo, si la alimentación tiene un D80 de 12,700 micras y el producto un D80 de 208 micras, el valor de Rr es 60:1. Si la carga circulante es de 400%, cada partícula pasaría por el molino 5 veces, y Rr por pasada sería de 12:1 (Amelunxen, 1991).

3.4 PRUEBAS DE LABORATORIO : PRUEBA DE BOND.

La prueba de Bond puede ser directa o indirecta. Es indirecta cuando el índice de trabajo se obtiene comparando una mena de índice de trabajo conocido (Wi), con la mena de prueba. Ambas se someten a idénticas condiciones de molienda para igualar los resultados y despejar la incógnita: el índice de Bond del material en estudio.

En el presente estudio se realizó la prueba directa, la misma que se explica a continuación y se basó en lo propuesto por Deister, 1987.

3.4.1 Objetivo

El objetivo de la prueba de Bond es determinar el índice de trabajo del material, con el fin de: calcular la energía requerida al moler una tonelada de mena hasta llevarla a cierto tamaño final deseado; conocer la potencia que demanda el motor, así como las dimensiones del molino, velocidad de rotación, etc.

3.4.2 Teoría

Las ecuaciones básicas, derivadas de la teoría de Bond, empleadas en la prueba son, la ecuación 3.4, y:

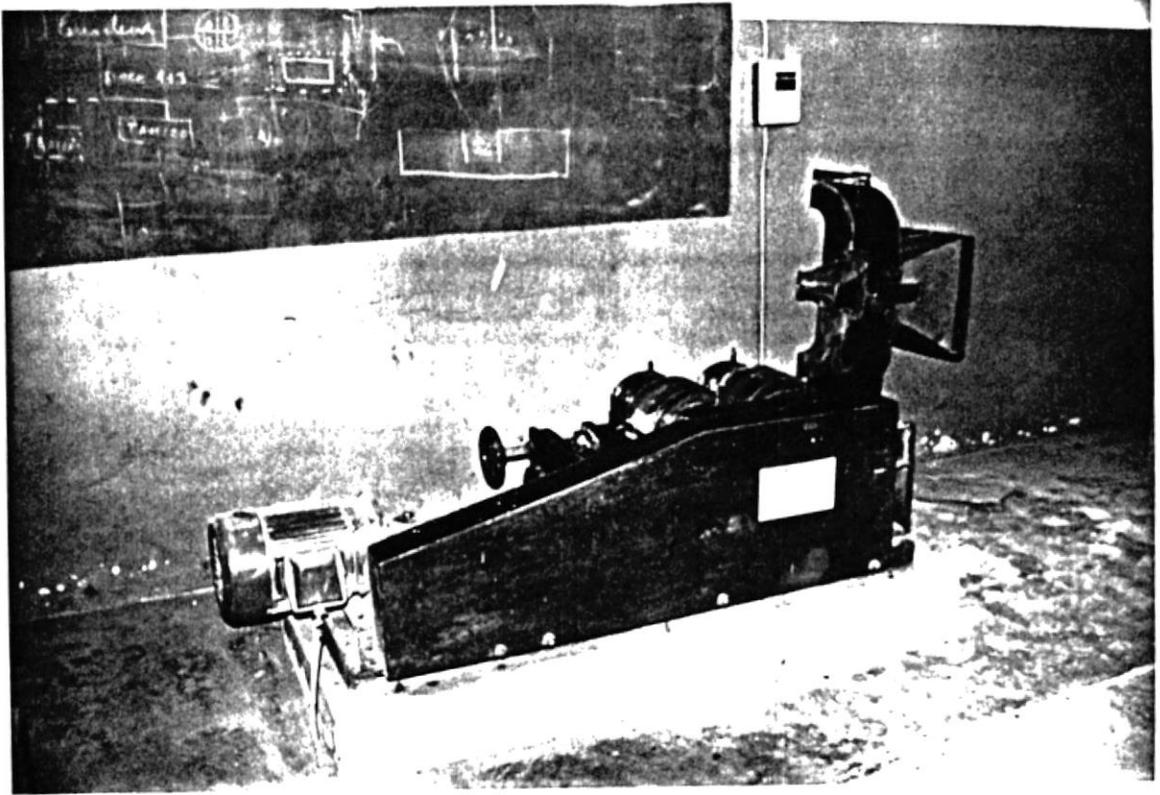
$$W_i = \frac{44.5}{(P_1)^{0.23} \times (G_{bp})^{0.82} \times [(10/\sqrt{P_2}) - (10/\sqrt{F_2})]}$$

donde: W_i = índice de trabajo para molino de bolas; P_1 = abertura de la malla de prueba utilizada [μm]; G_{bp} = promedio del producto neto por revolución de los 3 últimos ciclos de molienda en el laboratorio; P_2 = tamaño del 80% pasante del producto del último ciclo [μm]; F_2 = tamaño del 80% pasante de la nueva alimentación al molino [μm].

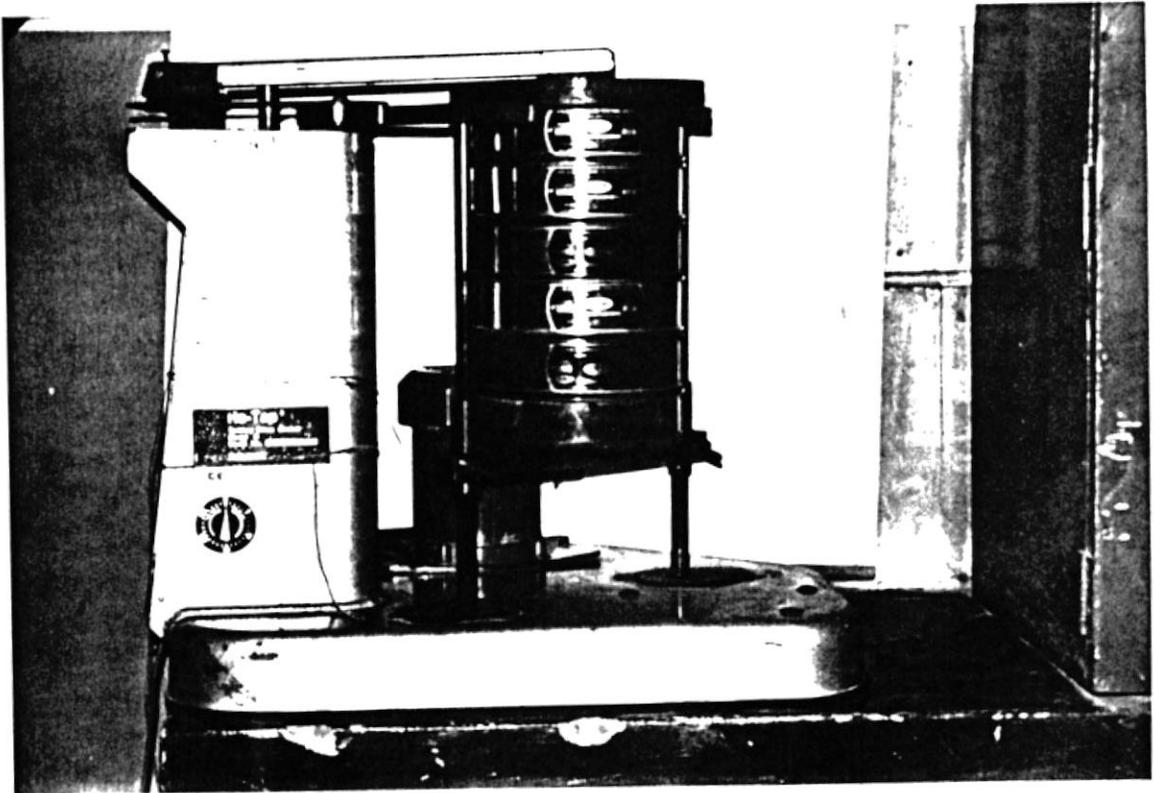
3.4.3 Equipos Requeridos.

Los equipos empleados fueron: a) un molino de bolas de laboratorio de 1 pie de diámetro y 1 pie de altura (Fotografía 3.4) ; b) juego completo de tamices (Tyler o estándar); c) unidad Ro-Tap (Fotografía 3.3) y una balanza de precisión; d) una carga de bolas determinada (F.C. Bond).

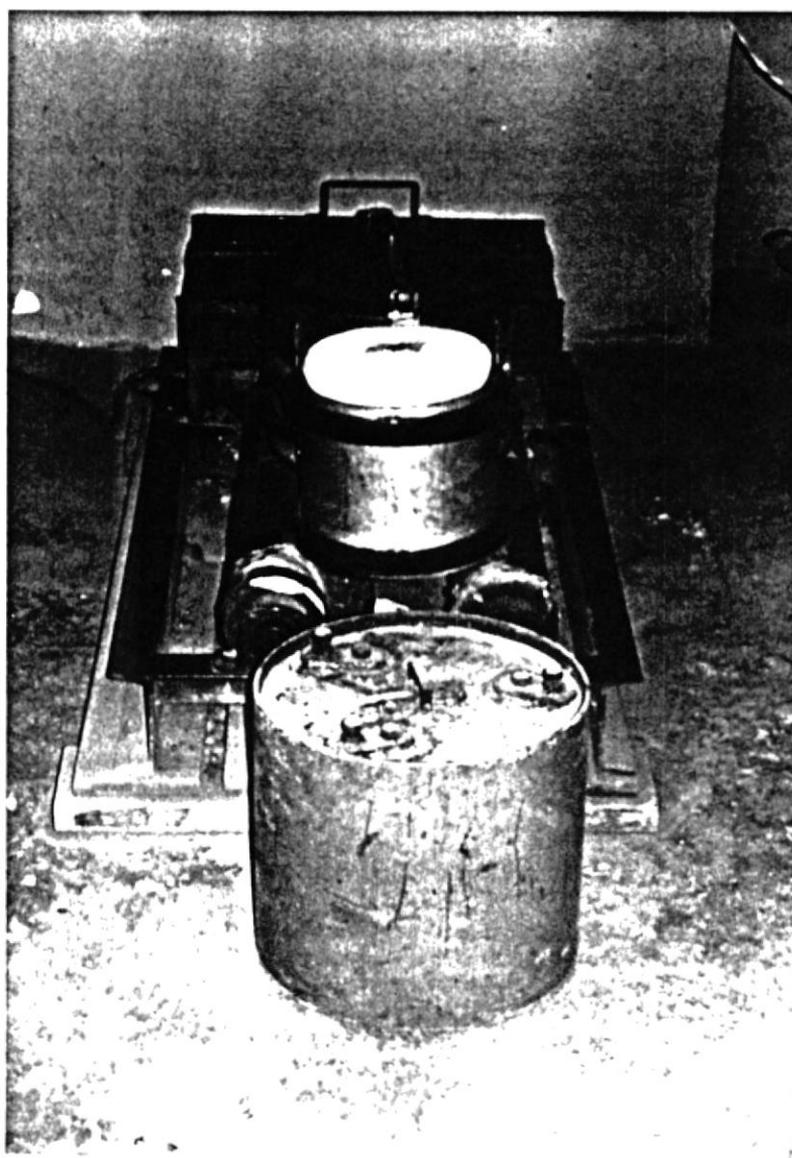
La carga de bolas (F.C. Bond) debe estar constituida por 285 bolas de hierro con diámetros entre 1 1/2 pulgada a 3/4 de pulgada, con un peso total de 20,125 g (44.4 lb) y un área de superficie calculada de 842 pulgadas cuadradas. Para ajustar



Fotografía 3.2 Trituradora de rodillos



Fotografía 3.3 Tamizador Ro-Tap



Fotografía 3.4 Molino pequeño de bolas de acero, molino de porcelana, molino de 1 pie de diámetro y 1 pie de altura para prueba de Bond.

el peso final se puede sustituir una bola de un tamaño por otra de otro. En la tabla 3.1 se presenta la distribución de las bolas empleadas, que es muy similar a la carga recomendada.

3.4.4 Procedimiento Seguido

Se tomaron 10 kg representativos del material de cabeza a ser analizado. Como este naturalmente posee una granulometría de 100% pasante malla 10 (Tyler), no fue necesario molerlo para cumplir con los requerimientos de la prueba (100% - 6 Mesh). El mineral fue homogenizado y cuarteado, utilizando un cuarteador Jones, para recuperar una muestra de cabeza de 1000 g con la que se realizó el análisis granulométrico. Los resultados se presentan en la tabla 3.5.

Determinación del peso inicial de mena de alimentación al molino de laboratorio

Va que Bond estipula un peso correspondiente a 700 cm³ de mena, se llenó un cilindro graduado de 1000 ml con material hasta la marca de 700 ml, agitándolo para su compactación; luego se pesó la muestra. El peso volumétrico determinado de esta forma, y utilizado en las pruebas de molienda fue de 1201 g.

Determinación del peso del "producto de período ideal" (PPI)

Para determinar el peso pasante malla 200 (que es la malla de prueba) producido en un período ideal de molienda, con el 250% de carga circulante, se aplica la siguiente ecuación:

$$\%CIC = \frac{(W \text{ alimentación original} - W \text{ producto pasante}) \times 100}{W \text{ producto pasante}}$$

Asumiendo: alimentación original = 1; producto pasante = X; porcentaje de carga circulante (CIC) = 250%; la ecuación

Tabla 3.1. Distribución de las bolas de acero

DIAMETRO BOLAS [pulg.]	No. BOLAS	PESO [gr.]	% DISTRIBUCION No. bolas
1.5	9	2102.7	3.36
1.25	30	4366.4	11.19
1.1	56	5924.4	20.90
0.9	49	3403.2	18.28
0.76	30	1473.9	11.19
0.73	94	2860.9	35.08
TOTAL	268	20,131.5	100.00

Tabla 3.2.

MATERIAL	INDICE DE TRABAJO [KWH / T. corta]
Bauxita	11.00
Corindón	33.00
Dolomita	14.00
Granito	12.00
Hematita	15.00
Caliza	15.00
Magnetita	12.00
Pirita	11.00
Cuarzo	16.00

Tabla 3.3. Descripción del mineral según el Wi

DESCRIPCION	LIMITE Wi [Kwh/T _c]
Muy blando	8
Blando	8 - 12
Medio	12 - 16
Duro	16 - 20
Muy duro	20 - 24
Extremadamente duro	24

anterior se convierte en:

$$(1-X) / X = 2.5 \quad y,$$

$$X = 1 / 3.5$$

Con la alimentación original de 1201 g, el producto de período ideal determinado fue de:

$$1201/3.5 = 343.14 \text{ g.}$$

Determinación del producto neto por revolución (Gbp), para alcanzar el equilibrio.

El equilibrio, para el material en estudio, se define como el promedio de los tres últimos ciclos de período de molienda que aproximan un producto pasante 200 Mesh de 343.14 g. (que es la meta deseada con el 250% de carga circulante)

De los 9 Kg de material inicial, que quedaron luego de realizar la curva granulométrica, se colocaron 1201 g en el molino junto con la carga de bolas estándar. Se molió en seco por un período de prueba de 150 revoluciones, a una velocidad de 65.93 RPM.

Luego se vació el molino, se tamizaron las bolas y se realizó un tamizado en seco de los 1201 gramos en una malla 200 (Tyler) que es la malla de prueba. Se utilizó una brocha para limpiar el molino y el polvo de las bolas.

La técnica de tamizado en seco, requirió una manipulación cuidadosa en dos pasos. Primero se agitó el tamiz (con la muestra) durante 20 minutos en el Ro-Tap. Luego, durante 5 minutos más se realizó un tamizado manual del retenido en tamiz 200 para asegurar una completa recuperación del pasante. Para facilitar esta operación se agregaron 3 "canicas"

de 50 mm de diámetro.

Luego del tamizado se pesó el pasante malla 200, este dato se anotó en el lado de descarga del molino. En la tabla 3.4 se presentan los resultados de cada ciclo de molienda. Las columnas y la metodología para realizar los cálculos respectivos, se explican a continuación.

En la columna B, se registró la nueva alimentación a cada ciclo de molienda. Por período se obtuvo una cantidad pasante 200, que constituye el producto de molienda (F), con este mismo peso de nuevo material se completa la alimentación para el siguiente ciclo, que debe ser siempre de 1201 g.

En la columna C se anotó el peso de la alimentación que naturalmente es pasante malla 200. A través de la curva granulométrica de la alimentación se sabe que el 15.58% del peso es -200 Mesh, por esto, para el ciclo 1 de molienda, con una alimentación de 1201 gramos, se calcula que 187.12 g tendrán inicialmente un tamaño menor a 75 μm .

En la columna D se apuntó el peso que necesitaría ser molido para alcanzar un producto de período ideal ($\text{PPI}=343.14$ g). D es igual a: $\text{PPI}-\text{C}$.

En la columna E se anotaron las revoluciones para cada ciclo. La forma en que se establecieron las revoluciones necesarias para pasar de un período a otro, fue a través de: $\text{E}=\text{D}/\text{H}$.

En la columna F se registró el peso pasante 200 Mesh de la descarga del molino y en G se apuntaron los valores del producto neto de molienda, es decir: $\text{F}-\text{C}$.

En H se anotaron los datos de producto neto por revolución, y en I se establecen los porcentajes de carga circulante para cada ciclo de molienda.

Tabla 3.4. Datos de la Prueba de Bond en molino de laboratorio

A Ciclo mol.	B Alimentación del Molino			E Rev.	F Descarga del Molino			I % Carga Ciclt
	B Almt. nueva [gr]	C -200mesh [gr]	D fracción [gr]		F -200mesh [gr]	G Prod.neto [gr]	H P.neto/rev [gr/rev]	
1	1021.0	187.1	156.0	150	397.7	210.6	1.4039	202.0
2	397.7	62.0	281.1	200	312.0	250.0	1.2502	285.0
3	312.0	48.6	294.5	236	297.4	248.8	1.0542	303.8
4	297.4	46.3	296.8	281	320.2	273.9	0.9747	275.1
5	320.2	49.9	293.2	301	343.9	294.0	0.9767	249.2
6	343.9	53.6	289.5	296	344.0	290.4	0.9811	249.1

Gráfico 3.1 Variación del Producto neto por Revolución

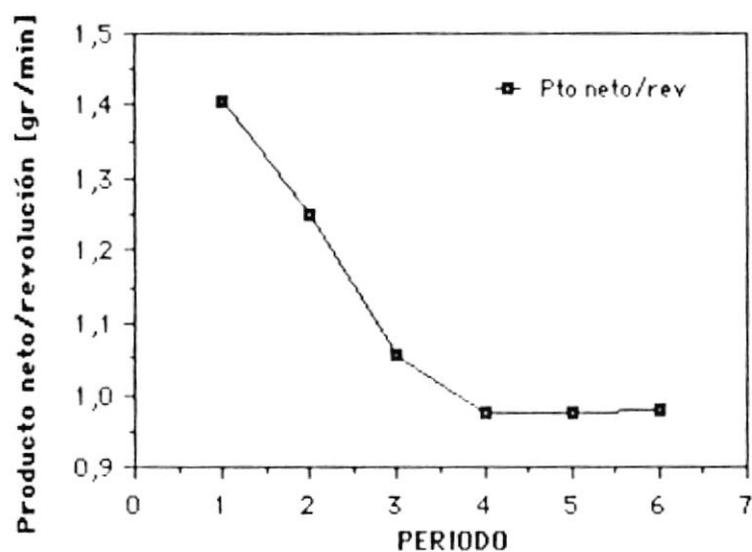
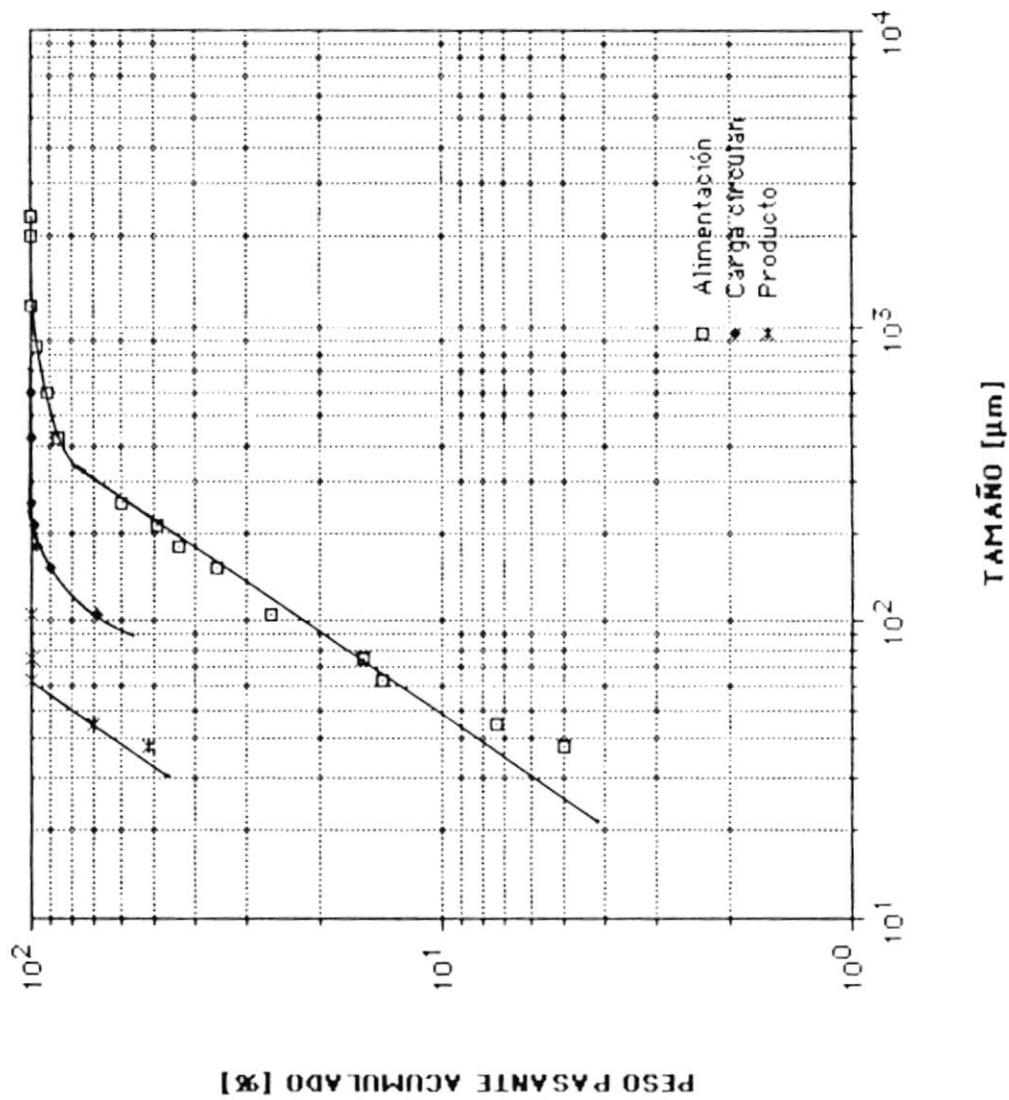


Tabla 3.5

TAMAÑO MALLA		ALIMENTACION	CARGA CIRCULANTE	PRODUCTO FINAL
Tyler	Micras	%Pasante Acum	%Pasante Acum.	%Pasante Acum.
10	1700	100.00	100.00	-
14	1180	99.96	100.00	-
20	850	96.92	100.00	-
28	600	90.82	99.92	-
35	425	85.54	99.83	-
60	250	60.81	99.37	-
65	212	49.94	98.64	-
80	180	44.13	96.65	-
100	150	35.42	90.33	-
150	106	26.31	69.82	-
200	75	15.58	0.00	-
250	63	13.95	-	99.57
325	45	7.37	-	70.80
400	38	5.06	-	51.66
FONDO	-38	0.00	-	0.00



Gráfico 3.2 Curvas de la Prueba de Bond



Las revoluciones se fueron calculando y el tamizado se realizó idénticamente en cada período. La metodología de la prueba de Bond establece que los ciclos de molienda se realicen hasta observar una estabilización en los valores de producto neto por revolución. Esto se alcanzó en el sexto período, donde a la vez se comprobó que el porcentaje de carga circulante había llegado a aproximadamente un 250%.

3.4.5 Cálculos Y Resultados

DATOS GENERALES

Del gráfico 3.1, se obtiene la siguiente información:

Tamaño del 80% pasante de la carga del producto (P₂):

$$P_2 = 50 \mu\text{m}$$

Tamaño del 80% pasante de la carga de la alimentación (F₂):

$$F_2 = 350 \mu\text{m}$$

El promedio de los tres últimos Gbp (producto neto por revolución, Tabla 3.3) es:

$$G_{bp} = 0.9775$$

Otros datos:

Diámetro interno del molino	(D)=	1 pie =	0.3048 m
Longitud del cilindro	(L)=	1 pie =	0.3048 m
Velocidad de trabajo del molino	(N)=	65.93	RPM
Volumen del molino	(V)=	0.0222	m ³
Densidad de bolas de acero	(δ)=	7.505	Tm/m ³
Porosidad de empaque de las bolas	(n)=	55.42	%
Diámetro máximo de bolas de acero	(d)=	0.0381	m

Peso de las bolas (Wb)= 0.0201 Tm
 Tamaño de malla de prueba (P1) = 75 μ m

Densidad de empaque (δ_{BDM})

$$\begin{aligned}\delta_{BDM} &= \delta \times n \\ \delta_{BDM} &= 7.505 \text{ Tm/m}^3 \times (0.5532) \\ \delta_{BDM} &= 4.1593 \text{ Tm/m}^3\end{aligned}$$

Velocidad crítica.(Nc)

$$\begin{aligned}N_c &= 42.2 / \sqrt{D-d} \\ N_c &= 42.2 / \sqrt{0.3048-0.0381} \\ N_c &= 81.71 \text{ RPM}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}N^* &= N/N_c \\ N^* &= 65.93 / 81.71 \\ N^* &= 80.69 \%\end{aligned}$$

El molino rota al 80.69% de su velocidad crítica.

Carga máxima de bolas(Mb)

$$\begin{aligned}M_b &= W_b / (V \times \delta_{BDM}) \\ M_b &= 0.02013 \text{ Tm} / (0.02224 \text{ m}^3 \times 4.1593 \text{ Tm/m}^3) \\ M_b &= 0.2176\end{aligned}$$

Potencia (P)

$$\begin{aligned}P &= 7.33 (L/D) M_b N^* (1-0.937 M_b) \{1-[0.1/2^{(9-10N^*)}]\} (\delta_{BDM} D^{3.3}) \\ P &= 7.33(1)(0.2176)(0.8069)(1-0.937 \times 0.2176)\{1-[0.1/2^{(9-10 \times 0.8069)}]\} \\ &\quad (4.1593)(0.3048)^{3.3} \\ P &= 0.08006210586 \text{ KW}\end{aligned}$$

Alimentación (Q)

$$Q = Gbp \times N$$

$$Q = (0.9775 \text{ g/rev}) \times (65.93 \text{ RPM})$$

$$Q = 64.45 \text{ g/min}$$

Energía (E)

$$E = P / Q$$

$$E = (0.08006) / (64.45)$$

$$E = 1.24 \times 10^{-3} \text{ KW min/g}$$

$$E = 20.70 \text{ KWh/Tm}$$

Índice de trabajo (Wi)

$$Wi = E / 10(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F})$$

$$Wi = 20.70 / 10(1/\sqrt{50} - 1/\sqrt{350})$$

$$Wi = 23.53 \text{ KWh/Tm, ó}$$

$$Wi = 21.35 \text{ KWh/T.corta}$$

Si se calcula reemplazando directamente en la fórmula:

$$Wi = \frac{445}{P_1^{0.25}(Gbp)^{0.02}(10/\sqrt{P_2} - 10/\sqrt{F_2})}$$

$$Wi = \frac{445}{(75)^{0.25}(0.9775)^{0.02}(10/\sqrt{50} - 10/\sqrt{350})}$$

$$Wi = 19.09 \text{ KWh/T.corta, ó}$$

$$Wi = 21.05 \text{ KWh/Tm}$$

3.4.6 Conclusiones.

a) El índice de trabajo promedio obtenido fue de 22.34 KWh/Tm, lo que es equivalente a 20.27 KWh/T.corta.

b) Comparando el índice de trabajo de la mena con los índices de la tabla 3.3, se puede decir que el material es duro.

c) En el cálculo de la energía necesaria para moler a una granulometría deseada, simplemente se utiliza la fórmula 3.4, donde W_i , P_{80} y F_{80} , serían valores conocidos.

CAPITULO IV

CONCENTRACION GRAVIMETRICA

Concentración gravimétrica es el término utilizado para describir aquellas operaciones donde partículas de distintos tamaños, formas y gravedad específica, son separadas unas de otras mediante su movimiento relativo en respuesta a la gravedad y a una o más fuerzas diferentes. El principal fundamento de la concentración gravimétrica es la diferencia de densidad entre los minerales.

Los factores que afectan cualquier proceso gravimétrico son:

1. El medio: Influye según su densidad, viscosidad y velocidad. En metalurgia, se procuran en general, medios fluidos.
2. La especie mineral: Influirá con su peso específico, tamaño, forma, naturaleza

El peso específico y el tamaño pueden relacionarse de manera inversa; a mayor diferencia en los pesos específicos es posible concentrar tamaños más pequeños, y viceversa.

Mientras mayor superficie presente la partícula para recibir una fuerza que la mueva, mayor efecto causará esta fuerza.

La forma dependerá, principalmente, del cruceo característico del mineral.

Criterio de Taggart para Concentración Gravimétrica.

La posibilidad de lograr una separación por medios gravimétricos, depende del rango de gravedades específicas de los minerales. Esta relación se define como criterio de concentración (C.C), que algebraicamente se escribe (Burt, 1984):

$$C.C = \frac{(\delta_1 - \delta)}{(\delta_2 - \delta)} \quad (4.1)$$

donde:

δ_1 = gravedad específica del mineral pesado

δ_2 = gravedad específica del mineral liviano

δ = gravedad específica del fluido; como éste generalmente es agua, se asume $\delta = 1$.

Si el valor de C.C es mayor que 2.5, separaciones en agua son posibles hasta con partículas de 74 μm de tamaño. Otros valores de C.C se muestran en la tabla 4.1. En la figura 4.1 se compara el criterio de concentración con el tamaño de las partículas, para algunos minerales.

Razón de Concentración.

Es la relación que existe entre el peso concentrado y el peso total de la alimentación.

Mecanismos de Concentración Gravimétrica.

Como se expuso anteriormente, la función principal en la concentración gravimétrica, está afectada por el movimiento relativo de minerales de diferente densidad, en respuesta a la gravedad y a otras fuerzas.

Aunque los mecanismos se pueden dividir básicamente en dos tipos (concentración por estratificación y concentración en película), se mencionarán los principales métodos por los cuales se produce el movimiento relativo entre los minerales.

Densidad: La diferencia entre la densidad del fluido viscoso que se emplea y la de los minerales es tal, que unas partículas flotan mientras que otras se hunden. La separación por medio pesado se encuentra en esta clasificación, y es uno de los métodos de separación gravimétrica más importantes.

Tabla 4.1. Valores de criterio de concentración en relación al tamaño de las partículas (3).

CRITERIO DE CONCENTRACION	RANGO DE TAMAÑO
1.75	1/2" hasta 65 Mesh
1.5	1/2" hasta 10 Mesh
1.25	Material > 1/2"
<1.25	No es posible la separación con agua. Se requiere un fluido con SG más alta que el agua.

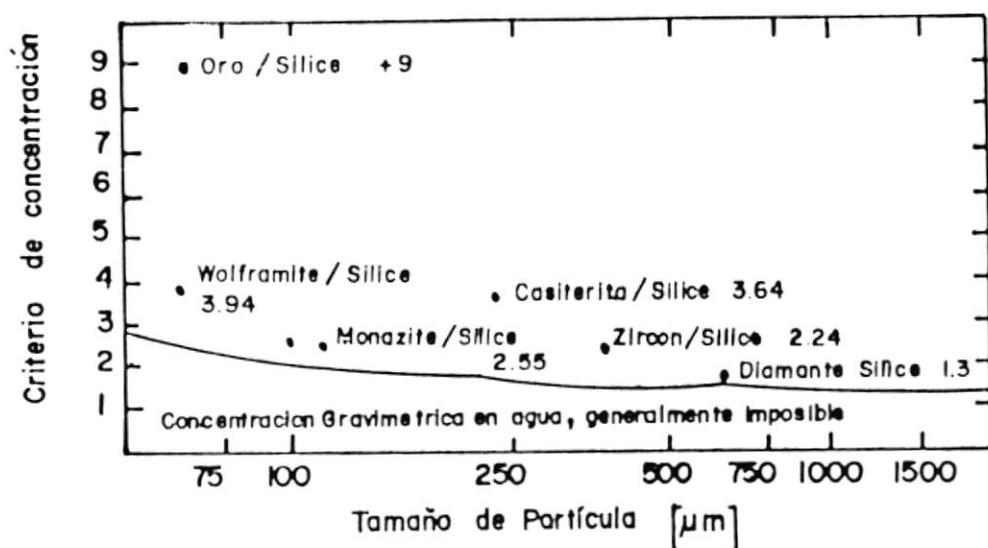


FIG. 4.1 Criterio de concentración vs Tamaño de partícula (5)

Estratificación: Los varios constituyentes minerales se estratifican al estar sujetos a una fluidificación intermitente, causada por la pulsación de un fluido en un plano vertical. Los jigs representan este tipo de clasificación.

Flujo en película: Los minerales se separan mediante su movimiento relativo (debido a la acción de la gravedad) dentro de una corriente de pulpa, que fluye sobre un plano inclinado. El agua cercana a la superficie es retardada por la fricción del agua adsorbida sobre la superficie; el gradiente de velocidad es cero en la parte de abajo y alcanza un valor máximo en el tope. Al agregar sólidos a esta película delgada, ocurrirá un arreglo de las partículas, pendiente abajo, en el siguiente orden: a) pesados finos; b) pesados gruesos y finos livianos; c) livianos gruesos.

La concentración en película es el proceso más antiguo de concentración gravimétrica y es aún uno de los de mayor importancia. Entre los equipos que utilizan este principio están: canalones, como Reichert e, incluyendo un movimiento lateral causado por la fuerza centrífuga, la espiral.

Vibración: Los minerales son estratificados dentro de una película de flujo por superimposición de una fuerza horizontal de corte, que puede ser oscilante, como en las mesas vibratorias u orbital, como en el separador Crossbelt (Burt, 1984).

En la figura 4.2 se muestran varios de los mecanismos de concentración gravimétrica.

4.1 MESA VIBRATORIA

La concentración en película es utilizada de cierta manera en la mesa vibratoria, que es la forma más eficiente de concentración gravimétrica. La mesa se utiliza ampliamente para tratar pulpas difíciles, y para producir concentrados finales a partir de los productos de otras formas de separación gravimétrica.

La mesa consiste en un plano ligeramente inclinado, cuya superficie

Tabla 4.2. Comparación entre equipos de concentración gravimétrica

Equipos	Aplicación	Granulometría mm (#Ty)	Rango de Rendimiento	Rec. (3)
Canaletas	Placeres	Dro grueso de una amplia granulometría. Actualmente pueden recuperar partículas + 0.15mm (+100#Ty).	50-60 m /h	40-70
Jigs	Menas en general	Dro grueso + 0.850 mm (entre 3-20 #Ty) Dro fino, algunos equipos especiales pueden recuperar hasta 0.074 mm (200 #Ty)	Variable	40-70
Mesas	Menas, concentrados y otras pulpas finas	Dro fino, -0.850 mm (entre 20 y 400 #Ty)	Variable	40-70
Espirales	Menas, concentrados y otras pulpas finas	Dro fino, -2 mm (entre 9 y 400 #Ty)	0.5-2.5 t/h	50-80
Conos	Menas, concentrados y otras pulpas finas	Dro fino, -3 mm (entre 7 y 400 #Ty)	Sobre 60 t/h	50-80

Tabla 4.3. Comparación entre diferentes tipos de mesa

Tipo de mesa	Granulometría (mm)	Rendimiento (kg/m ² /h)
Buckmann	-0.015	15-25
Mozley	0.03-0.005	
Wilfley	2.5-0.1	4200
	2.5	600
	0.8	420
	0.4-0.1	
Plat-0	0.6-0.2	42-6300
	+0.6	1300-1700
	0.2-0.6	600-1300
	-0.2	
Butcherd	3.0-1.5	
	3.0	3300
	2.0	4200
	1.5	1300
Deister-Overstrom		12500
		8300
Codurey	0.053-0.03	42-63

(o deck), es construída usualmente con madera y revestida con materiales de alto coeficiente de fricción, tales como linóleo, caucho, plástico o fibra de vidrio.

El deck está provisto de ranuras o riffles dispuestos paralelamente al movimiento de la mesa o formando un ángulo con respecto a éste. Los riffles van disminuyendo de tamaño a lo largo del deck; son más altos del lado de la alimentación.

A la mesa se le imprime un movimiento horizontal, a una razón de 150 a 375 golpes por minuto, mediante un mecanismo que le proporciona un golpe lento hacia delante y un rápido retorno, causando que el material avance a lo largo de los riffles.

En la tabla 4.3 se señalan los diferentes tipos de mesa que existen en el mercado.

4.1.1 Movimiento de las Partículas.

Las partículas, sobre la superficie de la mesa, están sujetas a dos fuerzas: una debida al flujo de la película de agua y otra, perpendicular a la anterior, debida a la vibración longitudinal del deck.

Bajo la influencia del flujo de la película de agua, los granos tienden a ser lavados en dirección de la pendiente, pero se les impide este movimiento por medio de los riffles. En los espacios inter-riffles, las partículas se estratifican de tal manera que las más finas y pesadas quedan en el fondo, mientras que las gruesas y livianas se colocan en la parte superior. (Figura 4.3)

Bajo la influencia del movimiento recíproco asimétrico del deck, las partículas avanzan a lo largo del eje mayor de la mesa. El movimiento impartido, consiste en un golpe hacia delante que es rápidamente revertido, seguido por un

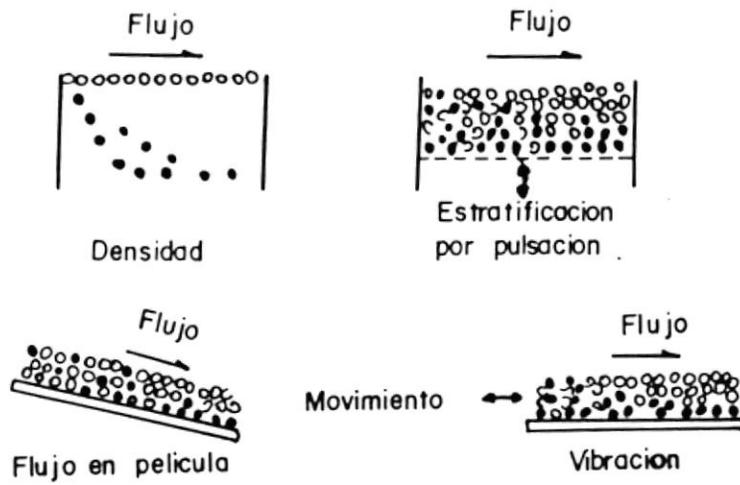


FIG. 4.2 Clasificación de mecanismos de concentración gravimétrica (5)

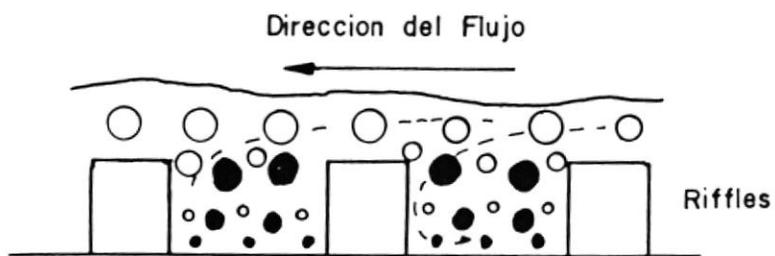


FIG. 4.3 Estratificación vertical entre los riffles (5)

movimiento inmediato de retorno; sin embargo, las partículas continúan deslizándose y avanzando durante la mayor parte del golpe de retorno, debido al momento que han ganado.

Los materiales de baja densidad poseen mayor tendencia a ser llevados en suspensión con la corriente de agua. Por el contrario, las partículas más densas, propenden a acumularse entre las ranuras o riffles y responden al movimiento de la mesa.

Como resultado, el material de alta densidad se traslada hacia el extremo de los concentrados y el material de menor densidad fluye hacia el margen inferior de la mesa, es decir, donde se descargan las colas (Figura 4.4) (Wills, 1984).

4.1.2 Parámetros de la Mesa.

Lo expuesto a continuación es un resumen de lo propuesto por Burt, 1984.

Golpe: Amplitud y Frecuencia

Generalmente golpes a velocidades relativamente bajas son mejores para alimentaciones gruesas. Por otro lado, las partículas finas tienden, una vez en contacto con el deck, a aglomerarse entre ellas, lo que se previene con golpes cortos. Sin embargo, esto no es una regla. Las condiciones óptimas pueden únicamente ser determinadas en la práctica. En la tabla 4.4 se muestran algunos datos típicos para el tratamiento de diversos materiales.

Inclinación Lateral y Longitudinal.

La inclinación longitudinal es la pendiente que tiene la mesa de la parte de la alimentación al extremo de los concentrados. Esta inclinación moderada, que las partículas de mayor

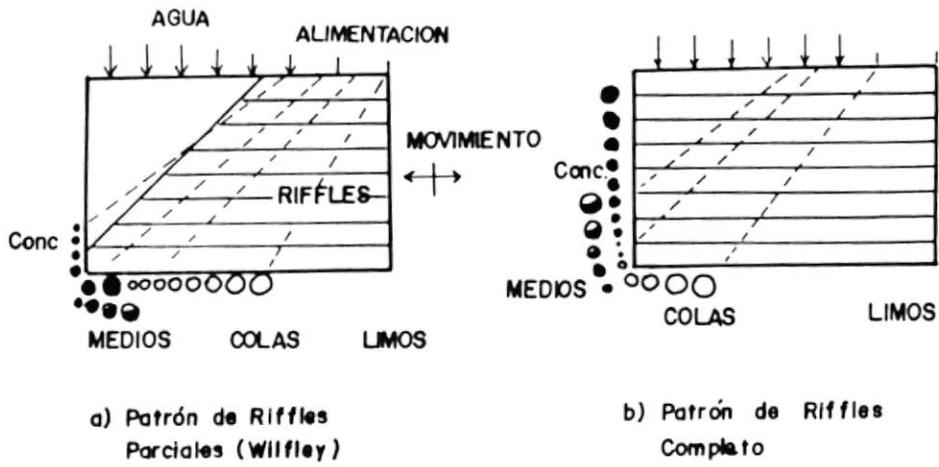


FIG. 4.4 Movimiento neto de partículas en mesa Vibratoria. (5)

densidad escalan más rápidamente que las livianas, ayuda en gran manera a la concentración, pues permite buenas separaciones entre los concentrados, mixtos y colas. La cantidad correcta de elevación varía con el tamaño de la alimentación, siendo mayor cuando ésta es más gruesa y pesada. La inclinación longitudinal debe ser menor que el adelgazamiento de los riffles y, al ajustarla, hay que prevenir la formación de aglomeraciones.

La inclinación lateral es la inclinación de la mesa desde la alimentación hasta el extremo de las colas. Idealmente debe ajustarse al mínimo posible para obtener una buena distribución del material en el deck. En la tabla 4.5, se muestran rangos de operación típicos para mesas tipo Deister.

Patrón de Riffles.

El patrón de riffles en la superficie del deck, tiene tres funciones: a) retener los pesados en el deck, b) transmitir efectivamente la acción estratificadora del deck a la pulpa, c) hacer que el flujo de la corriente transversal sea lo suficientemente turbulento para que clasifique al material en los espacios inter-riffles, arrastrando la mayor cantidad posible de partículas finas y livianas, que tienden a quedarse junto a las partículas gruesas y pesadas en presencia de corrientes tranquilas.

El conjunto de riffles de las mesas Wilfley y Deister, terminan en una línea diagonal que va de la caja de alimentación, a un punto cercano a la esquina que divide concentrados de colas. Esto conduce a la estratificación detrás de los riffles, seguida por una concentración en película en la sección lisa.

Los decks parcialmente cubiertos de riffles son mejores para el tratamiento de menas de tamaño determinado y para operaciones de desbaste. Riffles bajos se emplean con

Tabla 4.4. Golpes de Operación más utilizados

Alimentación	Largo (mm)	Frecuencia (rpm)
Mena gruesa	12- 25	260- 300
Mena fina	8- 20	280- 320
Carbón	20-35	260- 285

Tabla 4.5. Pendientes recomendados para mesa vibratoria

Tamaño alimentación	Inclinación (mm/m)	
	Longitudinal	Lateral
Arena gruesa	11 - 25	20 - 25
Arena media	9 - 15	15 - 30
Arena fina	2 - 9	8 - 20
Limo	1 - 7	4 - 12

materiales finos y riffles altos con materiales gruesos.

Características del Sólido

a) Rango de tamaño: El tamaño máximo de tratamiento depende de cada material. En general está en el orden de 3 a 2 mm, aunque pueden llegar a separarse partículas de hasta 9 mm utilizando decks de riffles, de bastante área.

El tamaño mínimo, para alcanzar una separación efectiva, es función del volumen de agua, del movimiento de la mesa, del rango de tamaño de la alimentación y de la cantidad de ultrafinos presentes. Terry (1974) estableció que es posible tratar partículas de hasta 40 μm de diámetro, siempre y cuando se cuente con una buena preparación de la alimentación. En menas de alta densidad se han separado exitosamente tamaños menores a 20 μm .

b) Preparación de la alimentación: La alimentación de la mesa puede ser: natural, de tamaño determinado, clasificada hidráulicamente, o producto de una preconcentración.

El tratamiento de menas simples, donde existe una gran diferencia de las densidades entre los minerales pesados y livianos, puede realizarse sin una preparación de la alimentación. Sin embargo, en base a resultados experimentales, la mayoría de los autores sostiene que la preparación es esencial para un buen rendimiento de la mesa.

c) Capacidad: La capacidad de la mesa vibratoria está determinada, a más de sus dimensiones, por la velocidad de separación de los concentrados de los estériles, y por la tasa de separación de la mesa. La velocidad de separación es función del criterio de concentración, del tamaño relativo de las partículas y del grado de liberación. Mientras mayor sea el criterio de concentración, más rápida es la separación y más

alta la capacidad.

d) Punto de corte: El punto de corte entre el concentrado y los mixtos, es ajustado mediante la colocación de divisiones en los lavaderos de descarga. En operaciones de desbaste, es suficiente colocar esta división de manera que las pequeñas variaciones de la tasa de alimentación, densidad o inclinación, que causan ligeras desviaciones de las franjas, puedan ser aceptadas sin ninguna alteración de los parámetros.

Características del Fluido

a) Densidad de la alimentación: La pulpas deben poseer una densidad tal, que les proporcione suficiente fluidez para permitir la estratificación y dilatación del material en los riffles. En general se utilizan pulpas con un 25% de sólidos por peso y, cuando se tienen muchos finos, ésta puede llegar al 30% de sólidos por peso.

b) Agua de lavado: El agua debe ser suministrada en cantidad suficiente para mantener un flujo constante y uniforme sobre el deck, que recubra hasta las partículas más grandes.

4.1.3 Pruebas de Laboratorio.

Objetivo

Las pruebas de laboratorio se realizaron con el objetivo de establecer la fracción granulométrica en que se obtiene mayor recuperación en el proceso y, los rangos de funcionamiento óptimo de los siguientes parámetros de la mesa:

- Amplitud y velocidad del golpe
- Inclinación longitudinal
- Inclinación lateral
- Densidad de pulpa

- Capacidad

Criterio de Concentración

Antes de efectuar cualquier prueba, es necesario determinar la capacidad que tienen los minerales de separarse por concentración gravimétrica. Para esto se calcula el criterio de concentración, a través de la fórmula 4.1, donde:

δ_1 = gravedad específica del mineral pesado; en este caso, el oro; es decir que $\delta_1 = 19.3$

δ_2 = gravedad específica del mineral liviano; se trabaja con la densidad del material, es decir que $\delta_2 = 3.38$.

Así, se obtiene que el criterio de concentración es 7.69. Comparando esta medida con la curva estándar de la figura 4.1. podemos constatar que su valor se encuentra muy por encima del límite bajo el cual la separación gravimétrica es prácticamente imposible.

Equipo Utilizado

a) Mesa concentradora Deister 15-S: Es una versión miniaturizada de mesas comerciales, cuya gran versatilidad permite variar sus parámetros de operación hasta encontrar las condiciones óptimas de funcionamiento frente a un determinado material. Su plancha o deck diagonal brinda una mayor distribución de riffles en comparación con las mesas convencionales de forma rectangular.

La gran ventaja que ofrece esta máquina es que los resultados que se obtienen pueden ser directamente duplicados a nivel comercial con equipos de mayor tamaño. Su capacidad nominal es de 100 Kg/h.

Como no se contaba con eficientes cajas de descarga tanto en

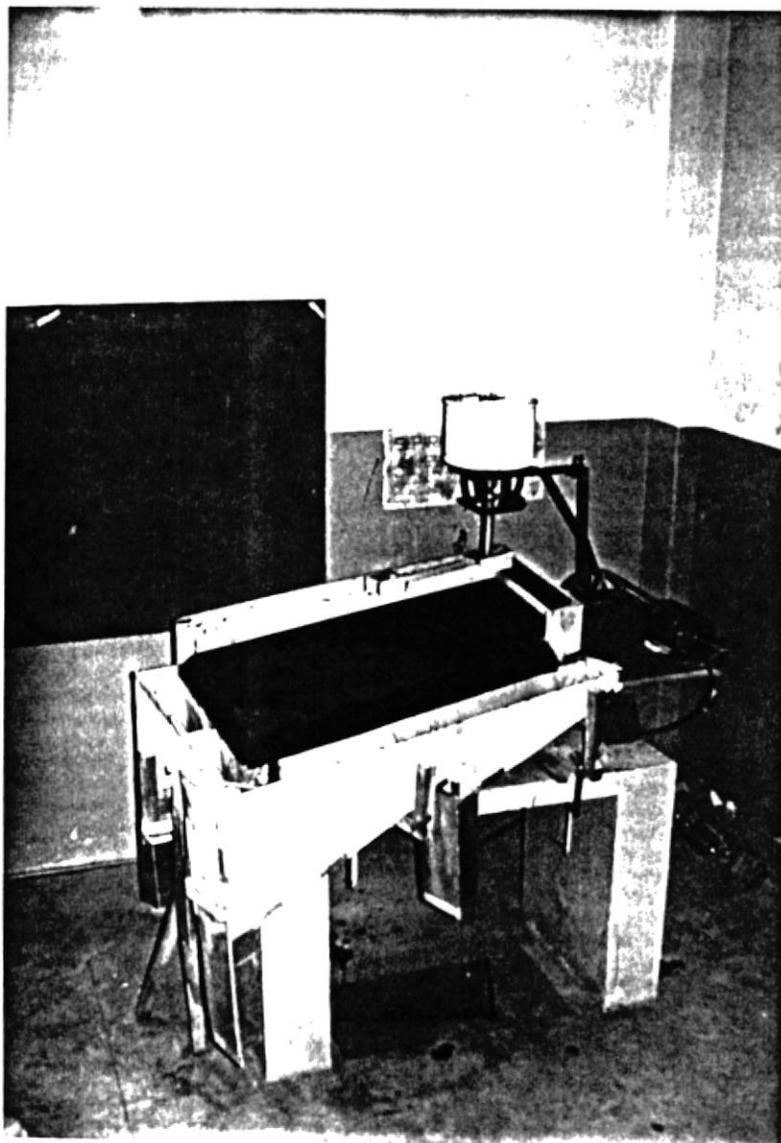
el lado de los concentrados como de las colas, se construyeron, con eternit, depósitos en forma trapezoidal, totalmente independientes de la mesa; uno para el margen izquierdo con dos salidas, la primera para los concentrados y la otra para los concentrados mixtos; y el otro en el margen inferior, igualmente con dos salidas, una para colas-mixtos y la otra para que descarguen las colas. Además las divisiones se diseñaron móviles, construidas igualmente con eternit y revestidas de acetato. Consisten en pequeñas tablas rectangulares que se inclinan hacia el lado que se desee descarguen los productos, e ideadas de tal forma que pueden trasladarse a lo largo de la caja de descarga. (Fotografías 4.1 y 4.2)

b) Agitador y dosificador de pulpa: Es un tanque acondicionador de 15 litros de capacidad con una llave de paso al cual se le ha adaptado un pequeño motor con su respectivo impeller para que homogenice la pulpa.

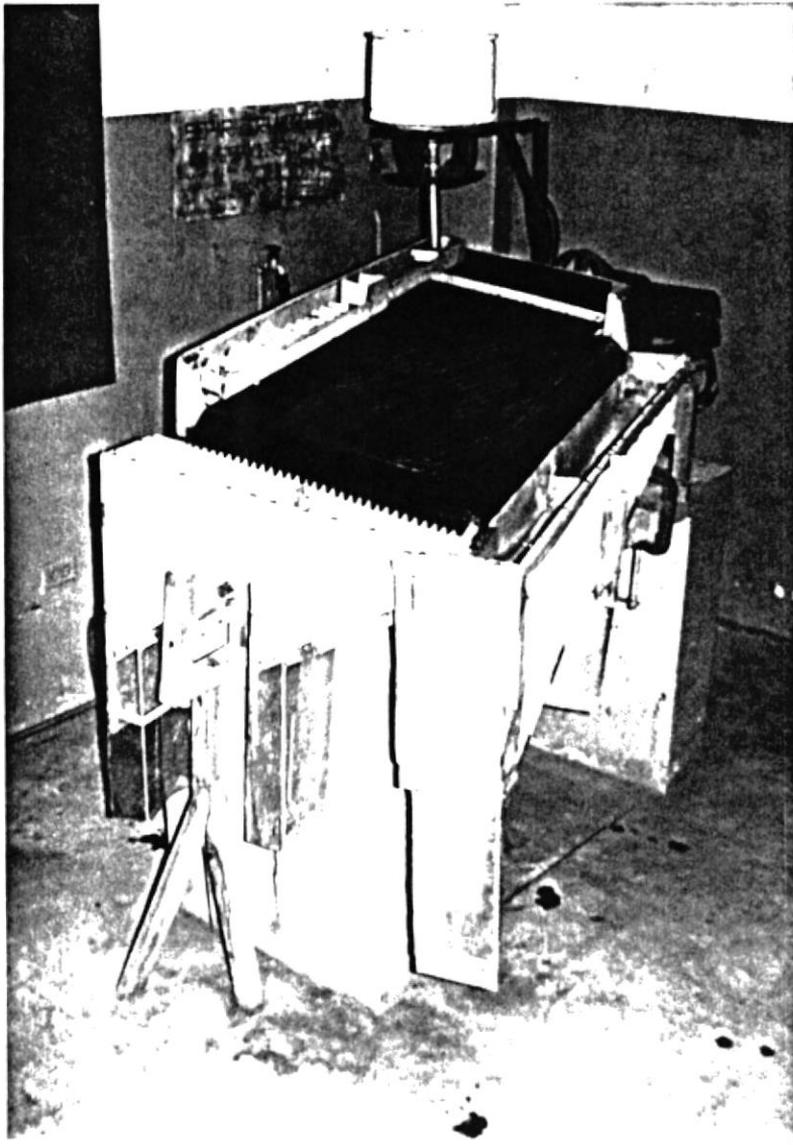
c) Tanque: reservorio de agua: Se utilizó un tanque de gran capacidad, al cual se le han adaptado dos llaves de agua, conectadas a su vez a mangueras. Este tanque proporciona el agua de lavado.

Metodología

Se prepararon fracciones de 5 Kg de peso en diferentes rangos de tamaño. Las pruebas se realizan por separado con cada porción, para determinar los parámetros adecuados de la mesa. A partir de los datos de recuperación obtenidos en los ensayos, se establece la mejor granulometría; con esta se efectúa una prueba de limpieza, buscando igualmente el rango apropiado para cada parámetro.



Fotografía 4.1 Mesa vibratoria Deister 15-S



Fotografia 4.2 Mesa vibratoria Deister 15-S

Procedimiento

Se trabaja con tres fracciones de diferente tamaño:

1. Tamaño natural (100% -10 Mesh) en el deck de arenas.
2. Fracción -10+100 Mesh, en el deck de arenas.
3. Fracción -100 Mesh, en el deck de limos.

Se prepara la pulpa en el tanque agitador-dosificador. Hay que tener cuidado de que el impeller no se obstruya con las partículas.

En la bibliografía existen rangos recomendados para cada parámetro. Al iniciar la prueba, se ajustan las variables de la máquina en estos rangos, que se van regulando a medida que transcurre el proceso y de acuerdo a como se desenvuelve la separación, hasta alcanzar el punto de corte entre concentrados, concentrados-mixtos y colas- mixtos, colas.

El agua de lavado que sale del tanque reservorio, se debe distribuir sobre la mesa de tal forma que el flujo sea suave y uniforme, sin dejar canales o zonas secas que perjudiquen la estratificación de la cama de partículas.

Al alcanzar el punto de corte, se apaga la máquina y se miden y registran los parámetros. Luego se realiza una corrida final en la que se toma el tiempo que tarda en tratarse todo el material y de la que se obtienen 4 productos: el concentrado y concentrado mixto, que descargan sobre el lado izquierdo de la mesa y cola-mixto, cola, que descargan sobre el margen inferior de la mesa.

Se decanta el material, se le elimina el agua y se seca. Fracciones representativas de cada producto son tamizadas, tostadas, fundidas, copeladas y finalmente llevadas a

absorción atómica para determinar sus contenidos de oro y plata.

Conocida la granulometría en que se obtienen mayores recuperaciones, se realiza una limpieza de los mixtos. Se procede de igual forma que la descrita anteriormente, empezando la prueba en los rangos recomendados y regulándolos hasta obtener una buena separación. Se toma el tiempo de prueba, se miden los parámetros de la mesa y se secan los productos para la determinación de oro y plata.

Resultados

En las tablas 4.6 y 4.7 se presentan las recuperaciones y condiciones de trabajo para cada prueba, respectivamente.

Las tablas 4.8, 4.9, 4.10 y 4.11, muestran los resultados de las dos pruebas de mesa con mejores recuperaciones de oro; estas son, la prueba con fracción -10 Mesh y la prueba con fracción -100 Mesh.

En las tablas 4.12, 4.13 y 4.14 se exponen los parámetros y resultados de la prueba de limpieza de los medios; estos últimos se obtuvieron a partir de una primera prueba de desbaste con fracción -10 Mesh.

Los gráficos 4.1 a 4.8, representan las relaciones entre los diferentes parámetros analizados, y cada fracción de material.

Conclusiones

a) La inclinación lateral disminuye conforme disminuye la granulometría del material, mientras que la inclinación longitudinal decrece en el siguiente orden: fracción -10 Mesh, fracción -100 Mesh, fracción -10 +100 Mesh.

Tabla 4.6 Distribución de Oro y Plata por Fracción, para Pruebas en Mesa, con diferentes Rangos de Tamaño.

FRACCION	RANGO DE TAMAÑO					
	-10 Mesh		-10 +100 Mesh		-100 Mesh	
	Dist. Au%	Dist. Ag%	Dist. Au%	Dist. Ag%	Dist. Au%	Dist. Ag%
Concentrado	18.99	34.54	33.31	26.97	60.57	49.05
Conc. Mixto	67.38	36.71	46.47	36.01	19.54	25.12
Cola Mixto	3.06	6.15	11.33	28.43	14.80	20.80
Cola	10.57	22.60	8.89	8.59	5.09	5.03

Tabla 4.7 Condiciones de Trabajo de la Mesa para cada Prueba.

PARAMETROS	DECK DE ARENAS		DECK DE LIMOS
	-10 Mesh	-10 +100 Mesh	-100 Mesh
Incl. lateral [mm/m]	26.19	34.60	10.47
Incl. long. [mm/m]	14.54	6.40	8.73
Amplitud golpe [mm]	9.00	12.00	13.00
Velocidad golpe [RPM]	330.00	342.00	300.00
Sólidos por peso [%]	25.00	20.00	30.00
Capacidad [Kg/h]	60.00	75.00	42.86
Recuperación oro [%]	86.37	79.78	80.11

Gráfico 4.1 Recuperación de Oro de Pruebas en Mesa Vibratoria

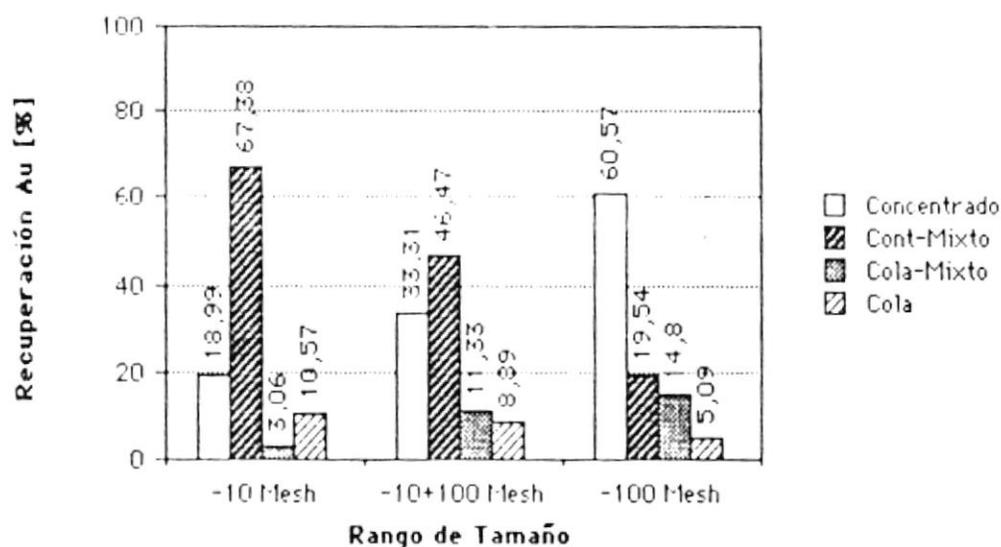


Gráfico 4.2 Recuperación de Plata de Pruebas en Mesa Vibratoria

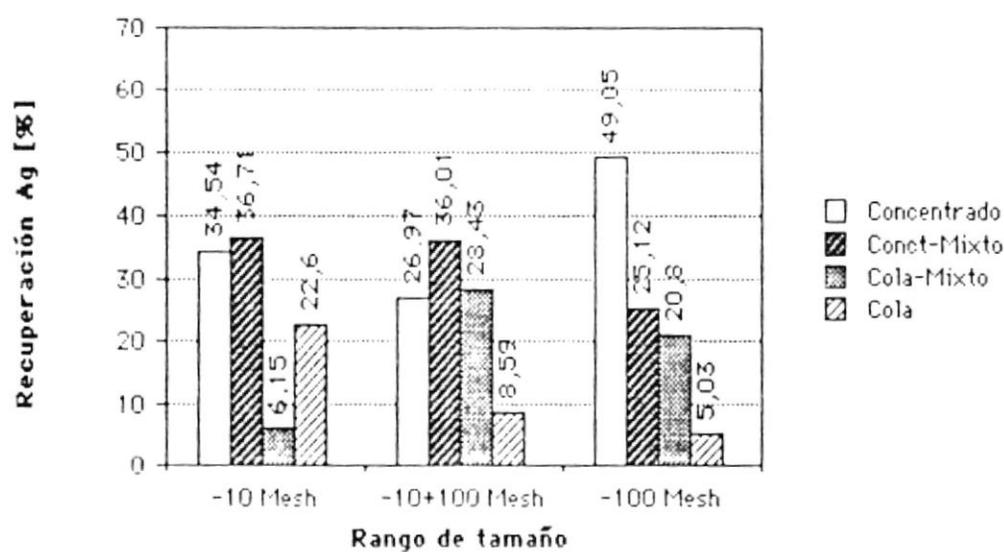


Gráfico 4.3 Inclinación vs Rango de Tamaño

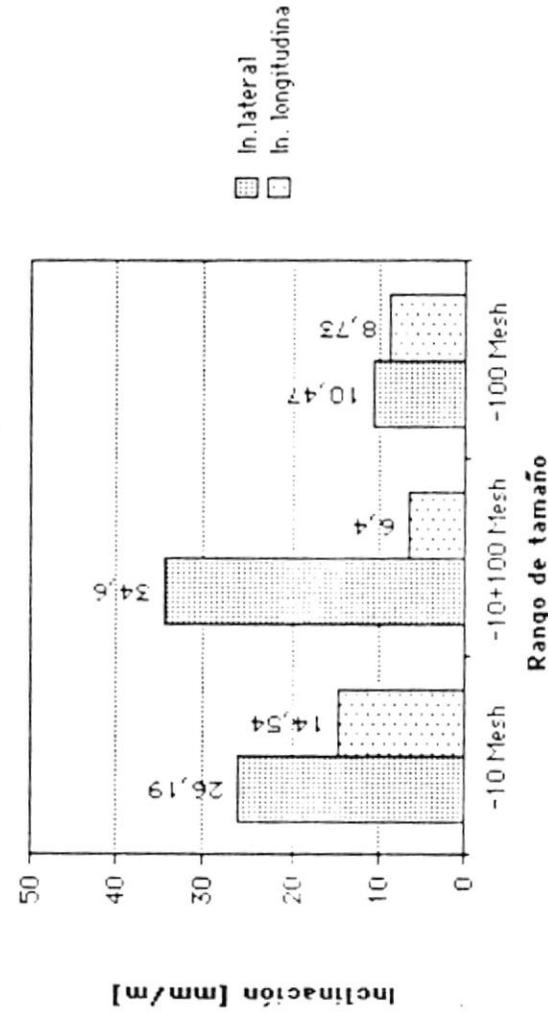


Gráfico 4.4 Amplitud del Golpe vs Rango de Tamaño

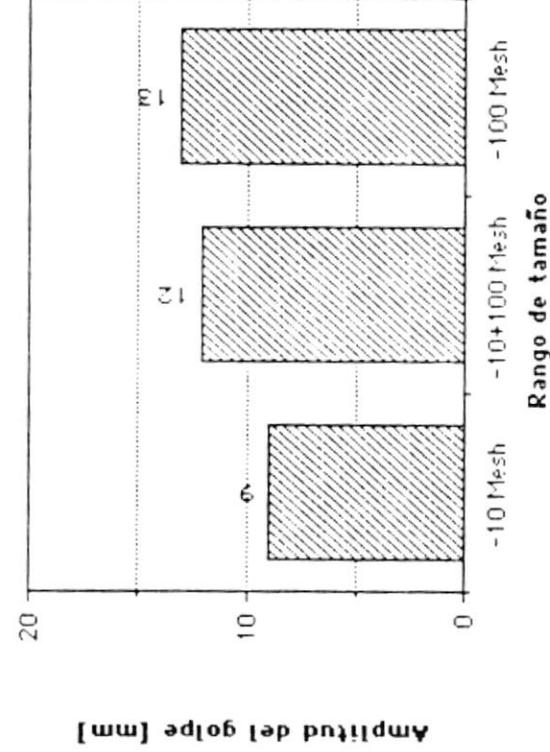


Gráfico 4.5 Velocidad del Golpe vs Rango de Tamaño

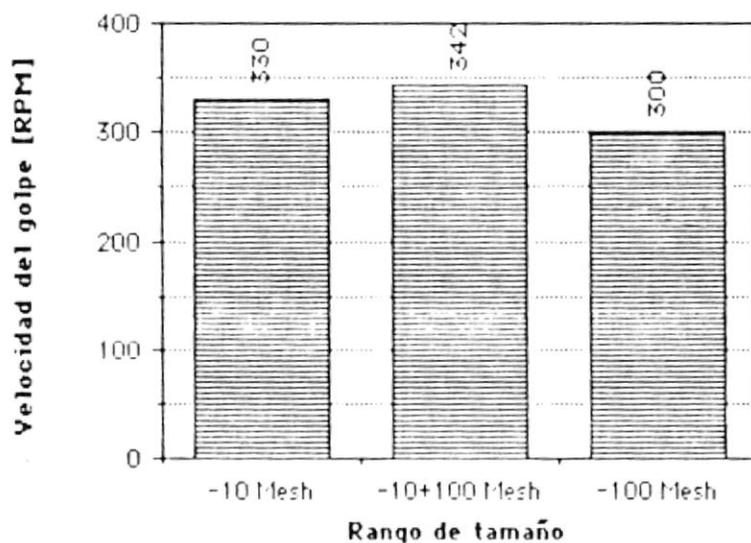


Gráfico 4.6 Sólidos por Peso vs Rango de Tamaño

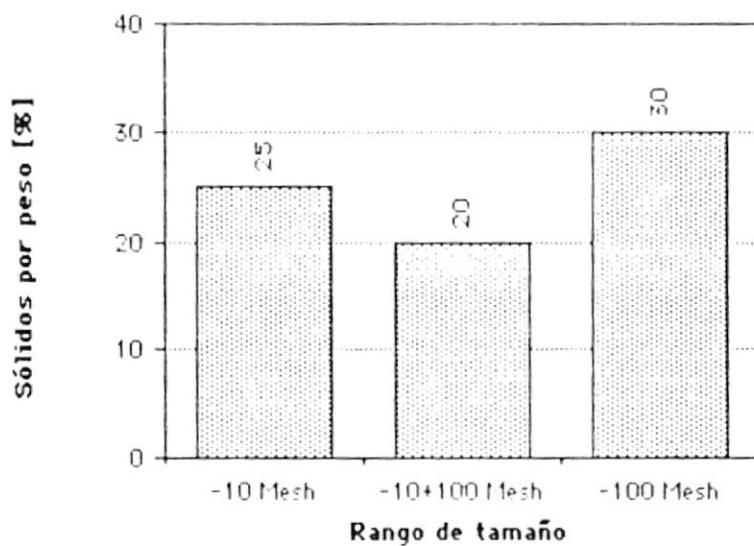


Gráfico 4.7 Capacidad vs Rango de Tamaño

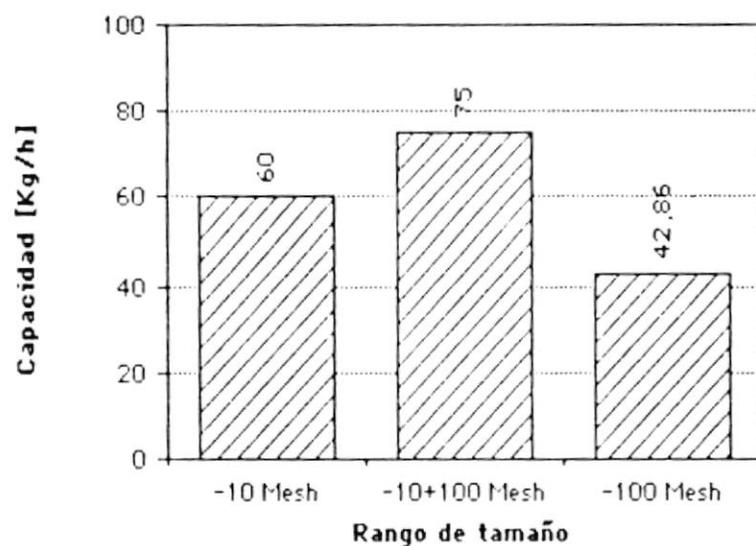


Gráfico 4.8 Recuperación de Oro vs Rango de Tamaño

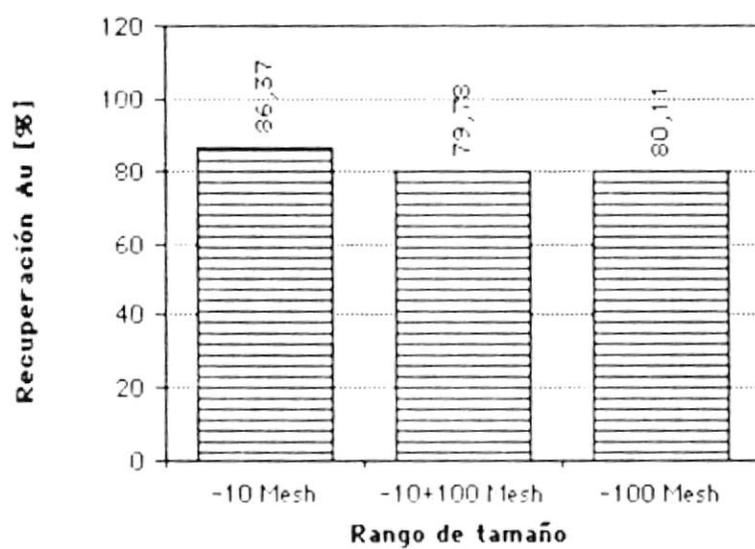


Tabla 4.8 Prueba de Mesa con Fracción -10 Mesh:
Control de Mallas del Producto.

INDICADO	% PESO +200 Mesh	%PESO -200 Mesh
Concentrado	51.74	48.26
Conc. Mixto	63.78	36.22
Cola Mixto	73.96	26.04
Cola	19.71	80.29

Tabla 4.9 Prueba de Mesa con Fracción -10 Mesh:
Balance Metalúrgico.

INDICADO	PESO [gr]	PESO [%]	LEY [gr/Tm]		Contenido fino[mg]		Recuperación[%]		Razón
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Cont.
Cabeza	5001.5	100.00	38.36	34.61	191.86	173.10	100.00	100.00	-
Concent.	470.0	9.40	79.20	86.71	37.22	40.75	18.99	34.54	10.60
Conc. Mx.	2139.7	42.78	61.72	20.24	132.06	43.31	67.38	36.71	2.34
Cola Mx.	415.0	8.30	14.49	17.50	6.01	7.26	3.06	6.15	12.05
Cola	1976.8	39.52	10.49	13.49	20.74	26.67	10.57	22.60	2.53
Cab. Cal.	5001.5	100.00	39.19	23.59	196.03	117.99	100.00	100.00	-

Recuperación total:

Au = 86.37 %

Ag = 71.25 %

Razón de concentración: 1.92 : 1

Tabla 4.10 Prueba de Mesa con Fracción -100 Mesh:
Control de Mallas del Producto.

INDICADO	% PESO +200 Mesh	% PESO -200 Mesh
Concentrado	51.92	48.08
Conc. Mixto	69.31	30.69
Cola Mixto	73.96	26.04
Cola	13.60	86.40

Tabla 4.11 Prueba de Mesa con Fracción -100 Mesh:
Balance Metalúrgico.

INDICADO	PESO [gr]	PESO [%]	LEY [gr/Tm]		Contenido fino[mg]		Recuperación[%]		Razón
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Cont.
Cabeza	5000.0	100.00	31.77	27.54	158.85	150.50	100.00	100.00	-
Concent.	833.6	17.80	114.28	105.96	95.26	88.33	60.57	49.05	5.62
Conc. Mx.	1545.6	33.00	19.89	29.27	30.74	45.24	19.54	25.12	3.03
Cola Mx.	1949.6	41.62	11.95	19.21	23.30	37.45	14.80	20.80	2.40
Cola	355.1	7.58	22.51	25.52	7.99	9.06	5.09	5.03	13.19
Cab. Cal.	4683.9	100.00	33.58	38.45	157.30	180.08	100.00	100.00	-

Recuperación total:

Au = 80.11%

Ag = 74.17%

Razón de concentración: 1.97 : 1

Tabla 4.12 Condiciones de Trabajo en Prueba de Limpieza

Fracción	-10 Mesh (Deck de arenas)	
Inclinación Lateral	20	mm/m
Inclinación Longitudinal	9	mm/m
Amplitud del Golpe	12	mm
Velocidad del Golpe	300	RPM
Sólidos por Peso	30	%

Tabla 4.13 Prueba de Mesa de Limpieza:
Control de Mallas del Producto.

INDICADO	% PESO +200 Mesh	% PESO -200 Mesh
Concentrado	56.62	43.38
Conc. Mixto	67.74	32.26
Cola Mixto	72.92	27.08
Cola	6.55	93.45

Tabla 4.14 Balance Metalúrgico

INDICADO	PESO [gr]	PESO [%]	Ley [gr/tm]		Contenido fino [mg]		Recuperación [%]	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Desbaste								
Concent.	470.0	9.40	38.36	34.61	37.22	40.75	18.99	34.54
Cola	1976.8	39.52	10.49	13.49	20.74	26.67	10.57	22.60
Limpieza								
Concent.	395.1	7.90	179.40	45.48	70.88	17.97	36.16	15.23
Conct. Mx.	883.3	17.66	42.16	17.00	37.24	15.02	19.00	12.73
Cola Mx.	1084.3	21.68	15.42	10.03	16.72	10.88	8.53	9.22
Cola	192.0	3.84	68.91	34.43	13.23	6.61	6.75	5.68
Cabeza Cal.	5001.5	100.00	39.19	23.59	196.03	117.99	100.00	100.00

Recuperación total:

Au = 74.15%

Ag = 62.50%

Razón de concentración: 2.86 : 1

b) La amplitud del golpe no obedece a ninguna tendencia en relación al tamaño de la alimentación. En general, éste no es un factor crítico para el funcionamiento de la mesa.

c) Contrariamente a lo que se esperaba, la fracción de material fino (-100 Mesh) requirió una velocidad del golpe menor que la de la fracción más gruesa (-10+100 Mesh).

d) Para una eficiente separación, el porcentaje de sólidos por peso debe aumentarse conforme disminuye la granulometría.

e) La capacidad de la mesa disminuye conforme disminuye la granulometría.

f) La mayor ley de oro en el concentrado, se obtiene en la prueba con fracción -100 Mesh. Sin embargo, si se consideran en conjunto las recuperaciones en el concentrado y concentrado-mixto, como se suele hacer en operaciones de desbaste, se concluye que más eficiente resulta la prueba con fracción -10 Mesh, pues su recuperación total es 86.37%. Le sigue en importancia la prueba efectuada con fracción -100 Mesh en el deck de finos, con una recuperación de 80.11%; finalmente, la de menor rendimiento es la prueba realizada con fracción -10+100 Mesh, con un 79.78% de recuperación.

Como la razón de concentración es muy similar en las tres pruebas, se puede concluir que en una concentración de desbaste del material en estudio, no sería conveniente clasificarlo, pues a más de que implica mayores gastos, es innecesario.

g) En la prueba elegida como más eficiente (-10 Mesh), las leyes relativamente altas encontradas tanto en cola-mixto como cola, se explican al observar en la tabla 4.8, que el 80.29% del material de la cola es -200 Mesh. De lo conocido a través de microscopía, el 51.54% del oro se encuentra en

material pasante malla 200; como éste es muy fino, probablemente gran cantidad se descarga sobre el lado de los limos, enriqueciendo el contenido de oro de las colas.

h) En la prueba de limpieza, donde se trataron los mixtos de la prueba de desbaste (fracción -10 Mesh), se forma una franja bien diferenciada de concentrado y se obtienen buenas recuperaciones. Esto se debe a la inclinación lateral moderada y a la abundante cantidad de agua de lavado empleada.

i) La razón de concentración en la prueba de desbaste y limpieza, se incrementó en aproximadamente 1.5 veces en relación con la prueba únicamente de desbaste. El peso de concentrado y concentrado-mixto, que en la prueba de desbaste representa el 52.18% del peso total, en la prueba de limpieza constituye el 25.56%. Sin embargo, pese al aumento en la ley del concentrado y en la razón de concentración, la recuperación total (concentrado+concentrado-mixto) es ligeramente menor que en la concentración primaria.

j) En la prueba de limpieza, tal como ocurrió en el desbaste, las leyes de oro de las colas son relativamente altas. Esto se explica comprobando, a través de los datos de la tabla 4.13, que el 93.43% del peso de la cola, corresponde a material pasante malla 200 (Tyler).

CAPITULO V

AMALGAMACION EN TAMBORES

La amalgamación es un proceso de concentración en el cual los metales nativos (oro, plata, cobre) son separados de su ganga en razón de la mojabilidad selectiva de su superficie por mercurio en medio acuoso, mientras que el agua moja selectivamente a la ganga.

La amalgamación de oro puede efectuarse por los siguientes métodos: amalgamación en planchas, amalgamación por agitación, y amalgamación por molienda (en barriles o en tambores).

En el presente trabajo la amalgamación se realizó por molienda, que es el método comúnmente más utilizado. Este consiste en dispersar el mercurio en la pulpa, la misma que se coloca en un barril junto con una carga de bolas determinada. Dos rodillos giratorios le imprimen un movimiento de rotación a una velocidad que depende de varios factores y de si se va a moler y/o amalgamar. El tambor y las bolas deben ser preferiblemente de porcelana para evitar contaminaciones. Este método presenta las siguientes ventajas:

- a) El proceso es automático y más efectivo que la amalgamación manual, utilizada en minería artesanal.
- b) Cualquier tratamiento químico necesario para aumentar la eficiencia en la amalgamación puede ser fácilmente ejecutado como parte de la preparación.
- c) Las superficies de oro se limpian durante el proceso, de tal manera que mejora el contacto entre éste y el mercurio.
- d) El riesgo de envenenamiento por mercurio es minimizado.
- e) La contaminación del medio ambiente por pérdidas mecánicas de

mercurio, es mejor controlada.

Una de las principales desventajas de este proceso es que no sirve para minerales que contienen oro demasiado fino (Prigogine, 1950).

5.1 BASES FISICO QUIMICAS DE LA AMALGAMACION

La amalgamación se basa en dos procesos:

1. La mojabilidad selectiva del oro: En principio, el proceso de amalgamación se considera similar al de adhesión aceite-mineral, aire-mineral y puede ser visto como una reducción en la energía superficial del sistema, resultante de la sustitución de las interfases oro-agua y mercurio-agua, por la interfase mercurio-oro. La mojabilidad del oro por el mercurio depende de: composición de la fase sólida (oro), composición de la fase líquida (mercurio), estado de la superficie del oro, estado de la superficie del mercurio e influencia de factores físicos (temperatura, presión).

2. La difusión progresiva del mercurio en el interior de la fase sólida, con la consecuente formación de varios compuestos: Determinaciones de la solubilidad de oro en mercurio, realizadas por Henry y Kasantseff, muestran que los procesos de amalgamación no pueden ser únicamente explicados por la disolución de oro en el mercurio. Las amalgamas formadas en la recuperación de oro, son mezclas complejas, no en equilibrio, constituidas por oro, uno o muchos compuestos de oro-mercurio y una solución de oro con mercurio.

Según la concentración de oro, se presentan diferentes combinaciones oro-mercurio. En general se distinguen dos compuestos: Au_2Hg y $AuHg_2$, que funden a $420-440^\circ C$ y $310^\circ C$, respectivamente.

El conocimiento del sistema Au-Hg, es todavía incompleto. Las dificultades encontradas en su estudio, se deben principalmente a la

no homogeneidad de los fragmentos de amalgama y a la facilidad con la cual es posible pasar de una combinación a otra por simple presión.

En todo caso, la reacción entre metales no es lo que controla la recuperación del oro por mercurio; sin embargo, la tendencia a la reacción se manifiesta en la mojabilidad del oro por el mercurio.

En realidad, la gravedad es la fuerza más importante que entra en juego en este proceso, aparte de cualquier reducción en la tensión superficial como consecuencia de la sorción. En la figura 5.1 se muestra el proceso de formación de una amalgama (Lagrava et al, 1987).

5.2 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA AMALGAMACION

En las pulpas de amalgamación existen sustancias cuya presencia produce un efecto adverso en la adhesión oro-mercurio. Entre estas tenemos (Lagrava, 1987):

Sustancias disueltas

Sulfuros alcalinos y algunos reactivos de flotación. Su efecto está posiblemente relacionado con la formación de superficies protectoras, adsorbidas o químicamente enlazadas sobre el mercurio o el oro, o en ambas.

Sustancias en suspensión

Algunos minerales sulfurosos, principalmente aquellos que contienen arsénico, bismuto y antimonio, aceites y otros contaminantes orgánicos. Estas sustancias y las solubles, tienden a dispersar el mercurio en pequeños glóbulos y algunos provocan el deslustre del oro.

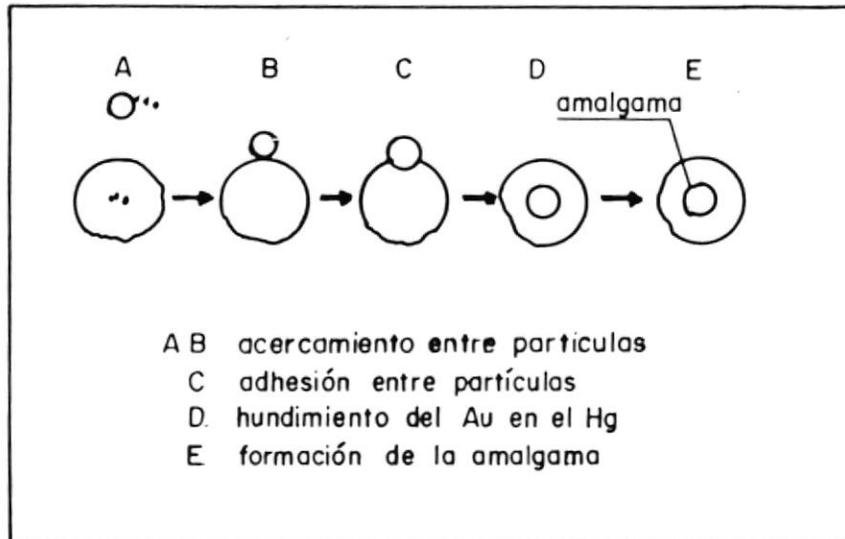


FIG. 5.1 Formación de la amalgama (15)

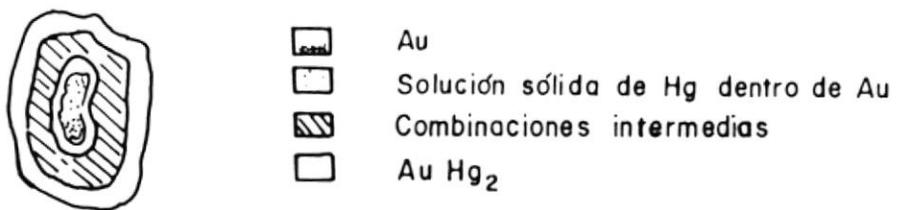


FIG. 5.2 Sistema Au-Hg (22)

Sustancias mecánicamente forzadas

Por el machucado de los procesos de molienda, o por agentes de descomposición atmosférica, se pueden adherir óxidos de hierro a la superficie del oro, convirtiéndolo en metal no amalgamable.

Para contrarrestar la acción de tales sustancias, se añaden a la pulpa diversos reactivos que dependen de las características del mineral y de las impurezas presentes.

Entre las sustancias desinhibidoras más conocidas están el hidróxido de sodio, hidróxido de potasio, carbonato de sodio, cal; para eliminar impurezas orgánicas. Se emplean también cianuros alcalinos que forman complejos con Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} . Algunas veces se agregan oxidantes ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ó KMnO_4) que destruyen los iones S^{2-} . También se utilizan amalgamas de zinc o de sodio en lugar de mercurio.

5.3 VARIABLES DEL PROCESO DE AMALGAMACION

La recuperación del oro a partir de una muestra mineral (mena natural o preconcentrado), mediante amalgamación en tambores, puede verse afectada por las siguientes variables (Lagrava, 1987):

a. Variables que dependen de la naturaleza de la muestra: composición mineralógica; ley; grado de liberación; tamaño y forma de la partícula.

b. Variables que dependen del proceso mismo: tiempo de amalgamación; velocidad de rotación del tambor, material, tamaño, forma y cantidad de cuerpos dispersantes (carga de bolas); % sólidos; % relleno del tambor; tipo y cantidad de limpiadores de superficie; % de mercurio.

c. Variables de diseño: dimensiones del tambor, capacidad; tipo de revestimiento.

5.4 PRUEBAS DE AMALGAMACION EN TAMBOR

Objetivo

Establecer los rangos de trabajo de ciertas variables del proceso de amalgamación, y calcular el porcentaje de oro amalgamable de la mena con el fin de estimar si éste es o no un método conveniente para su tratamiento.

Metodología

Las pruebas de amalgamación se efectuaron siguiendo el orden presentado en la figura 5.3. Las variables estudiadas fueron:

- Porcentaje de sólidos por peso
- Cantidad de mercurio
- Tiempo de amalgamación

Procedimiento

1) Preparación de la muestra

Se toma ventaja de la alta densidad del oro, concentrando el material por medio de la mesa vibratoria, antes de someterlo a la amalgamación. La preconcentración es necesaria, pues el contacto de la mena con el mercurio es más eficaz cuando se cuenta con un concentrado, que cuando se tienen grandes volúmenes de ganga. Además, cualquier contaminante que interfiera en el proceso, puede ser fácilmente removido o neutralizado si se trabaja con pequeñas cantidades de mineral.

La mesa funcionó en rangos tales que permitieran una buena diferenciación de los productos. Por eso se trabajó con inclinación lateral baja y abundante agua. Para cada pasada se utilizaron 5000 gramos de material (100% - 10 Mesh). El concentrado obtenido fue de

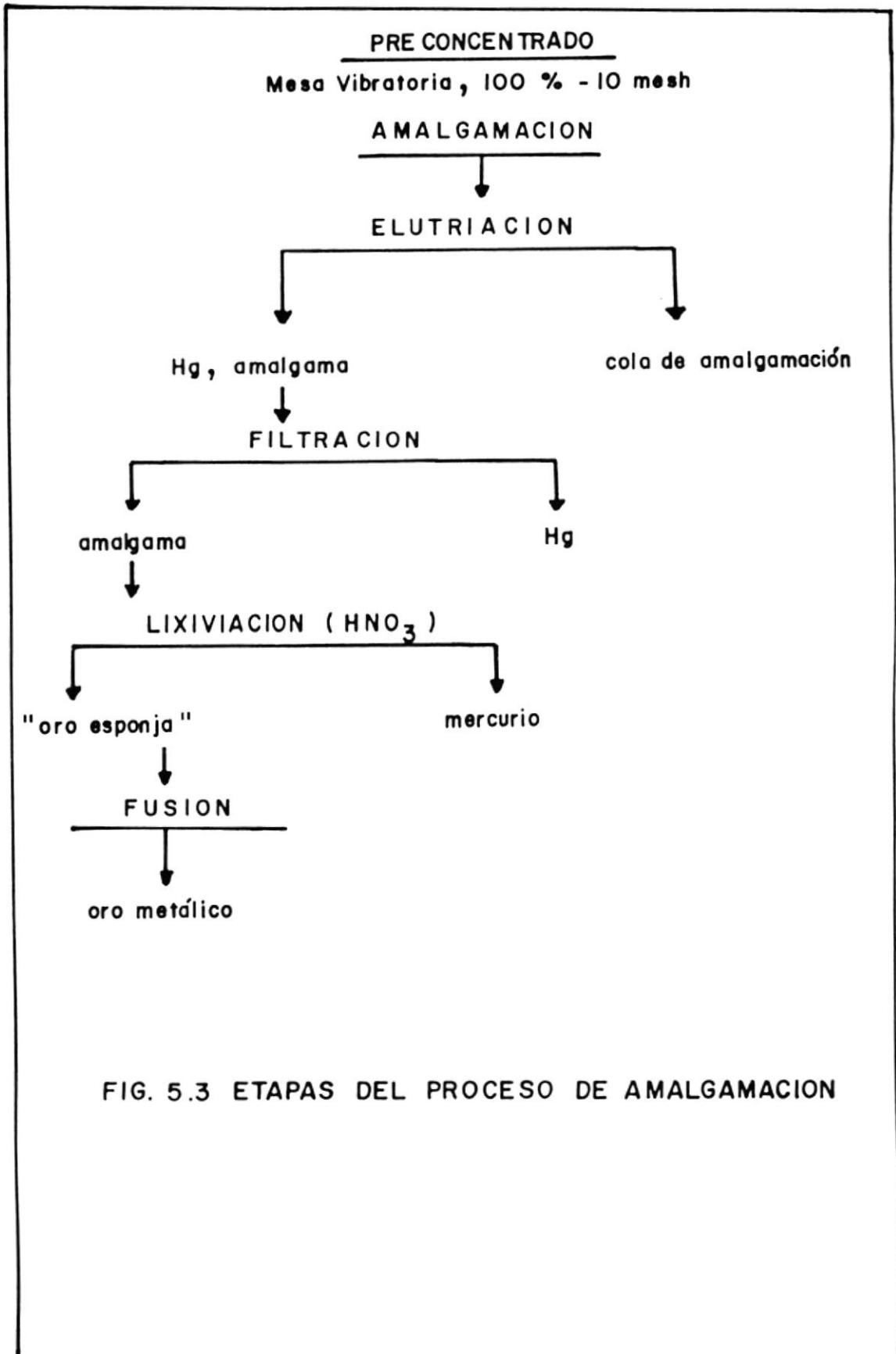


FIG. 5.3 ETAPAS DEL PROCESO DE AMALGAMACION

aproximadamente 765 gramos, los mismos que se utilizaron íntegramente en cada prueba de amalgamación en tambor. Se realizaron entonces tantas pasadas en la mesa, como pruebas de amalgamación.

Los parámetros de la mesa fueron:

- Fracción: - 10 Mesh (deck de arenas)
- Inclinación lateral: 20 mm/m
- Inclinación longitudinal: 9 mm/m
- Amplitud del golpe: 12 mm
- Velocidad del golpe: 300 RPM
- Sólidos por peso: 30 %

2) Amalgamación en tambor

Se empleó un molino de porcelana de 18.4 cm de diámetro y 4892.6 ml de volumen. Las bolas utilizadas también son de porcelana, con núcleos de hierro, y su densidad es de 3.41 g/cm^3 . Se emplearon 55 bolas de 1.96 cm de diámetro, 45 bolas de 2.64 cm de diámetro y 35 bolas de 3.29 cm de diámetro, que totalizan un peso de 4209 gramos. El procedimiento para realizar la amalgamación en tambor, es el siguiente:

1. Según el porcentaje de sólidos por peso deseado para la prueba, se calcula el peso del material y el volumen de agua; ambos se introducen en el molino junto con la carga de bolas.
2. Se agregan a la pulpa 1 gr/litro de acetato de plomo y 8 gr/litro de hidróxido de sodio.
3. Se hace girar el molino durante 30 minutos a una velocidad de 30 RPM.
4. Se apaga el mecanismo y se mide el pH de la pulpa, que debe ser aproximadamente 8, o más.

5. Se agrega mercurio, en el porcentaje estimado para cada prueba, y 0.1 gr/litro de cianuro de sodio.

6. Se deja agitar el material un tiempo determinado, que varía según los requerimientos de la prueba, a una velocidad de 30 RPM.

3) Elutriación

Consiste en la separación entre el mercurio, la amalgama y las colas, aprovechando la diferencia de sus pesos específicos. Para el efecto, se colocaron poco a poco porciones del material amalgamado, en un tubo volumétrico de 1000 ml, ligeramente inclinado y al cual se le introdujo una manguera con agua a cierta presión, que agitara el material. Las partículas finas y livianas, levantadas por las burbujas, eran desechadas, mientras que lentamente en el fondo se acumulaban amalgama y mercurio. Para limpiar el concentrado, posteriormente se lo microbateó.

Esta es la etapa del proceso en que se producen las mayores pérdidas de mercurio, sobretodo si durante la molienda éste ha sido dispersado en glóbulos (fluoring o sickenning).

4) Filtración

La mezcla (amalgama + mercurio) es filtrada empleando como medio filtrante, piel de camello, gamuza, etc. En el presente trabajo se utilizó tela "jean".

5) Lixiviación con ácido nítrico

La amalgama obtenida puede contener, a más de mercurio, oro y plata: cobre, plomo, zinc e incluso pequeñas cantidades de platino, paladio, etc. En esta etapa se recupera el oro del resto de elementos, a través del siguiente procedimiento (Haynard, 1983):

1. Se coloca la amalgama en un beaker pequeño (300/600ml) y se le agrega 100ml de ácido nítrico diluido al 25% (3 partes de agua destilada, 1 parte de ácido nítrico).
2. Se coloca el beaker sobre una hornilla, y se lo calienta a baja temperatura (90°C aproximadamente). La solución no debe "hervir".
3. Se aumenta gradualmente la temperatura para que el mercurio y los otros metales se disuelvan. Se observarán vapores color naranja-café, cuando esto ocurra.
4. El momento en que la nube de vapores desaparece, se agrega ácido nítrico al 50%. Si no se observan más vapores, significará que todos los metales, excepto oro y platino se han disuelto; entonces se apaga la hornilla. El proceso dura aproximadamente 2 horas.
5. Culminada la reacción, se filtra la solución a través de un papel filtro Whatman #541 (u otro resistente a los ácidos). El beaker es lavado con abundante agua destilada para recuperar cualquier partícula pequeña de oro que haya quedado en el fondo.
6. Con el fin de precipitar el mercurio, se añade a la solución lixiviada, polvo de zinc.

6) Fusión

1. Cuando esté seco el papel filtro, se lo quema dentro de un crisol donde se funde con la siguiente carga:
 - 20 gramos de carbonato de sodio
 - 30 gramos de litargirio
 - 15 gramos de borax
 - 2.5 gramos de harina.
2. Se copela el botón de plomo y se pesa el doré.

5.4.1 Determinación de la Carga de Bolas y Velocidad Crítica

La carga de bolas (M_b), se calcula conociendo la densidad de empaque de las bolas. Si:

$$\delta_{EDM} = \delta_{bolas} \times (1 - n)$$

y: $n = 0.4269$; $\delta = 3.41 \text{ g/cm}^3$; entonces:

$$\delta_{EDM} = 1.95 \text{ g/cm}^3$$

Como el peso total de las bolas de porcelana (W_b) es 4209 gr y el volumen del molino (V_m) es 4892.65 cm^3 , la carga de bolas (M_b), se calcula de la siguiente manera:

$$M_b = W_b / (V_m \times \delta_{EDM})$$

$$M_b = 0.44$$

La velocidad crítica (N_c) se obtiene con la fórmula:

$$N_c = 42.2 / (\sqrt{D-d})$$

Donde:

D = diámetro del molino (0.1840 m)

d = diámetro de la bola más grande (0.0329 m)

Entonces:

$$N_c = 108.56 \text{ RPM}$$

Puesto que la velocidad en todas la pruebas fue de 30 RPM, se puede decir que se trabajó a un 27.63% de la velocidad crítica.

5.4.2 Variable: Porcentaje de Sólidos por Peso

Para el proceso de amalgamación en tambor se utilizan valores menores o iguales al 50% del contenido de sólidos por peso, ya que usualmente, a medida que el porcentaje aumenta, la recuperación de oro disminuye. Esto ocurre porque las partículas, en su recorrido hacia el fondo del tambor, encuentran mayor cantidad de obstáculos para ponerse en contacto con el mercurio.

Se efectuaron tres pruebas con 30, 40 y 50 % de sólidos por peso. El resto de factores no se varió en ninguna de ellas.

Condiciones de trabajo

Tiempo de preparación	= 30 min.
Tiempo de amalgamación	= 1 h.
Velocidad de rotación del tambor	= 30 RPM
Cantidad de mercurio	= 10 %
Hidróxido de sodio	= 8 g/l
Acetato de plomo	= 1 g/l
Cianuro de sodio	= 0.1 g/l
pH de amalgamación	= 12

5.4.3 Variable: Porcentaje de Mercurio

Algunos autores aconsejan que la porción de mercurio sea tal que al girar el tambor, siempre se mantenga un charco de este metal en el fondo. En general, la cantidad requerida va del 5% al 25% del peso de mineral.

En el presente trabajo se realizaron cuatro pruebas, con el 5, 10, 15 y 20 % de mercurio, manteniendo el resto de parámetros invariables. Los resultados se muestran en la tabla 5.2 y el gráfico 5.2.

Condiciones de trabajo

Tiempo de preparación	=	30 min.
Tiempo de amalgamación	=	1 h.
Velocidad de rotación del tambor	=	30 RPM
Sólidos por peso en la pulpa	=	40 ‰
Hidróxido de sodio	=	8 g/l
Acetato de plomo	=	1 g/l
Cianuro de sodio	=	0.1 g/l
pH de amalgamación	=	12

5.4.4 Variable: Tiempo de Amalgamación

El tiempo suele estar en el rango de 1 a 3 horas y dependerá de lo que se desee obtener, es decir, de si se quiere moler y/o amalgamar.

Se realizaron cinco pruebas en diferentes tiempos: 0.5, 1, 1.5, 2 y 2.5 horas. El resto de parámetros se mantuvo invariable. Los resultados se muestran en la tabla 5.3 y el gráfico 5.3.

Condiciones de trabajo

Tiempo de preparación	=	30 min.
Velocidad de rotación del tambor	=	30 RPM
Sólidos por peso	=	40 ‰
Cantidad de mercurio	=	15 ‰
Hidróxido de sodio	=	8 g/l
Acetato de plomo	=	1 g/l
Cianuro de sodio	=	0.1 g/l
pH de amalgamación	=	12

5.4.5 Observaciones

En algunas pruebas pruebas, el pH medido luego de la etapa de preparación con NaOH, fue de hasta 13. En estos casos el agua

Tabla 5.1 Influencia del Porcentaje de Sólidos por Peso

# P	Sol.por Ps. [%]	Au Cabeza [mg]	Au amalgamable [mg]	Recuperacion Au [%]
1	30	154.3	9.13	5.92
2	40	164.2	9.88	6.02
3	50	159.8	8.04	5.03

Tabla 5.2 Influencia de la Cantidad de Mercurio en la Amalgamación.

# P	Mercurio [%]	Au Cabeza [mg]	Au amalgamable [mg]	Recuperacion Au [%]
1	5	142.0	3.83	2.70
2	10	164.2	9.88	6.02
3	15	141.4	9.20	6.51
4	20	152.1	9.92	6.52

Tabla 5.3 Influencia del Tiempo de Amalgamación

# P	Tiempo [horas]	Au Cabeza [mg]	Au amalgamable [mg]	Recuperacion Au [%]
1	0.5	192.1	9.74	5.07
2	1.0	141.4	9.20	6.51
3	1.5	148.3	9.03	6.09
4	2.0	152.5	7.59	4.98
5	2.5	160.6	4.66	2.90

Tabla 5.4 Balance Metalúrgico

PRODUCTO	PESO [gr]	PESO [%]	Ley Au [gr/Tm]	Peso Au [mg]	Dist. Au [%]
Oro Amalgamable	0.0092			9.20	6.51
Cola Amalgamac.	764.99	15.48	83.24	63.68	45.03
Medios Mesa	3805.90	77.01	14.05	53.49	37.83
Cola Mesa	371.10	7.51	40.50	15.03	10.63
Cabeza Calc.	4942.00	100.00	28.61	141.40	100.00

Gráfico 5.1 Recuperación de Oro vs Porcentaje de Sólidos por Peso

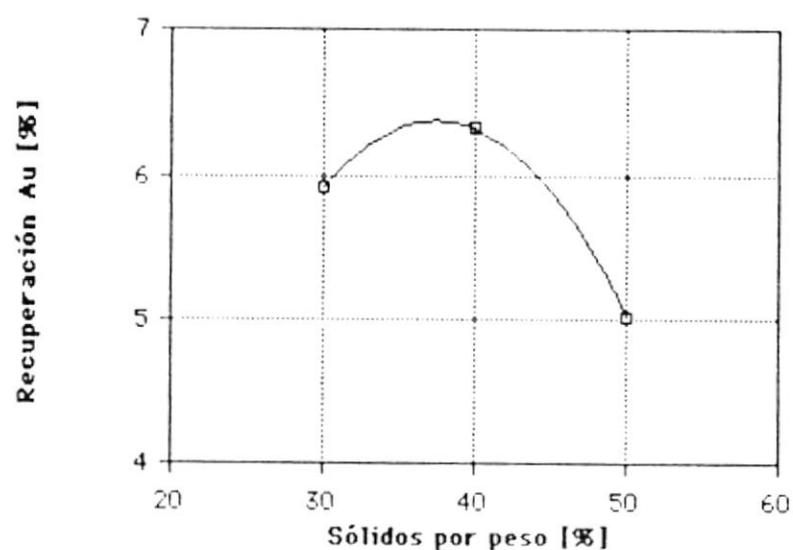


Gráfico 5.2 Recuperación de Oro vs Porcentaje de Mercurio

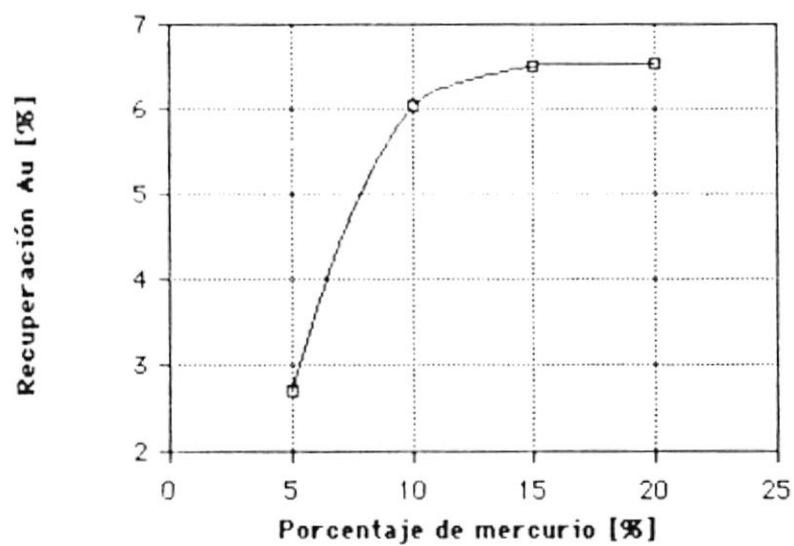
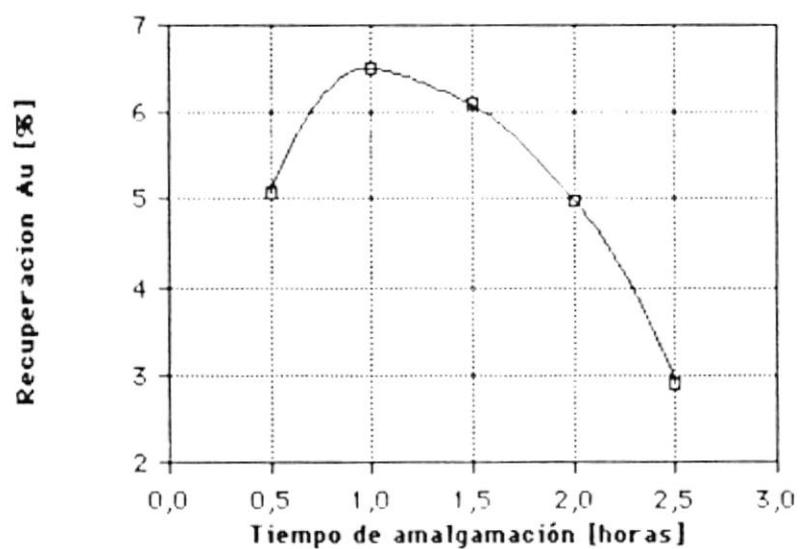


Gráfico 5.3 Recuperación de Oro vs Tiempo de Amalgamación



de la pulpa se tornó color verde y de olor desagradable. Posiblemente esto se debió a la disolución de ciertos minerales por condiciones de alta alcalinidad.

En muchas ocasiones, al atacar la amalgama con ácido nítrico, se observó la formación de cristales aciculares, debido probablemente a dos factores: 1) el oro permaneció demasiado tiempo en ácido nítrico diluido, eliminándose todas sus impurezas, o 2) la amalgama, luego de ser sacada del tambor, se dejó varias horas sin tratar, dando lugar a que el oro creciera formando cristales prismáticos, de mayor pureza que el resto de los granos.

5.4.6 Conclusiones

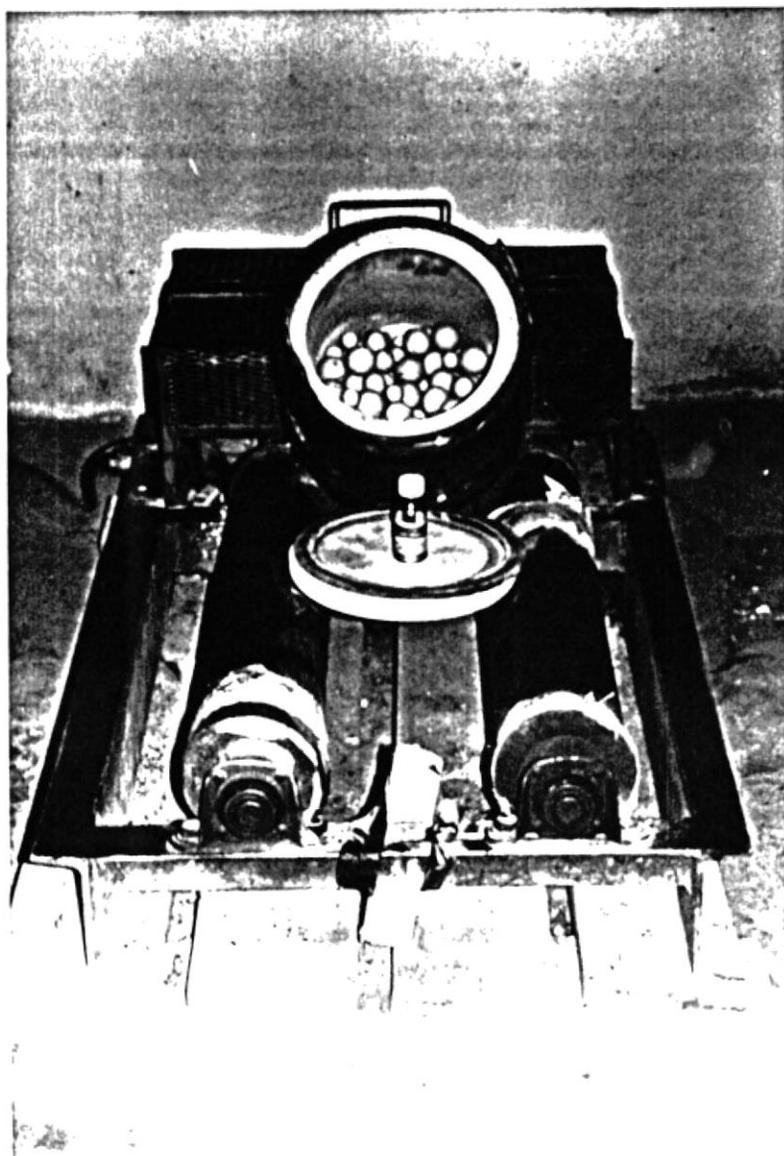
a) El porcentaje de oro amalgamable de la mena es del 6.52% (con relación a material de cabeza) y la eficiencia de este proceso es 12.62% (con relación a concentrado).

b) En lo que respecta al porcentaje de sólidos por peso, las mejores recuperaciones se obtienen con el 40%. La disminución de la recuperación para el 50% de sólidos por peso, puede deberse a que las partículas de oro encuentran mayor cantidad de obstáculos en su camino hacia el fondo del molino, donde yace el charco de mercurio, lo que hace más difícil su contacto con éste último.

c) En la prueba que emplea 15% de mercurio, se obtiene el 6.51% de recuperación de oro y con el 20% de mercurio, ésta aumenta levemente (6.52%). Como ambas recuperaciones son prácticamente iguales, se concluye que es más conveniente el uso de 15% de mercurio, pues así se evita su innecesario consumo.

d) Con una hora de tiempo de amalgamación y 15% de mercurio, se llega a la máxima recuperación de oro. Cuando el material se

muele durante períodos mayores (2-2.5 horas), se observa fraccionamiento del mercurio (fluoring, sickening), lo que se manifiesta en la disminución de las recuperaciones.



Fotografía 5.1 Molino, bolas de porcelana y mercurio para amalgamación.



Fotografía 5.2 Minero de Ponce Enríquez, quemando amalgama

CAPITULO VI

CONCENTRACION POR FLOTACION

La flotación es un proceso físico-químico de concentración mineral. Por la adición de ciertos reactivos químicos a la pulpa (colectores), algunos granos se recubren selectivamente de una película que los hace repelentes al agua (hidrofóbicos) mientras que otros no se recubren (hidrofílicos). Los primeros se adhieren a las burbujas de aire formadas con ayuda de otros reactivos (espumantes) y flotan, creando en la superficie una espuma estable a partir de la cual se recuperan los minerales deseados. Los segundos, se mantienen hidratados en la fase acuosa (pulpa).

Se puede decir que, sin el desarrollo del proceso de flotación, la industria minera nunca hubiera llegado a su estado actual de avance. Se estima que un 80% del cobre, plomo, zinc, níquel, plata y numerosos otros metales, pasan por el proceso de flotación antes de su llegada al mercado.

La flotación se puede ejecutar en dos etapas:

- Flotación de desbaste
- Flotación de limpieza.

El desbaste, generalmente llamado "Rougher", es una etapa primaria de flotación que se realiza con la mayor granulometría posible del material. El concentrado de esta fase es usualmente remolido para llevarlo a la etapa de limpieza donde se alcanza una pureza superior en los productos.

Además, la flotación puede ser colectiva (Bulk) o selectiva (diferencial). En una flotación colectiva se separan los minerales no deseados, como por ejemplo, los sulfuros de los no sulfuros. La flotación selectiva o diferencial se refiere al conjunto de operaciones que llevan a la separación entre minerales de tipo similar. Así por ejemplo, en el caso

de sulfuros, se flotan sucesivamente sulfuros de cobre, plomo, zinc y hierro a partir de una mena única.

6.1 QUIMICA DE LA FLOTACION

6.1.1 Características de las Distintas Fases

El fenómeno de flotación contempla un contacto íntimo entre 3 fases, de las cuales, la líquida (agua) y gaseosa (aire) son casi siempre invariables, mientras que la sólida (los minerales) es la que varía de un caso a otro. Se analizarán entonces por separado, las características más importantes de estas tres fases.

Características de la fase sólida.

1. Los cuerpos sólidos tienen generalmente estructura cristalina, la misma que determina el tipo de superficie de ruptura en la reducción de tamaño y el comportamiento de la especie en el proceso de flotación.
2. La reducción de tamaño de las partículas sólidas, va acompañada por el rompimiento de enlaces (físicos o químicos) con la subsecuente creación de fuerzas residuales en su superficie.
3. Hay tres tipos de enlaces químicos: iónico, covalente y metálico. Los dos primeros son enlaces firmes, mientras que el último posee una relativa debilidad mecánica.
4. Cada tipo de enlace proporciona a la materia características específicas, algunas de las cuales tienen importancia en la flotación.
5. De la polaridad de los minerales dependen sus propiedades hidrofílicas o hidrofóbicas que determinan su flotabilidad

natural.

6. Los minerales polares e hidrofílicos se caracterizan por su estructura asimétrica, intercambio de electrones en la formación de enlaces (enlaces iónicos) y extraordinaria actividad química.

7. Los minerales apolares e hidrofóbicos se caracterizan por su estructura simétrica. No hay intercambio de electrones dentro de sus moléculas, no se disocian en iones, son generalmente químicamente inactivos y no reaccionan con los dipolos del agua.

Características de la fase líquida: Agua

1. El agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación debido a su abundancia y bajo precio.
2. Las moléculas de agua, de fuertes propiedades polares, están formadas por dos átomos de hidrógeno y uno de oxígeno, ligados por enlaces covalentes.
3. La gran polaridad del agua es la causa de la hidratación de los iones en soluciones acuosas.
4. La presencia de impurezas y contaminaciones que posee toda agua natural o industrial, puede cambiar la naturaleza de la flotación de ciertos minerales y provocar un consumo exagerado de reactivos.

Características de la fase gaseosa.

1. Con ciertas excepciones de carácter experimental, la flotación se efectúa industrialmente con aire.
2. El aire influye químicamente en el proceso de flotación.

3. El aire es el medio de transporte de las partículas de mineral, de la pulpa a la superficie. El transporte se efectúa mediante la fuerza de empuje (ley de Arquímedes).

4. Se ha detectado que sólo el oxígeno y el dióxido de carbono tienen participación activa e influencia en el proceso de flotación.

5. Se ha comprobado que especies puras de ciertos minerales así como metales nativos, no flotan si no hay fijación de oxígeno en la red cristalina de los minerales en cuestión.

6.1.2 Contacto Trifásico.

En el mecanismo de flotación de una partícula sólida por una burbuja de aire, la unión entre los dos elementos se efectúa a través de un contacto trifásico que tiene propiedades especiales.

La estabilidad de esa unión se mide por el ángulo de contacto θ , desarrollado entre las tres fases (Fig. 6.1).

Cuando la burbuja de aire no desplaza la fase acuosa, el ángulo de contacto es cero. Contrariamente, el completo desplazamiento del agua representa un ángulo de 180° . Valores de ángulos de contacto entre estos dos extremos proveen indicación del grado de hidratación de la superficie o, del carácter hidrofóbico de la superficie.

No se conocen sólidos que tengan un ángulo de contacto mayor que 108° (teflón). Hay pocos minerales naturalmente hidrofóbicos, entre los que se encuentran el carbón, la molibdenita, los sulfuros y el talco; todos ellos exhiben un ángulo de contacto menor que 108° . La mayoría de los minerales son hidrofílicos.

Las tres fases de equilibrio entre burbuja de aire, superficie mineral y agua, pueden ser descritas por las respectivas tensiones interfaciales de la ecuación de Young (Ver figura 6.1):

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta$$

La energía libre por unidad de área, correspondiente a los procesos de desplazamiento del agua por acción de la burbuja de aire, es mencionada en la ecuación de Dupre:

$$\Delta G = \gamma_{SG} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG})$$

Finalmente, el cambio de energía libre (ΔG) puede ser expresado en términos del ángulo de contacto (θ) (Fuerstenau et al, 1985):

$$\Delta G = \gamma_{LG} (\cos \theta - 1)$$

Si sobre superficies de distintas mojabilidades colocamos una gota de agua, estando en la atmósfera, o una burbuja de aire, estando debajo del agua, se llegará a observar que existe una equivalencia entre propiedades hidrofóbicas y aerofílicas y viceversa. (Fig. 6.2)

6.1.3 Fenómeno de la Superficie

La teoría presentada a continuación se basa en lo propuesto por Fuerstenau et al, 1985, a menos que se indique otro autor.

a) Carga superficial

La carga de la superficie es función de interacciones químicas específicas o de disolución preferencial.

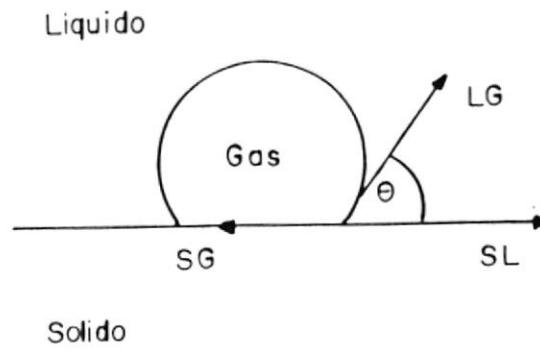


FIG. 6.1 Representación esquemática del Contacto Trifásico. (11)

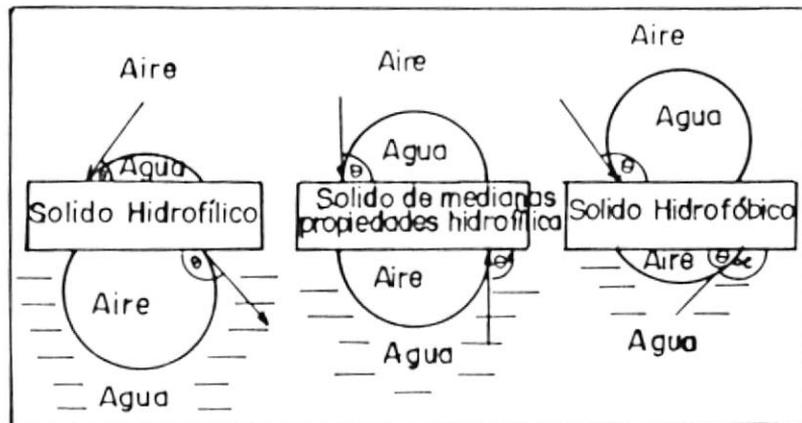


FIG. 6.2 Angulos de contacto de sólidos de distintas mojabilidades. (23)

Interacciones químicas específicas

A las interacciones químicas específicas entre especies superficiales y el soluto o solvente (agua) se las conoce como adsorción química (quimisorción). Estas interacciones incluyen reacciones con la fase acuosa que llevan a la formación de distintos compuestos o especies superficiales.

Uno de los mecanismos de generación de carga más comunes que opera en muchos sistemas, incluyendo silicatos, óxidos y sales semisolubles, comienza con su hidratación; estos poseen una fuerte tendencia a formar hidróxidos. Posteriormente liberan el ion hidrógeno, dejando la superficie con un grupo de silicatos de carga negativa. Si se aumenta la actividad del ion H^+ , se produce la reacción contraria y la superficie puede cargarse positivamente. Se dice entonces que el ion H^+ es un determinante del potencial ya que la carga superficial y el potencial de la superficie mineral están determinados por su actividad. Para una actividad intermedia del H^+ , la superficie no tiene carga; esta actividad representa el punto de carga cero del sólido (P.C.C.).

Disolución preferencial.

En ausencia de interacciones químicas específicas, los sólidos pueden adquirir una carga superficial por disolución preferencial de los iones superficiales.

Para sólidos con enlaces débiles, los minerales se rompen según planos de clivaje; por tanto no habrá ruptura de enlaces químicos y la distribución será igual para cationes y aniones.

La carga superficial se establecerá porque ciertos iones en la superficie pueden poseer una mayor energía de hidratación negativa y por tanto, mayor tendencia a hidratarse dejando en la superficie un exceso del ion opuesto.

b) Doble capa eléctrica

En el desarrollo de la carga superficial, ya sea por cualquiera de las formas anteriormente nombradas, la superficie adquiere un potencial respecto a la solución.

La carga superficial es compensada por una distribución igual de carga en la fase acuosa; la carga en la solución más la carga en la superficie del sólido, forman lo que se llama la doble capa eléctrica.

En la Fig. 6.3 se muestran los iones determinantes seguidos por una capa de iones contrarios adsorbidos (contra-iones) y finalmente por iones contrarios distribuidos difusamente en la solución que rodea al sólido.

Los iones determinantes pasan prácticamente a confundirse con la superficie y son los que establecen la carga de la misma que estará a su vez en función del pH. Estos iones incluyen: iones de los cuales el sólido está compuesto, iones de H^+ y OH^- , iones de colectores que forman sales meta-colectoras con la superficie del mineral.

Los iones contrarios son de carga opuesta a la superficie y quedan adsorbidos a ella por atracción electrostática.

También puede darse el caso de iones adsorbidos específicamente por reacción química o por fuerzas de Van der Waals, etc, que cambian radicalmente el comportamiento del mineral en la flotación.

El grosor de la zona de difusión depende de la concentración de la solución. Mientras más alta es la concentración de los iones, menor es el grosor de la zona de difusión.

Potencial electroquímico

El potencial eléctrico formado por la capa eléctrica de iones de la solución junto con la superficie cargada eléctricamente, se llama potencial electroquímico y depende de la concentración de los iones de la doble capa. Hay una relación directa entre el valor del potencial eléctrico y la cantidad de iones o moléculas adsorbidos. Por ejemplo la adsorción de moléculas orgánicas aumenta con la disminución del potencial, y es máxima cuando el potencial es igual a cero.

Las propiedades hidrofílicas de la superficie de los minerales tienen una relación directa con el potencial de la doble capa; así, la doble capa de un mineral que forma un fuerte campo eléctrico atraerá las moléculas e iones de alta constante dieléctrica (agua). Por otra parte, un débil campo eléctrico, atraerá las moléculas de baja constante dieléctrica que fomentarán las propiedades hidrofóbicas de la superficie (moléculas orgánicas).

El potencial eléctrico (ϵ) está dado por la fórmula (Sutulov, 1963):

$$\epsilon = (R.T/F) \ln (C_b/C_a)$$

donde:

C_a = Concentración de los iones en la superficie del sólido

C_b = Concentración de los iones en el líquido

R = Constante de los gases

T = Temperatura absoluta °K

F = Faraday

Potencial electrocinético.

El potencial que surge entre dos superficies eléctricamente

cargadas que se mueven en direcciones opuestas se llama potencial electrocinético o potencial zeta; éste se puede medir por métodos físico-químicos.

El pH al cual corresponde un potencial Z igual a cero se denomina pH isoelectrico. Como interés práctico puede considerarse que el signo del potencial zeta es igual al de la carga superficial.

El potencial electrocinético (Z) depende de la velocidad del movimiento relativo entre el sólido y la zona de difusión y se calcula en base a la fórmula:

$$Z = (4 \eta V) / D.E$$

donde:

D = Constante dieléctrica del aire

η = Viscosidad

V = Velocidad de movimiento del sólido

E = Intensidad del campo eléctrico

La existencia de este potencial como del electroquímico, no sólo dirige los fenómenos de hidratación sino también la adsorción de líquidos orgánicos que sirven como colectores y espumantes, es decir, son de considerable importancia en los procesos de flotación. (Sutulov, 1963)

6.2. MECANISMO Y CINÉTICA DE LA FLOTACION.

6.2.1 Mecanismo de Flotación.

Lo que ocurre durante la flotación de un mineral, puede resumirse en los siguientes pasos:

1) Se hidrofobizan las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables, lo que se logra con los reactivos

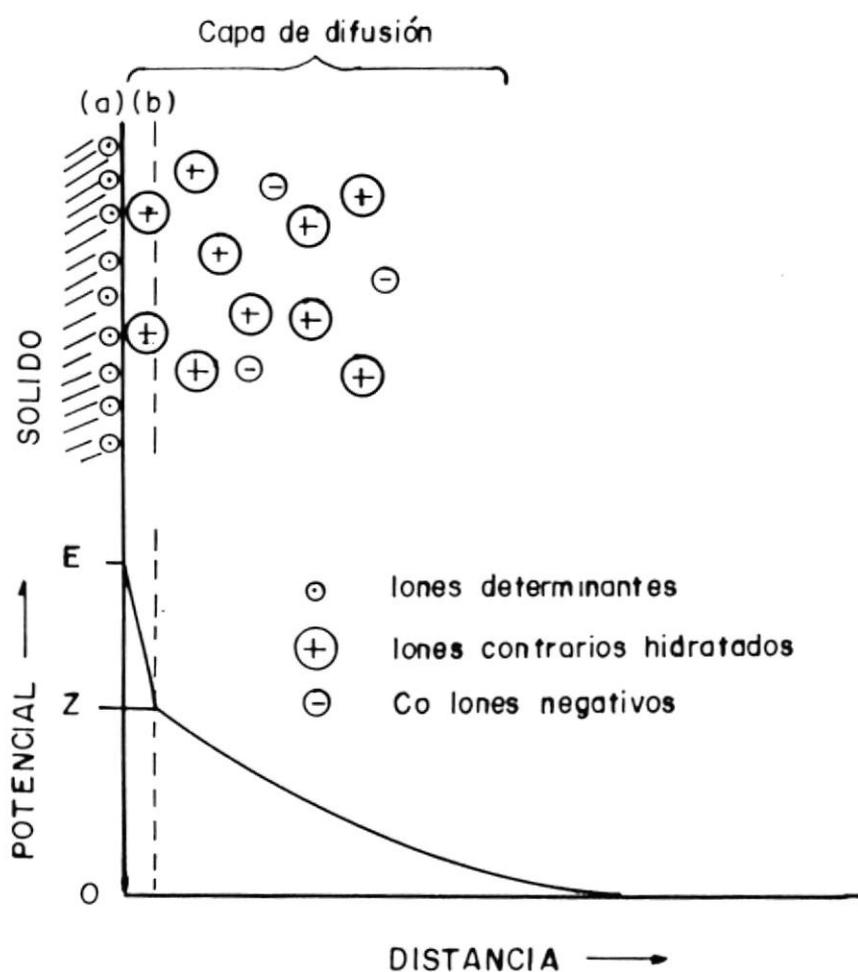


FIG. 6.3 Representación esquemática de la doble capa eléctrica y de la caída de potencial a través de ella. (II)

E = Potencial electroquímico

Z = Potencial electrocinético

a) = Carga de la superficie

b) = Zona de la doble capa

denominados colectores.

2) Se facilita la adsorción de los colectores sobre la superficie de las partículas minerales, creando condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se logra con los reactivos llamados modificadores; éstos disminuyen el potencial de la capa doble o cambian su sentido.

3) La partícula mineral se cubre con el colector; aún se ignora si por un mecanismo de tipo físico-químico o químico.

4) Se agrega un espumante para que las burbujas de aire se estabilicen, posean un tamaño óptimo y su dispersión sea pareja.

5) Se inyecta aire al sistema, pues las burbujas serán el medio de transporte del material a la superficie. Para la unión burbuja-mineral, se requerirá : a) de su encuentro, y b) de condiciones favorables para formar el arreglo. El encuentro se realiza por el acondicionamiento y la agitación dentro de la máquina misma.

6) Se produce el contacto permanente entre partícula y burbuja de gas. La explicación de este fenómeno constituye el punto más débil de la teoría de flotación.

Unión de la burbuja con la partícula mineral

No hay problema en explicar el acercamiento de la burbuja y la partícula hasta el punto en que la película de agua que las separa (líquido intersticial) queda muy fina. En este momento, la partícula para unirse más, tiene que superar una barrera energética. En los minerales hidrofílicos tal obstáculo nunca se vence, mientras que en los hidrofóbicos, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas todavía no bien conocidas. En realidad, la película de agua jamás desaparece por completo.

Esta tiene mayor viscosidad que el agua en masa y se le atribuyen propiedades de sólido.

La película hidratada en la burbuja de aire proviene de la asociación íntima entre las partes polares de las moléculas del espumante y de las moléculas polarizadas del agua; por otro lado, la partícula mineral, pese a estar cubierta por el colector, también tiene una película de agua porque el colector nunca cubre íntegramente su superficie, quedando huecos activos ocupados por dipolos de agua.

La naturaleza de la fuerza que une la burbuja con la partícula se ha explicado a través de varias teorías. En principio, se trató de atribuir esta función a la fuerza de tensión superficial. Por su parte, Bartsch, declaró que quien interviene en la unión es la fuerza termodinámica pues ésta tiende a reducir un sistema cerrado al mínimo de energía libre. Sin embargo, la termodinámica sólo indica la probable dirección del proceso y no discute ni su velocidad ni su mecanismo.

Klessen y Mokrousov postulan, que la primera burbuja que se adhiere a la partícula de mineral es muy pequeña y que esta "microburbuja", proveniente del gas disuelto, sirve como intermediaria en la adhesión de una burbuja más grande capaz de levitar la carga mineral. Parece que la unión de dos burbujas energéticamente es más factible que la unión de la burbuja y la partícula.

Lo único claro es que las películas hidratadas son fuertemente influidas por los espumantes (película de la burbuja), y por los colectores y depresores (películas de minerales). Los buenos colectores disminuyen la película hidratada del mineral y los buenos depresores la aumentan, facilitando o dificultando de este modo la asociación de la partícula a la molécula.

6.2.2 Cinética de la Flotación

Lo expuesto a continuación se basa en la teoría propuesta por Sutulov en 1963.

Uno de los problemas más importantes de la cinética de flotación es la definición de velocidad de flotación. La primera consideración teórica del problema corresponde al chileno Humberto García Zúñiga quien en 1936 dedujo que la recuperación en el proceso de flotación es una función exponencial del tiempo.

Supongamos que:

n = número inicial de partículas disponibles para la flotación.

N = número de burbujas introducidas en la pulpa en la unidad de tiempo.

F = fuerza promedio con que las partículas minerales se adhieren a las burbujas.

t = tiempo de flotación.

K = constante que reúne características de la máquina de flotación.

Supongamos ahora, que dentro del tiempo t desde el principio de la flotación, flotaron en el concentrado x partículas de una cantidad inicial n . Si el número de burbujas introducidas durante la unidad de tiempo (N), se mantuvo constante y si la fuerza media F con que las partículas se asocian a las burbujas también se mantuvo constante, entonces, dentro del tiempo dt flotaron en el concentrado dx partículas.

Como durante el tiempo dt , a través de la pulpa que contiene $(n-x)$ partículas, pasan Ndt burbujas, entonces, el número de asociaciones exitosas entre burbujas y partículas tiene que ser proporcional a $N(n-x)dt$. De aquí que el número de partículas

flotadas en el concentrado en la unidad de tiempo es:

$$dx = K N F (n-x) dt$$

Cuando N y F son funciones del tiempo:

$$\frac{dx}{n-x} = K \int N F dt$$

$$\ln \frac{n}{n-x} = K \int N F dt$$



dividiendo el miembro de la izquierda por n y sabiendo que x/n es R (recuperación), resulta que:

$$\ln \frac{1}{1-R} = K \int N F dt$$

Como durante un experimento N y F son constantes, la ecuación anterior toma la forma:

$$\ln \frac{1}{1-R} = K_1 t$$

K_1 es evidentemente una constante específica para todo mineral. La ecuación anterior se puede expresar también en forma exponencial:

$$R = 1 - e^{-k_1 t}$$

Las dos últimas ecuaciones explican lo mismo que formuló García Zúñiga; que la recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo. Esto significa que anotando las experiencias de flotación en diagramas Recuperación-Tiempo en un caso normal, se obtendrán curvas logarítmicas.

El trabajo con curvas logarítmicas no es cómodo. Este problema se puede resolver en base a coordenadas semi-logarítmicas, donde la ordenada es $\log(1/(1-R))$ y la abscisa el tiempo.

La importancia práctica de estas curvas reside en el hecho de que un proceso de flotación que se desarrolla normalmente tiene que estar representado por una recta de inclinación variable que depende del carácter del mineral y de la máquina o método de flotación. Si hay desviaciones de esta recta, éstas significan que el proceso de flotación no se desarrolla normalmente.

Discusión del problema

Al tratar de abordar el problema de la velocidad de flotación, podemos ver los siguientes pasos consecutivos en su solución:

- 1) El método empírico, que trata de solucionar el problema en base a los gráficos recuperación-tiempo que se obtienen en forma experimental.
- 2) El método semi-empírico que contempla el análisis de los datos experimentales mediante ecuaciones diferenciales.

En forma definitiva la idea de García se puede expresar mediante la ecuación diferencial:

$$\frac{dR}{dt} = K N F (1-R)$$

6.3 REACTIVOS DE FLOTACION

Los reactivos de flotación son el componente y la variable más importante del proceso, puesto que la flotación no se puede efectuar sin ellos.

Los efectos favorables o desfavorables causados por otras variables (molienda, aireación, densidad de pulpa) nunca pueden sobrepasar en importancia los efectos, positivos o negativos, de una fórmula de reactivos.

Los tres grupos principales en los cuales se clasifican los reactivos de flotación son: colectores, espumantes y modificadores.

6.3.1 Colectores

La teoría expuesta a continuación es un resumen del folleto "Flotation Chemicals", de la Dow Chemical Company, 1970.

El colector es el corazón del proceso de flotación. Es un reactivo que produce una película hidrofóbica sobre la partícula mineral. La mayoría de colectores usados hoy en día son heteropolares. Esto significa que contienen un grupo polar (cargado) y un grupo no-polar (descargado). Cuando se adhieren a la partícula mineral, las moléculas del colector se orientan de forma que el grupo no polar, o cadena de hidrocarburos, se extienda hacia afuera. Esto conlleva a la formación de una película hidrofóbica de hidrocarburos en la superficie mineral.

Se desconoce si el grupo hidrofóbico está ordenado perpendicularmente a la superficie del mineral o si se afirma a ésta en forma inclinada, cubriendo así mayor parte de la misma. Si se aumenta colector sería lógico suponer que su posición cambiará en el sentido de hacerse cada vez más vertical.

La cantidad de la superficie mineral cubierta por colector no se conoce. Se estima que al producirse un contacto efectivo con las burbujas, puede darse un recubrimiento del 3% al 100% de la superficie.

Un colector perfecto debe cumplir con las siguientes especificaciones: selectividad mineral alta; efecto colector fuerte; estabilidad química, ya sea al almacenarlo o en la pulpa a un rango de pH bastante amplio; facilidad de disolución en agua; carencia de efecto espumante; bajo costo y buen suministro en el mercado.

Acción del colector.

La naturaleza de las fuerzas de atracción entre la porción polar del colector y la superficie mineral, ha sido discutida por varios autores. Las teorías propuestas incluyen la teoría química de la solubilidad y también varias teorías de adsorción que involucran la adhesión del colector como ion, molécula, monocapa y/o multicapa. Sin embargo, ninguna teoría es completamente aceptable.

La teoría química o de la solubilidad postula la formación de compuestos metalo-orgánicos en la superficie mineral. Se ha encontrado que cuando los sulfuros de cobre y plomo son separados de los sulfuros de zinc mediante flotación con xantato, hay una formación de xantatos metálicos insolubles en la superficie del cobre y plomo. Se cree que los sulfuros de cobre y plomo flotan debido a que los xantatos de cobre y plomo resultantes son más insolubles que los minerales de cobre y plomo. El sulfuro de zinc no flota puesto que su xantato es más soluble.

Aunque la teoría de la solubilidad es una hipótesis eficaz en el trabajo, ésta no es aplicable para todos los minerales. Por ejemplo, los sulfuros de hierro son flotables con xantatos, pero ningún xantato de hierro ha sido identificado sobre los sulfuros de hierro.

Sin importar que la acción de un colector sea una reacción química simple o no, existe una correlación general y positiva

entre la flotabilidad de la mayoría de los sulfuros y la solubilidad de la sal metal-colector. Esta relación se complica por el tamaño de la molécula del colector, estructura cristalina del mineral y por otros factores.

Tipos de colectores.

En la tabla 6.1 se encuentran algunos de los colectores aniónicos usados para minerales de tipo sulfurosos. Estos poseen una estructura similar: tienen un solo átomo de azufre con un enlace covalente que lo une a un átomo de carbón o de fósforo. Debido a esta similitud, todos los sulfuros pueden ser flotados (obteniendo distintos resultados), mediante los colectores sulfhídricos.

Sin embargo, debido a que funcionan de manera similar, la elección del colector apropiado depende del costo y de la efectividad relativa, más que del modo de acción.

El bajo costo y alto poder de los xantatos, los convierte en los reactivos más utilizados en la flotación de sulfuros.

Ácidos grasos o jabones de ácidos grasos son los colectores empleados en minerales básicos no sulfurosos, como calcita, fluorita, fosfato de calcio, hematita, etc. Los silicatos o minerales ácidos son generalmente flotados con aminas catiónicas. Tanto los ácidos grasos como las aminas tienen una cadena de hidrocarburos más grande (12-18 carbonos) que los colectores de sulfuros.

Colectores aniónicos sulfhídricos

El colector aniónico sulfhídrico más comúnmente usado es el xantato, pero también encuentran aplicación otro buen número de surfactantes sulfhídricos. En la tabla 6.2 se presentan los colectores sulfhídricos de cianamid más frecuentemente

Tabla 6.1. Tipos de Colectores

I. COLECTORES	
A. Colectores aniónicos para sulfuros	
Xantatos	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \\ \text{ROC} - \text{SNa} \end{array}$
Tionocarbamatos	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \\ \text{RHN} - \text{C} - \text{OR}' \end{array}$
Ditiofosfatos	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \\ \text{RO} \diagdown \text{P} - \text{SNa} \\ \text{RO} \diagup \end{array}$
Tiocarbanilido	$\begin{array}{c} \text{S} \\ \\ \text{H C HN} - \text{C} - \text{NHC H} \end{array}$
Formatos de Xantógeno	$\begin{array}{c} \text{S} \quad \text{O} \\ \quad \\ \text{ROC} - \text{S} - \text{COR} \end{array}$
B. Colectores aniónicos para no-sulfuros	
Acidos Grasos	$\begin{array}{c} \text{O} \\ \\ \text{R} - \text{S} - \text{O} - \text{OH} \\ \\ \text{O} \end{array}$
Sulfonatos	$\begin{array}{c} \text{O} \\ \\ \text{RC} - \text{OH} \end{array}$
C. Colectores catiónicos para no-sulfuros	
Alkil aminas: RHN	
Compuestos cuaternarios de amonio: RR'R''R'''NCl	

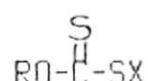
Tabla 6.2. Colectores Sulfhídricos Cyanamid

Reactivo	Composición	Forma	Dosificación Usual	pH	Gravedad esp.
Promotor Aero 31	CH O S P	Líquido	25-100		1.19
Xantato Aero 343	CH O S (H, NH) R O C S (Na, K)	Sólido	10-100	>6.5	
Promotor Aero 400	S S Na C N	Líquido	5- 50	11.5-13	1.26
Promotor Aero 3477	R O S P	Líquido	5- 25	10-13	1.12
208	R O S Na	Líquido	5- 50	10-13	1.15

utilizados, y sus propiedades esenciales.

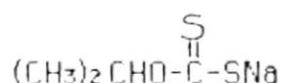
XANTATOS.

Estructura química y actividad.- Los xantatos son ditiocarbonatos que corresponden a la siguiente fórmula estructural:

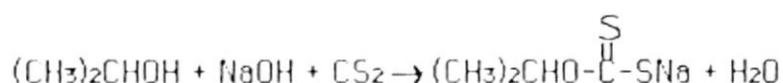


en la cual R representa al radical alquil, y X a un metal alcalino.

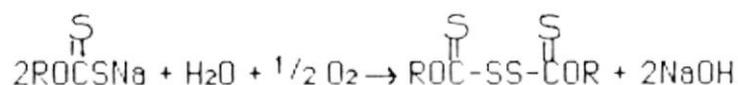
Uno de los xantatos más comúnmente usado es el isopropil-xantato de sodio, al cual corresponde la fórmula:



Los xantatos empleados en flotación son generalmente preparados a partir de alcohol alifático, disulfito de carbón y soda cáustica o potasa cáustica.



La oxidación del xantato causa la formación del dixantógeno:



El dixantógeno está constituido de tal manera que es un gran colector por si mismo, pero debido a su baja solubilidad en agua, su empleo es insatisfactorio a menos que se lo utilice como una emulsión de agua.

Tipos y elección.- Los nombres de los xantatos están basados en el alcohol utilizado para su factura. Así, el etil xantato es

producido a partir del alcohol etílico, el isopropil xantato a partir del alcohol isopropílico, etc.

Los xantatos poseen gran poder de colección, permitiendo la fácil concentración de sulfuros. Sin embargo, el mejor xantato para un problema particular debe ser determinado mediante pruebas específicas.

Fuerza del colector.- Esceptuando ciertos casos, mientras mayor es el número de átomos de carbono en el xantato, mayor es su fuerza de colección.

Selectividad.- La selectividad de un colector se refiere a su habilidad de recubrir preferencialmente, es decir, flotar el, o los minerales deseados sin que se floten los no deseados. El problema de selectividad se complica por el hecho de que además de la ganga, la mayoría de las menas contienen un número de sulfuros, algunos valiosos y otros sin valor.

Los xantatos poseen una selectividad excelente contra ambos tipos de material indeseable; además ésta puede ser controlada fácilmente con agentes modificadores adecuados, haciendo posible la separación exitosa de la mayoría de las combinaciones de sulfuros.

Propiedades de espumación.- Los xantatos son substancialmente no espumantes y por lo tanto pueden ser empleados en cualquier cantidad sin que se presente el problema de un exceso de espuma.

Aplicaciones y manejo.- Los xantatos son adaptables a la flotación de casi todos los sulfuros y los elementos metálicos tales como cobre, zinc, plata y oro, así como a un gran número de minerales oxidados de plomo y cobre. La flotación es generalmente conducida en una pulpa alcalina, aunque también se puede utilizar una pulpa levemente ácida.

Los xantatos son solubles en agua. Debido a que se descomponen con el tiempo, sus soluciones deben ser preparadas diariamente.

6.3.2 Espumantes.

El principal propósito de un agente espumante es crear una espuma capaz de transportar las burbujas cargadas de minerales hasta que sean removidas de la máquina de flotación. Este objetivo es logrado impartiendo resistencia temporal a la película que cubre la burbuja. La vida de cada burbuja individual es de este modo prolongada hasta que pueda ser estabilizada posteriormente por la adherencia de partículas minerales y logre unirse con otras burbujas en la superficie de la pulpa para formar una espuma.

Una vez que la espuma es retirada de la máquina de flotación, se requiere que se rompa rápidamente para prevenir la interferencia con las operaciones de procesamiento siguientes.

Una característica de todos los espumantes es la habilidad de disminuir la tensión superficial del agua, por lo que se los denomina reactivos tensoactivos.

Estos compuestos llamados tensoactivos se adsorben selectivamente en la interfase gas- líquido, con su parte polar ligada al agua y la parte no-polar formando una película monomolecular inactiva sobre la superficie, neutralizando así su energía libre y reduciendo la tensión superficial en forma notoria. (Sutulov, 1963)

Formación de espumas en una máquina de flotación

Se pueden distinguir cuatro regiones en una máquina de espumación: 1) la región de generación de burbujas, 2) la región de estruje del líquido intersticial, 3) la región de espuma

estable, y 4) la región de coalescencia de burbujas. Estas regiones se muestran esquemáticamente en la Fig. 6.4.

El tamaño de la burbuja formada es función de las propiedades físicas del líquido, tales como tensión superficial, viscosidad, y energía libre hidráulica en la región de formación de burbujas.

El esquema de la acción de la espuma, que se ilustra en la Fig 6.4, está en parte respaldado por los datos de un circuito primario de flotación de cobre, informado por Lewis y Morris. La primera región de formación de las burbujas, en base a la disgregación de "salchichones" de aire, corresponde al nivel pulpa en la fig. 6.5. La segunda región, de estruje, es en la que se coagulan las burbujas para formar la espuma. Aquí se desprende la mayor parte del líquido intersticial, reteniéndose mecánicamente la ganga y parte del mineral valioso. En la tercera región, de espuma estable, se termina la limpieza del mineral adherido a las burbujas, llegando a la concentración final de cobre del concentrado a más de 10 cm debajo del rebalse, desde donde, hasta el nivel del rebalse, no cambia significativamente su concentración. (Crozier, 1980)

Tipos de espumantes

Todos los espumantes actualmente utilizados son compuestos orgánicos heteropolares (Tabla 6.4). El radical orgánico no-polar repele al agua (tal como en la molécula del colector), mientras que la porción polar atrae al agua.

Hasta hace algunos años se creía que si un compuesto tenía gran solubilidad en agua, éste sería dispersado en toda la masa de agua, y no se concentraría cerca de la interfase aire-líquido como se requería. Esta premisa se probó falsa en 1951, cuando se introdujo el espumante completamente soluble en agua: polipropileno glicol. Este producto es no solamente un

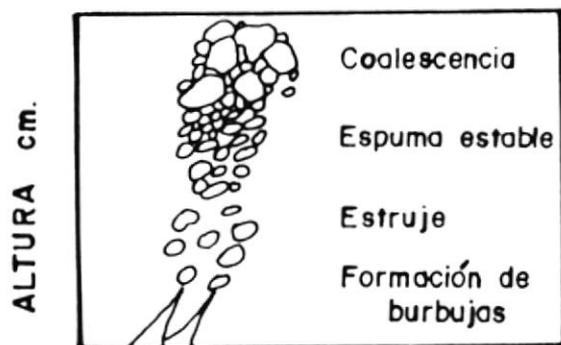


FIG. 6.4 Esquema de la formación de espuma en una máquina de flotación. (7)

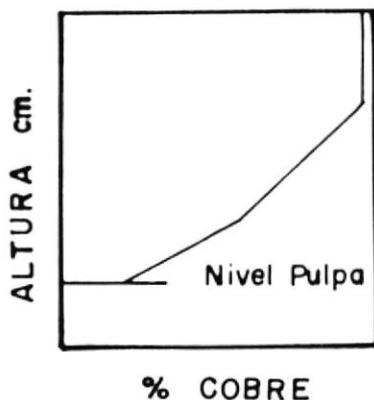


FIG. 6.5 Concentración de cobre en la espuma como función de la altura. por Lewis y Morris. (7)

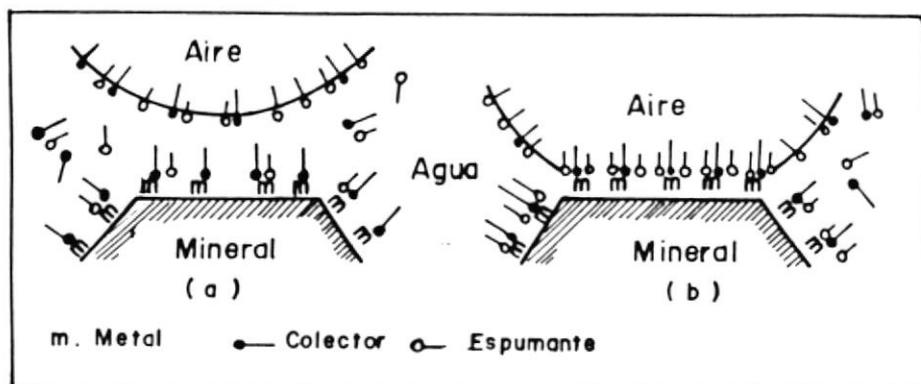


FIG. 6.6 Interacción espumante colector de acuerdo con Leja y Schulman (7)

espumante extremadamente selectivo, también es bastante efectivo a concentraciones más bajas que aquellas requeridas por otros agentes espumantes .

La porción no polar de la molécula del polipropilén glicol es única, ya que contiene átomos de oxígeno hidrofílico así como átomos de hidrógeno y carbono. Aparentemente el número y la localización de los átomos de oxígeno ayudan a solubilizar la porción no polar de la molécula.

La idea del oxígeno hidrofílico sostiene que existe una mayor selectividad debida a una menor interacción con las moléculas polares del colector y con las superficies del mineral. (Dow Chemical Company, 1970)

Cantidad requerida.

La dosificación usual, en el caso del polipropilén glicol, oscila entre los 5 a 100 gramos por tonelada de material. Generalmente el espumante más adecuado es determinado por resultados de experimentos en laboratorio.

La experiencia está demostrando que para optimizar la eficiencia de la flotación en una concentradora, hay que recurrir a mezclas de espumantes compatibles con el colector adecuado.

La columna de espuma, las características de las burbujas, la estabilidad y contenido de agua de la espuma, sirven para fraccionar la carga de mineral, reteniendo el mineral valioso y descargando la ganga hacia las colas. En las figuras 6.6 y 6.7 se muestra la asociación e interacción Espumante-Colector, según diferentes autores.

6.3.3. Modificadores

La lista de agentes modificadores- acondicionadores utilizados en flotación es larga y variada . Generalmente incluye todos los reactivos cuya función principal no es ni de coacción ni de espumación. Los modificadores pueden actuar como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersantes, etc.

Un depresor es un reactivo que inhibe o previene la adsorción de un colector por una partícula mineral y por lo tanto evita su flotación. La finalidad de los activadores es impulsar la adsorción de un colector. Frecuentemente es posible que ambas funciones sean desarrolladas por un único compuesto. Por ejemplo, el carbonato de sodio puede ser activador (para la pirita) y depresante (para la calcita) y también actuar como un dispersante de pulpa y regulador de pH.

La clasificación de los agentes modificadores de la tabla 6.3 se basa en el resultado directo de la adhesión de estos a la mena de la pulpa. Los modificadores pueden funcionar como: modificadores de pH, agentes surfactantes y precipitadores de sales solubles (Dow Chemical Company, 1970)

Modificadores de pH

La efectividad de todas las clases de agentes de flotación depende del grado de alcalinidad o acidez de las soluciones de la pulpa. Consecuentemente uno de los objetivos de las pruebas de flotación es descubrir el valor óptimo de pH para una combinación de reactivos y de mena dada.

El pH es de los pocos factores que puede ser fácilmente controlado en la pulpa de flotación, ya sea a través de una medición ocasional o continua.

Casi todas las plantas de flotación que tratan menas conteniendo sulfuros, operan con pulpas alcalinas, puesto que

así se logran resultados metalúrgicos óptimos y se previene la corrosión del equipo metálico. Algunas plantas utilizan pulpas ácidas cuando están localizadas en lugares donde las menas son ácidas y la cal es difícil de obtener.

Cal y carbonato de sodio son los reguladores de alcalinidad comúnmente utilizados. También se emplea soda cáustica, especialmente en la flotación de oro.

El control de pH ácido es obtenido generalmente por ácido sulfúrico debido a su bajo costo. Otros reactivos también considerados como reguladores de pH son ácido fluorhídrico, carbonato de sodio, fosfatos de sodio y sulfuros alcalinos. (Dow Chemical Company, 1970)

Agentes surfactantes

La surfactación de partículas minerales para implementar la selectividad en el proceso de flotación, es probablemente la función más importante y más compleja de los agentes modificadores. El término "surfactación" se refiere a la adsorción e interacción iónica de agentes modificadores en o cerca de la superficie mineral. El resultado puede ser la activación o depresión del mineral surfactado, dependiendo de la reacción que se de entre el colector y el agente surfactante adsorbido.

Agentes catiónicos.- A pesar de que todos los iones metálicos pueden ser considerados como agentes surfactantes, únicamente unos pocos son utilizados como tales (Tabla 6.3).

El cobre es uno de los más importantes agentes catiónicos. Se aplica en la flotación de esfalerita ya que ésta no es afectada normalmente por el xantato. Los iones de cobre, añadidos a la pulpa como sulfato de cobre, se adsorben sobre la superficie de esfalerita reemplazando al zinc en la red cristalina. Así, una

Tabla 6.3 Modificadores

A. Surfactantes				
Agente Activo	Añadido como	Cantidad	Usos comunes	Collector
Cationicos				
Cu++	CuSO ₄	0.1-2.0	Activador de sulf. de Zn, Fe, Co, Ni	Xantato
Ca++	Acetato de Pb	0.1-2.0	Activador de stibinita	Xantato
Zn++	ZnSO ₄	0.2-2.0	Depresor de esfalerita	Xantato
Anionicos				
O--	Aire	-----	Depresante de pirrotita	Xantato
SO --	Na SO ₃	0.5-2.0	Depresante de esfalerita	Xantato
S--	Na ₂ S	0.5-2.0 exceso	Activador de óxidos de Pb y Cu Depresante de todos los sulfuros	Xantato Xantato
CN-	NaCN	0.05-1.0	Depresante de sulf. de Fe, Zn, Cu	Xantato
SiO --	Silicato de Sodio	0.5-2.0	Act. de silicatos/dep. de ganga	Xantato
B. Modificadores de pH				
Cal. CaO				
Soda: Na CO ₃				
Soda Cáustica: NaOH				
Acido: H SO ₄ , HCl				

película de sulfuro de cobre se forma sobre la esfalerita, haciendo que ésta se comporte como un mineral de cobre y pueda ser flotada con xantato. (Dow Chemical Company)

Agentes aniónicos.- Los principales agentes surfactantes de ion activo, incluyen a los sulfuros, cianuros, carbonatos y fosfatos, así como a agentes oxidantes y reductores.

Se considera que el aire es el agente universal de flotación; su uso no es solamente conveniente, sino que a veces es esencial para la flotación de ciertos minerales. El control de oxidación superficial con calor, aire, agentes oxidantes o reductores, puede a menudo causar una variación considerable en la separación por flotación.

Los agentes reductores son generalmente más importantes que los oxidantes, esto se debe a que la prevención de un exceso de oxidación es un problema más común. En la flotación de plomo-zinc, sulfito de sodio (Na_2SO_3) o bisulfito de sodio (NaHSO_3) son frecuentemente usados para tales propósitos. Estos compuestos son especialmente efectivos en menas que también contienen minerales de cobre. En la ausencia de un agente reductor, los minerales de cobre y plomo tienden a oxidarse durante la molienda y por lo tanto se hacen más solubles. Los iones de cobre y plomo resultantes pueden entonces activar a la esfalerita (ZnS) haciendo que esta flote en el concentrado de plomo. Un agente reductor como el Na_2SO_3 o polvos de metales como Magnesio o Zinc, pueden prevenir esta oxidación y actuar como depresantes para la esfalerita.

Es factible el empleo de iones de sulfuros, en pequeñas cantidades, para reactivar pirita, pirrotita y otros sulfuros que hubieran sido deprimidos con cal o cianuro. Sin embargo, cuando se utilizan sulfuros en exceso, estos deprimirán a todos los sulfuros presentes en la pulpa.

Los cianuros son añadidos a la pulpa como cianuro de sodio o de



calcio y son los reactivos más comúnmente usados en la depresión de sulfuros de cobre, hierro o zinc. La principal desventaja de los cianuros es su habilidad para disolver el oro, por eso no se los utiliza en menas portadoras de este mineral.

Silicatos de sodio son utilizados como dispersantes para materiales arcillosos ácidos; y los carbonatos correspondientes son empleados como dispersantes para lodos básicos. Ambos, silicatos y carbonatos, funcionan neutralizando las cargas en las partículas del limo. Esta dispersión previene la formación de recubiertas de arcilla sobre los minerales que se requiere recuperar y también previene el entrapamiento de arcilla que se encuentre en flóculos en la espuma. (Dow Chemical Company, 1970)

6.4 FLOTACION DE SULFUROS PORTADORES DE ORO

La teoría que se presenta a continuación es un resumen de lo expuesto por Fuerstenau et al, 1985.

La mayoría de la producción mundial de oro, proviene de menas en las cuales parte del oro está libre y el resto asociado con sulfuros tales como arsenopirita y pirita, y generalmente con ganga no-sulfurosa. Debido a esto, la recuperación del oro se obtiene principalmente flotando el mineral acompañante.

Los sulfuros metálicos junto a los metales nativos, tienen propiedades fuertemente hidrofóbicas. Colectores como xantatos, ditiofosfatos y otros sulfhídricos, los separan con gran facilidad y selectividad de sus gangas respectivas. Los únicos problemas de importancia práctica son las separaciones entre ellos mismos.

En la flotación de sulfuros, el oxígeno juega un papel importante en la fijación del colector a la superficie mineral. A lo largo de los años se han presentado muchas controversias con respecto a su función, pero algunos investigadores (Glembotsky, Bessonov, Plaksin

entre otros) llegaron finalmente a la conclusión de que para los diferentes sulfuros es necesaria una distinta cantidad mínima de oxígeno que active su superficie. Si la oxidación es tan profunda que deja de ser una adsorción superficial del oxígeno y se convierte en una reacción química entre éste y los sulfuros, habrá una disminución notoria en las recuperaciones.

Los colectores deben entonces ser añadidos en presencia de aire para flotar la mayoría de los sulfuros metálicos. Se utilizan principalmente como colectores, sulfhidrilos de cadena corta (hasta 2 átomos de carbono) debido a diversos fenómenos:

a) A pesar de que el ion sulfuro de la superficie es fácilmente oxidado por el oxígeno disuelto, no toda la superficie del mineral se oxida durante el tiempo de flotación y preparación. Como resultado, estos minerales son mucho menos hidrofílicos que los óxidos y por lo tanto más fáciles de flotar.

b) A concentraciones relativamente bajas, se forman sales insolubles entre los iones de los metales pesados y los colectores sulfhídricos de cadenas cortas.

c) En la superficie de ciertos minerales sulfurosos, algunos colectores sulfhídricos sufren la oxidación, y se transforman en dímeros tales como el dixantógeno y ditiofosfatógeno.

El mecanismo mediante el cual las especies colector-sulfhidrilo se adsorben, involucra fenómenos electroquímicos en ciertos sistemas minerales y quimisorción en otros.

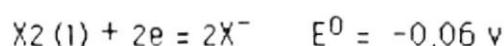
Fenómenos electroquímicos en los sistemas de sulfuros.

Los sulfuros pueden desarrollar un potencial remanente en su superficie cuando se colocan en solución acuosa.

Desde un punto de vista electroquímico, es factible esperar una gran

diferencia en el estado de la superficie de los minerales sulfurosos cuando son expuestos al oxígeno. Varios experimentos de medición del potencial en la superficie de galena fresca y otros sulfuros prueban que la presencia de oxígeno altera este potencial.

Los potenciales remanentes de varios sulfuros han sido establecidos bajo ciertas condiciones de flotación y se muestran en la tabla 6.5 para una solución con $6,25 \times 10^{-4}$ mol/litro de etil-xantato a pH 7. Estos valores deben compararse con el potencial reversible de oxidación del xantato, el cual es 0,13 voltios. Este valor se ha obtenido de la siguiente manera:



$$E_{rev} = E^0 - \frac{RT}{nF} \ln \frac{(X^-)^2}{(X_2(l))}$$

$$E_{rev} = -0,06 - \frac{1,98 \times 298}{2 \times 23060} \ln \frac{(6,25 \times 10^{-4})^2}{1}$$

$$E_{rev} = -0,06 + 0,19 = +0,13 \text{ v}$$

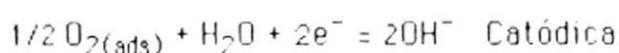
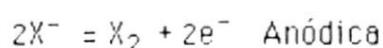
Cuando el potencial remanente es más grande que el reversible o de Nernst, ocurre la oxidación de xantato a dixantógeno. El dixantógeno es el producto de reacción encontrado en las superficies de los minerales cuando sus potenciales remanentes son mayores que 0,13v (Tabla 6.5). La covelina parece ser una excepción.

Si el potencial remanente es menor que el potencial reversible, la oxidación del xantato no puede ocurrir y se observan xantatos metálicos en la superficie de los sulfuros; en este caso la adsorción es por quimisorción.

6.4.1 Flotación de Pirita.

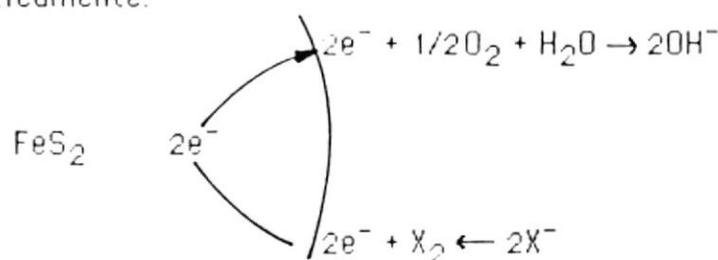
La especie de xantato responsable de la flotación de pirita en presencia de xantatos de cadena corta es el dixantógeno. El dixantógeno no altera el potencial zeta de la pirita pues es una especie eléctricamente neutra. El oleato, en cambio, se adsorbe por quimisorción a la superficie de la pirita produciendo alteraciones en su potencial Z.

El dixantógeno se forma de la oxidación anódica del ion xantato en la superficie de la pirita junto con la reducción catódica del oxígeno adsorbido; esto es:

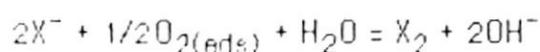


Donde X^- representa el ion xantato, y X_2 representa el dixantógeno.

Debido a que los sulfuros son conductores eléctricos, ocurre una transferencia de electrones a través del sólido. Esquemáticamente:



La reacción general es:



La cinética de la reacción de adsorción puede ser explicada mediante la teoría electroquímica. Esta reacción ocurre hasta aproximadamente pH 11, pasado el cual, el ion xantato es la

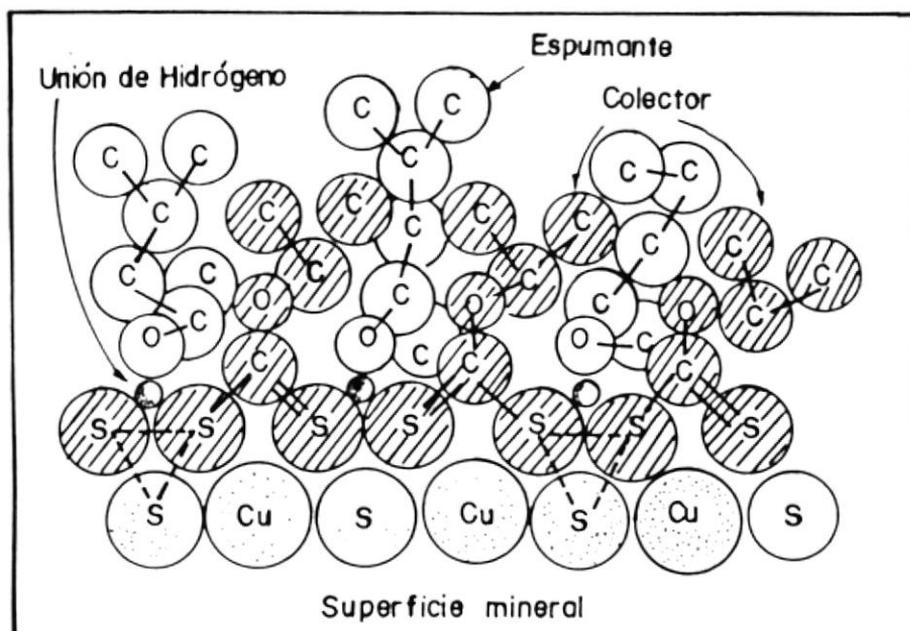


FIG. 6.7 Asociación espumante colector a través de la superficie mineral por quimisorción. (7)

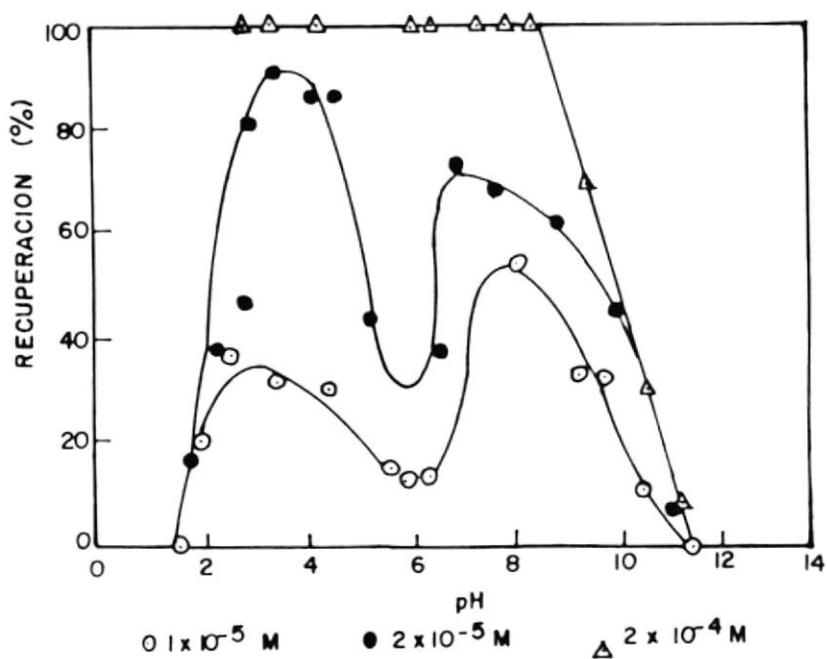


FIG. 6.8 Recuperación de pirita en función del pH, con diferentes adiciones de etil-xantato-potásico. (11)

especie estable del xantato.

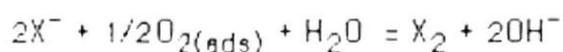
Otro colector ha mostrado tener una función similar en el sistema de la pirita, este es el ditiofosfato. Tal especie es más difícil de oxidar en su dímero, ditiofosfatógeno, pues su potencial de reducción es mayor, así tenemos que:



donde X^{-} y DTP^{-} representan el xantato y ditiofosfato respectivamente.

Depresión con el ion oxidril

El ion oxidril funciona como un depresante debido a varias razones. En primer lugar, con actividades de pH relativamente altas, por ejemplo aquellas arriba de pH 11, la oxidación del xantato en dixantógeno no ocurre. Bajo estas condiciones, la reacción iría a la izquierda en la ecuación:

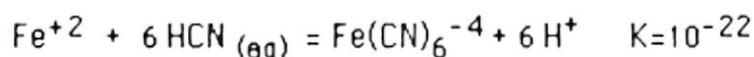


En segundo lugar, arriba de pH 11 la superficie de la pirita consistirá en hidróxido férrico. En la figura 6.8 se puede observar la variación en la recuperación de pirita en función del pH.

El ion calcio de la cal (utilizada para ajustar pH), también contribuye a la depresión de la pirita. Uno de los puntos de carga cero para la pirita en presencia de aire es a pH 6.8; sobre este pH la superficie de la pirita está cargada negativamente y los iones de Ca^{++} son adsorbidos fácilmente por atracción electrostática. La presencia del ion calcio obviamente reduce la oxidación en la superficie de la pirita.

Depresión con Cianuro.

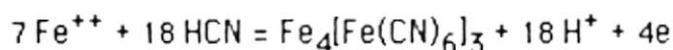
Las especies de cianuro que estarán presentes cuando a la pirita se le añade una solución de cianuro de potasio (o de sodio), pueden ser calculadas en función del pH de acuerdo a la siguiente expresión:



Cuando las cantidades totales de las especies de hierro disuelto y cianuro son conocidas, la distribución del ion ferroso no agrupado y del ion ferrocianuro pueden ser calculadas.

A pH 4.4 y pH menores, casi todo el hierro disuelto existe como ion ferroso. A valores de pH más altos, esta concentración se reduce hasta llegar a pH 6.4 donde todo el hierro existe en forma de ferrocianuro. Como resultado, parece ser que es más probable que el ion ferrocianuro sea la especie activa responsable de la depresión cuando se añade el cianuro. El ferrocianuro se adhiere al Fe^{++} y desplaza al dixantógeno en la superficie de la pirita.

La formación de ferrocianuro férrico en la superficie de la pirita se supone que sucede según la siguiente ecuación:



Esta ecuación representa la reacción general y para que ocurra, el mineral debe producir una cierta cantidad de hierro ferroso en solución que reaccione con CN^- para formar $\text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$. La mayoría de las piritas producen bastante hierro en solución, especialmente después de su oxidación. El cianuro es entonces un depresante más efectivo cuando la pirita ha sido oxidada. En la figura 6.9 se presenta la relación entre concentración de cianuro y pH para distintos sulfuros.

6.4.2 Flotación de Calcopirita

Se asume que son responsables de la flotación de calcopirita, tanto la oxidación electroquímica del xantato a dixantógeno, como la quimisorción del xantato. El dixantógeno no es estable pasado pH 11, y si él fuera el único que propiciase la flotación, la calcopirita se deprimiría arriba de pH 11; esto no ocurre sino hasta pH 13.

Un estudio detallado realizado por Khun, muestra la presencia de tanto el dixantógeno como el xantato cuproso en la calcopirita, luego del contacto con el dixantógeno. Abramov también ha observado tanto dixantógeno como xantato quimisorbido en la calcopirita, luego del contacto con el xantato.

Depresión con el Ion Oxidril

La estabilidad del etil-xantato cuproso es tan grande que el ion hidróxido funciona efectivamente como depresante para la calcopirita únicamente a valores altos de pH. Como se puede observar en la Fig.6.10, la depresión no se obtiene sino hasta valores de pH 13.

Depresión con Cianuro

Debido a que en la flotación de calcopirita pueden estar involucradas, tanto la oxidación electroquímica del xantato a dixantógeno y la quimisorción del xantato, se esperaría que este mineral no fuera sensible a las adiciones de cianuro tal como lo es la pirita. (Ver figura 6.9)

6.4.3 Flotación de Minerales de Oro

En general, las partículas de oro metálico limpias, más finas de 200 micras, flotan rápidamente con ciertos reactivos; en

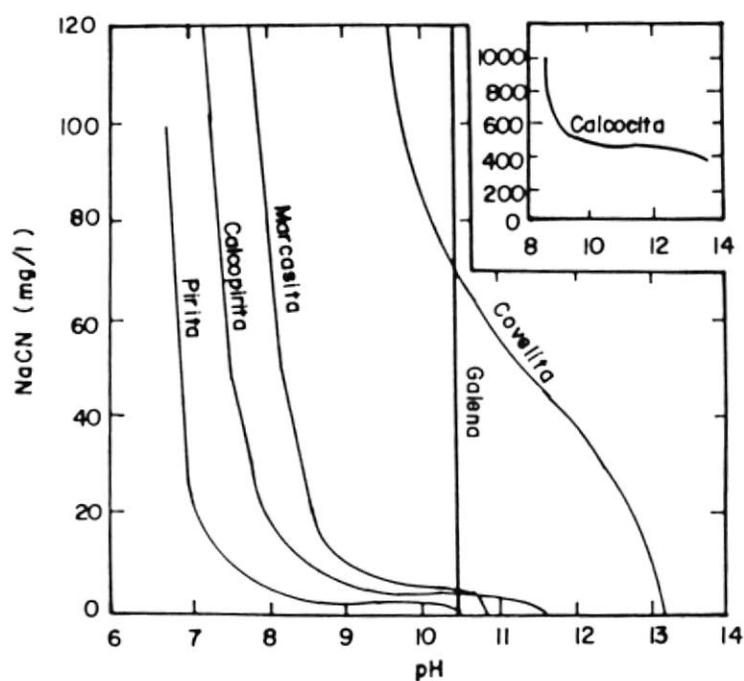


FIG. 6.9 Curvas de contacto para varios Sulfuros (II)

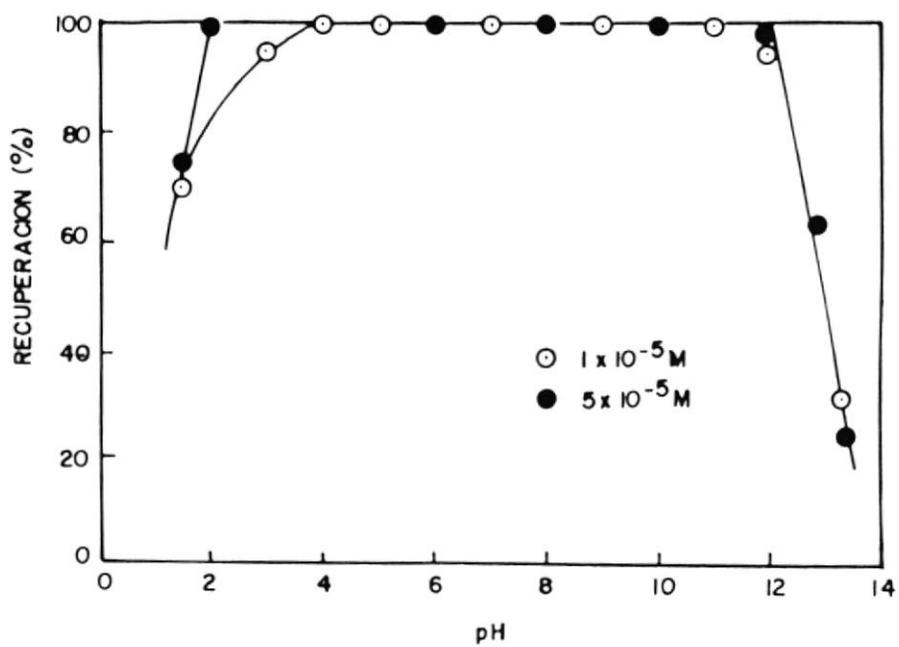


FIG.6.10 Recuperación de calcopirita en función del pH. Etil-Xantato. (II)

cambio, el oro metálico más grueso que 200 micras es difícil de flotar y deben considerarse ya sea la amalgamación o la concentración gravimétrica. Las densidades de pulpa de 35% de sólidos (o más) y espumantes fuertes tipo polipropileno glicol ayudarán a la recuperación de las partículas de oro libre más gruesas.

La flotación se lleva a cabo generalmente a pH natural. Debe evitarse el uso de cal, puesto que tiene una fuerte tendencia a deprimir las partículas de oro libre al igual que el sulfuro de sodio. (Adams et al, 1986)

6.5 VARIABLES EN EL PROCESO DE FLOTACION

Actualmente se posee conocimiento sólo de una parte de las variables que intervienen en el proceso de flotación (algunos autores nombran hasta 32 distintas variables conocidas) y de estas, no todas han sido estudiadas en forma completa.

Southerland y Wark clasifican las variables de flotación según su origen. Así, en primer lugar se consideran a las que corresponden a la naturaleza de la mena misma, es decir, su forma mineralógica, presencia de impurezas, diseminación, pH natural, procesos secundarios como oxidación, etc.

En segundo lugar se consideran los problemas específicos que se pueden presentar en los circuitos de reducción de tamaño y de clasificación, por los que tiene que pasar un mineral antes de su flotación, y en los cuales puede sufrir contaminaciones capaces de producir efectos positivos o negativos para el circuito.

Finalmente llega el mismo proceso de flotación y con él una serie de factores que lo afectan, como son: molienda-granulometría; acondicionamiento y puntos de adición de reactivos; control de pH; calidad de agua; densidad de pulpa; clase y cantidad de reactivos;

tiempo de flotación-cinética de flotación; influencia de lamas; recirculación de pulpa. Muchos de estos factores se analizarán en las pruebas de flotación del presente trabajo y se explican brevemente a continuación.

6.6 PRUEBAS DE LABORATORIO

En pruebas de laboratorio se deben seguir los procedimientos adecuados para obtener resultados que sean razonablemente cercanos al comportamiento metalúrgico a escala planta.

Las pruebas para el presente trabajo se realizaron a través del siguiente procedimiento:

A. Preparación del material.

El material, transportado en sacos desde Ponce Enriquez, fue primeramente secado a la intemperie. Los grumos formados por aglomerados de mineral fino se deshicieron pasando un rodillo sobre el material a medida que éste se iba secando. Luego se homogenizó la muestra y se la cuarteó en un cuarteador Jones, hasta reducirla a 5 kilogramos aproximadamente, los mismos que se guardaron en fundas plásticas selladas, para retardar la oxidación u otros efectos de añejamiento (se recomienda conservar la muestra a -15°C). No fue necesaria una trituración porque los relaves poseen inicialmente una granulometría de 100% pasante 10 Mesh.

B. Pruebas de molienda.

Las pruebas de molienda en el laboratorio se conducen primeramente para establecer dos parámetros. El primero es el tamaño de malla de molienda necesario para la liberación adecuada del mineral, que se determina por el exámen de varias fracciones granulométricas del mineral molido (usualmente las fracciones más gruesas), con la ayuda de una inspección en un microscopio binocular. Esto dará indicaciones de los sulfuros con ganga en el mineral. También puede

proporcionar información sobre las asociaciones minerales entre sulfuros-sulfuros, sulfuros-metales preciosos y metales preciosos-ganga.

De este exámen (Capítulo 2), se observó la existencia de partículas de oro libre en la fracción -100+200 Mesh (Tyler) es decir, con tamaños entre 75 y 150 μm . Se determinaron minerales de pirita de hasta 1mm de tamaño de grano, algunas veces entrelazados con calcopirita. Sin embargo, con tales datos es imposible predecir el tamaño de liberación del oro; además, para una flotación de sulfuros en general, no es necesaria la liberación total del oro, lo que se espera es que halla pocas asociaciones oro-ganga o sulfuros-ganga.

El segundo parámetro de pruebas que se establece es la relación entre la granulometría y el tiempo de molienda. Esta es una información útil de obtener a medida que las pruebas de flotación progresan, ya que nos da una indicación relativa de la energía de molienda requerida para producir una malla particular de molienda, o granulometría.

Para el efecto, se eligió una malla de prueba (Malla 200 Tyler) y se molió el material en diferentes tiempos, pesando para cada período el pasante de esa malla de prueba. Con estos datos se traza el gráfico del porcentaje del peso pasante acumulado versus el tamaño en micras, para cada tiempo de molienda. Así se obtienen varias curvas que junto con la curva granulométrica del material inicial (To de molienda) pueden ser fácilmente comparadas en el gráfico 6.1.

Para elegir los períodos de tiempo de molienda se partió del índice de trabajo ya conocido de la prueba de Bond (Cap. 3). Con este índice se calcula la energía necesaria para que al moler 2 Kg de material, el 80% sea pasante malla 200 (Tyler), es decir, 75 μm . Si:

$$E = W_i \times 10 \left(\frac{1}{\sqrt{X_T}} - \frac{1}{\sqrt{X_P}} \right)$$

donde:

E= energía [KW H/Tm]

$W_i = 22.34$ KW H/Tm

$X_p =$ Tamaño del producto [75 μ m]

$X_f =$ Tamaño de la alimentación [200 μ m]

Entonces:

$$E = 10.0 \text{ KW H/ Tm}$$

Como:

$$T = E/P \times W$$

donde:

P= potencia [KW]

W= peso de alimentación [Tm]

La potencia calculada para el molino de 14.7 cm de radio es 0.0485 KW, tenemos:

$$T = (10.0 / 0.0485) \times 0.002 = 0.41 \text{ H}$$

$$T = 24' 44''$$

Así, se eligieron tiempos de molienda de 5, 10, 14 y 24 minutos. De los 2 Kg molidos en cada período, se tomó una fracción para hacer la curva granulométrica y otra fracción para realizar una flotación y obtener la recuperación posible en cada tiempo de molienda. Cabe anotar que en el presente trabajo se denominará como d_{80} , al 80% de material que puede pasar una malla determinada.

C. Pruebas de flotación en celdas de laboratorio.

Se realizaron con el fin de determinar las mejores condiciones posibles de flotación para obtener máximas recuperaciones de oro, combinando adecuadamente todas las variables del proceso.

Las pruebas se llevaron a cabo enteramente en celdas de laboratorio con la máquina de flotación Denver modelo D-12 (Foto 6.1). Esta se utiliza para realizar ensayos con 250 gramos a 2500 gramos de material. Posee un regulador ajustable de velocidad que permite una rápida variación de acuerdo a las condiciones de trabajo. La máquina produce su propio aire por lo que no es necesaria una fuente externa de aireación.

Reactivos utilizados.

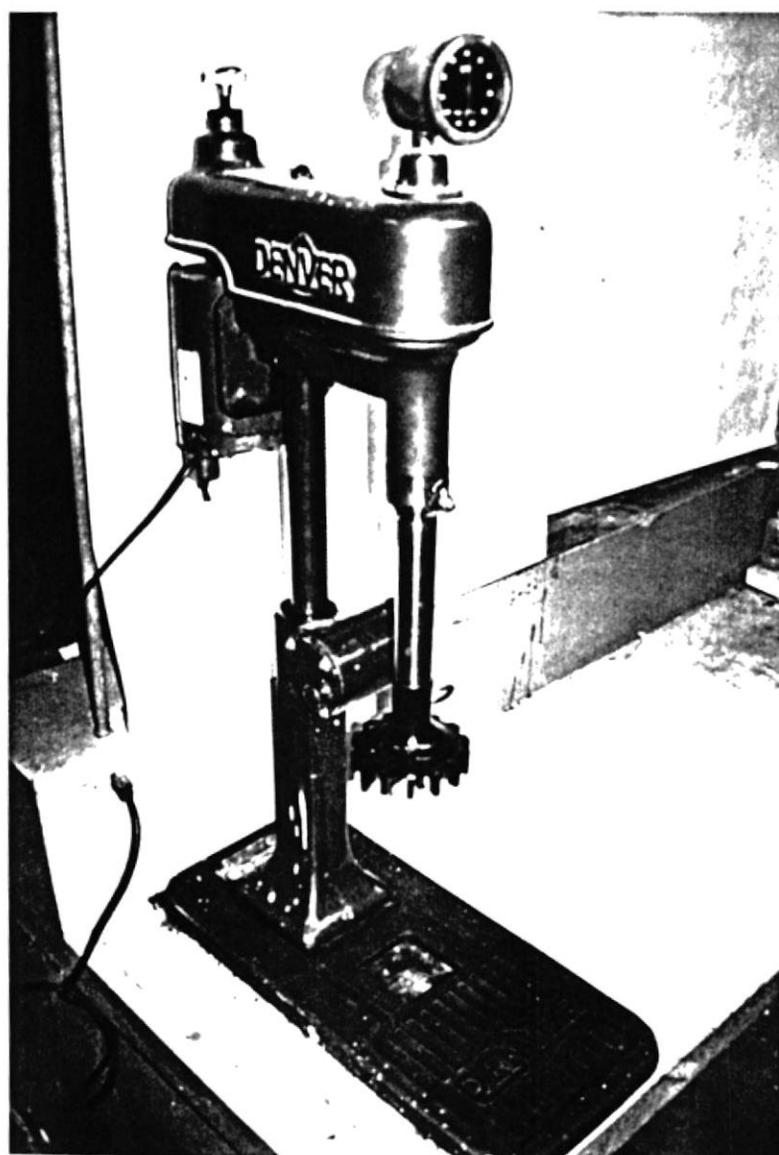
COLECTORES

Establecer la mejor combinación de colectores es generalmente juzgado como uno de los aspectos más importantes de una investigación metalúrgica. Por esto, el presente trabajo tuvo como objetivo fundamental establecer primero la combinación de colectores óptima y luego su mejor dosificación.

En la flotación de minerales de oro donde éste se encuentra libre y en parte asociado con sulfuros y ganga (como es el caso), se utiliza ampliamente una combinación de colectores de los promotores Aerofloat 208 y Xantato (Cyanamid). También los Aerofloat 25 ó 31 (Cyanamid) pueden emplearse por su habilidad de colectar el oro libre como por las propiedades de espumación que poseen. La demanda total de colector es del orden de 25 gr/Tm ó 75 gr/Tm. Cuando se requieren colectores más poderosos, particularmente para la flotación de pirita, arsenopirita y pirrotita se recomienda una combinación de promotores Aero 404, 407 ó 412 (Cyanamid) como el colector principal y un xantato como colector secundario.

En lo posible se utilizaron los colectores recomendados y cuando no se contó con la disponibilidad de uno de estos en el mercado, se lo reemplazó por el más cercano.

ACTIVADOR



Fotografía 6.1 Máquina de flotación Denver D-12

Cuando se emplean combinaciones de xantatos con Promotores Aerofloat o Aero (de Cyanamid), se utilizan generalmente 50 gr/Tm a 100 gr/Tm, o en ciertos casos hasta 500 gr/Tm, de sulfato de cobre como activador de los sulfuros. Se sabe que activa los sulfuros de zinc, ayuda en la recuperación de arsenopirita, arseniuros de cobalto, sulfuros de hierro y estibina. Además contribuye a la recuperación de oro libre, particularmente oro empañado o fino.

En todas las pruebas se utilizó sulfato de cobre como activador y lo que se probó fué la dosificación óptima para lograr la máxima recuperación. Se prepararon soluciones al 10% para las pruebas con 500 gr/Tm de activador y al 2% para pruebas que emplearon 100 gr/Tm y 50 gr/Tm.

DEPRESOR

En la flotación selectiva de sulfuro de plomo se utilizó como depresor el cianuro de sodio (solución al 10%), para evitar la adsorción de pirita, pirrotita, sulfuros de zinc y de cobre, con el colector. También se empleó sulfato de zinc para prevenir la activación de los sulfuros de zinc con el ion Pb^{++} . Se agregaron 1250 gr/Tm de una solución al 30%.

ESPUMANTE

La selección, mediante pruebas de laboratorio, de un espumante adecuado para la operación en una planta, es más difícil que la de otros reactivos usados en la misma. Por esto y por considerarse que en las pruebas a realizarse únicamente bastaba con un reactivo de condiciones de espumación fuertes, se eligió al polipropilen glicol, como Aerofroth 65 (Cyanamid). Este es totalmente soluble en agua y ampliamente usado para sulfuros de metales base y minerales de oro y plata.

El tipo y dosificación de espumante se mantuvo invariable en todos

los ensayos. Generalmente la elección final de éste se hace por resultados de pruebas a nivel de planta. La dosificación en el presente trabajo fue de 27.16 gr de Aerofroth 65 por Tm de material, y puesto que en todas las pruebas se trataron 1858 gr de muestra, la cantidad requerida de espumante fue de 0.05 gr; la densidad del Aerofroth 65 es 0.82 gr/cm^3 , por tanto se usaron 0.06 ml, que en una jeringuilla empleada para el efecto, representan dos gotas de espumante.

MODIFICADORES DE pH

Como modificadores de pH se utilizaron hidróxido de sodio y ácido sulfúrico que se prepararon en soluciones molares para su dosificación (1molar y 0.1 molar).

Metodología

Las pruebas de flotación se llevaron en dos etapas. La primera tuvo como finalidad obtener los parámetros óptimos de las variables más importantes en una flotación colectiva de desbaste (bulk). Se analizaron todos los factores posibles, sin embargo, el trabajo de investigación estuvo orientado especialmente a la selección de la combinación de colectores y su dosificación.

La densidad de pulpa no se varió en ninguno de los ensayos puesto que es práctica usual en pruebas de laboratorio, conducir la flotación de desbaste en pulpas con un 25% a 35% de sólidos por peso. A altas densidades, es decir, alta viscosidad de pulpa, se inhibe la dispersión del aire y la buena formación de la burbuja, lo que afecta adversamente las recuperaciones. Se aceptan densidades de pulpa más altas del 35% cuando sube la gravedad específica de los sólidos del mineral. En las pruebas, durante la etapa de acondicionamiento, se trabajó con aproximadamente el 40% de sólidos por peso en la pulpa y con el 35% durante el resto de la flotación.

A medida que se descubrían los parámetros adecuados para cada variable, se pasaba a estudiar el siguiente factor, utilizando como constantes los datos ya conocidos de las pruebas anteriores. Habiéndose analizado molienda-granulometría, al investigar el tiempo de acondicionamiento óptimo, se realizaron las pruebas en el rango de tamaño ya conocido como el ideal, y así sucesivamente.

La segunda etapa de pruebas consistió en una flotación selectiva de sulfuros. Como se sabe del análisis mineralógico, la mayor cantidad de oro asociado a sulfuros, se encuentra con pirita y pirrotita; por esto, se supuso que flotando selectivamente tales minerales se obtendría mayor concentración del metal precioso.

6.6.1 Pruebas de flotación Colectiva de sulfuros, en celdas de laboratorio.

Las variables que se lograrán analizar en esta primera etapa son:

- Molienda-Granulometría
- Tiempo de acondicionamiento.
- Cantidad de activador.
- Combinación de colectores y dosificación.
- Tiempo de flotación.
- Determinación del pH de flotación

Procedimiento

El material debe ser molido justo antes de realizar cada prueba de flotación, para evitar su oxidación. Luego de la molienda se toma una fracción con la que se hará el ensayo al fuego con el fin de determinar la ley de cabeza. Las porciones concentradas, junto con los relaves, se secan luego de cada prueba y se homogenizan para tomar 50 gr representativos de la fracción, que serán primeramente tostados y luego llevados a ensayos al fuego para calcular sus leyes respectivas. El procedimiento



BIBLIOTECA



general que se sigue en la flotación de desbaste es el siguiente:

1) Se colocan material (1858 gr en todas las pruebas) y agua, en la celda de flotación a una densidad de pulpa de 40% de sólidos por peso; se enciende la máquina y se permite la agitación y homogenización de la pulpa durante 15 minutos, transcurridos los cuales, se mide el pH inicial del material.

2) Se enciende nuevamente la máquina y se acondiciona el material por un tiempo determinado. En esta etapa se agregan todos los reactivos, primero el activador y luego los colectores. La velocidad del impeller para el acondicionamiento será de 1400 RPM y la densidad de aproximadamente 40% de sólidos por peso.

3) Cerca del final del acondicionamiento se añade el espumante, se aumenta el volumen de agua hasta alcanzar el 35% de sólidos por peso, y se regula el sistema por 1 minuto.

4) Se baja la velocidad del impeller a 1200 RPM, se mide el pH de flotación y finalmente se abre la válvula de aire para que comience la flotación. En las primeras pruebas, la espuma se remueve por separado a los 1.5, 3, 6, 10 y 18 minutos de flotación para controlar la cinética del proceso.

Variable : Molienda - Granulometría

El tamaño máximo de flotación en condiciones normales es de 3 mm ó 4 mm. El tamaño óptimo suele estar entre 1000 μ m y 20 μ m. Tamaños inferiores a 20 μ m (lamas), interfieren en el proceso (cubrición de partículas), consumen muchos reactivos y en el esfuerzo flotador se suele impurificar el concentrado. Sin embargo, debido a los costos de operación asociados con la molienda, las tendencias actuales indican moler tan grueso como sea posible sin sacrificar la recuperación en el desbaste.

Se conoce por ensayos al fuego por tamiz, que el 88.95% del oro se encuentra en material pasante malla 100 (Tyler). Este oro en parte está libre, en parte asociado con cuarzo y en parte encapsulado en pirita y pirrotita. El objetivo de la molienda es lograr la separación de los sulfuros de la ganga, y en lo posible la separación del oro incluido en el cuarzo. Para determinar como varían las recuperaciones del oro con respecto a la granulometría del material, se flotaron por separado cuatro fracciones molidas en diferentes tiempos y una fracción de material inicial (las curvas respectivas para cada tiempo de molienda se presentan en el gráfico 6.1). Del análisis de los resultados se determinará la granulometría ideal para obtener la mayor recuperación. Los resultados se aprecian en la tabla 6.6 y en los gráficos 6.2, 6.3, y 6.4.

Las condiciones de trabajo invariables en las 5 pruebas fueron:

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral	=	1858 gr
Densidad de pulpa inicial	=	40 %
Densidad de pulpa final	=	35 %
Velocidad de acondicionamiento	=	1400 RPM
Velocidad de flotación	=	1200 RPM
Tiempo de acondicionamiento	=	10 min.
Tiempo de flotación	=	10 min.
pH de flotación	=	7

Reactivos- Dosificación

Colectores:

Aerofloat 208 : 25 gr/ Tm

Xantato 343 : 75 gr/ Tm

Activador

Sulfato de cobre: 500 gr/Tm

Espumante

Tabla 6.4. Espumantes más comunes (1).

ESPUMANTE	COMPOSICION	FORMA	DOSIFICACION
Aerofroth 65	polipropilen glicol	líquida	5-100 g/T
Aerofroth 70	espumante base alcohol	líquida	15-100 g/T
Aceite de pino	terpineol	líquida	15-100 g/T
Acido cresílico	xyleneol	líquida	25-100 g/T

Tabla 6.5. Productos de la interacción de sulfuros con etil xantato (11).

Mineral	Potencial Remanente (v)	Producto
Pirita	0.22	Dixantógeno
Arsenpirita	0.22	Dixantógeno
Pirrotita	0.21	Dixantógeno
Calcopirita	0.14	Dixantógeno
Covelina	0.05	Dixantógeno
Bornita	0.06	Xantato metálico
Galena	0.06	Xantato metálico

TABLA 6.6. Resultados de flotación variando tiempo de molienda del material.

t. [min] molienda	Ley [g/T] Cabeza	d-80 [μm]	CONCENTRADO			COLA		
			%Peso	Ley Au [g/T]	% dst. Au	%Peso	Ley Au [g/T]	% dtb. Au
0	36.98	200	48.08	57.17	69.13	51.92	21.99	30.97
5	50.20	160	34.63	91.24	62.93	65.37	28.47	37.07
10	62.18	120	56.93	98.75	88.76	43.07	16.52	11.24
14	60.90	106	57.94	96.20	91.54	42.06	12.23	8.46
24	48.25	90	47.89	81.73	81.11	52.11	17.49	18.89

Gráfico 6.1 Curva Granulométrica para Tiempos de Molienda

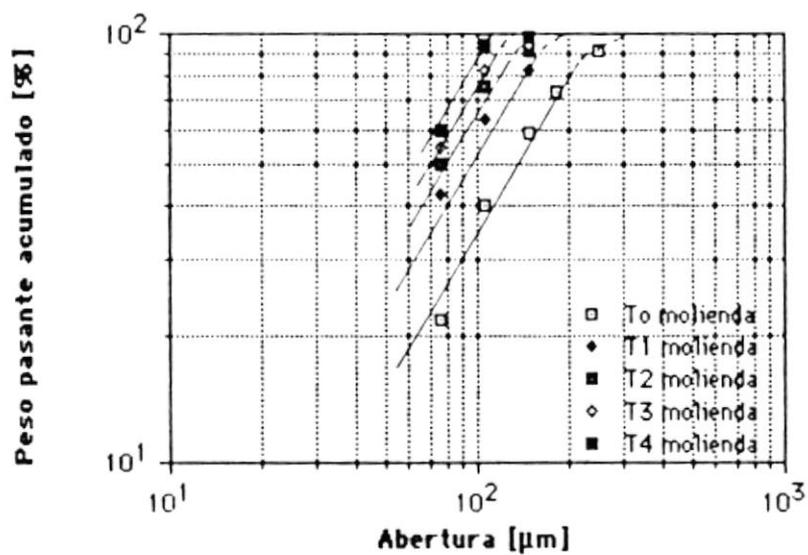


Gráfico 6.2 Recuperação de Ouro Vs Molienda

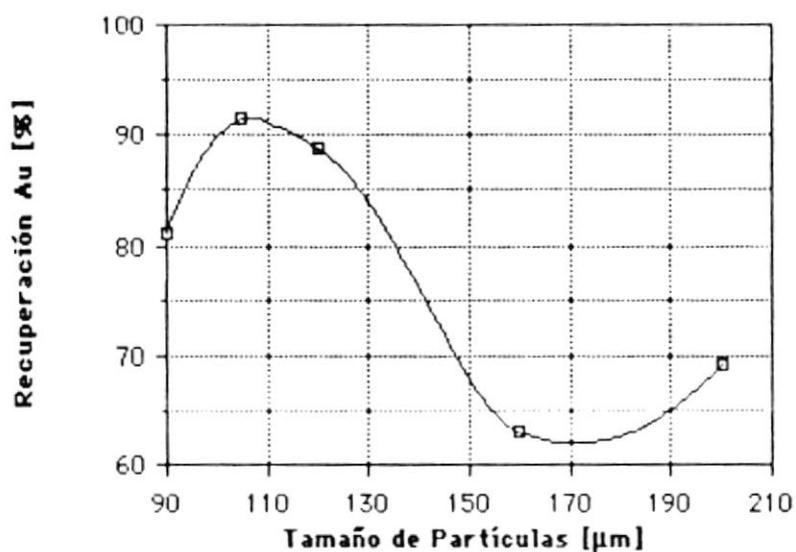


Gráfico 6.3 Recuperación de Oro Vs Molienda

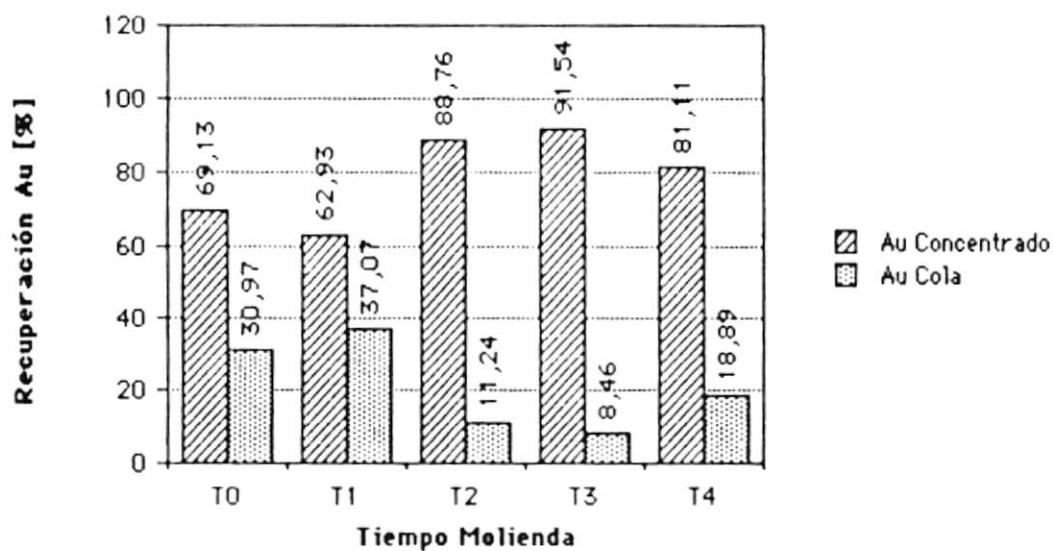
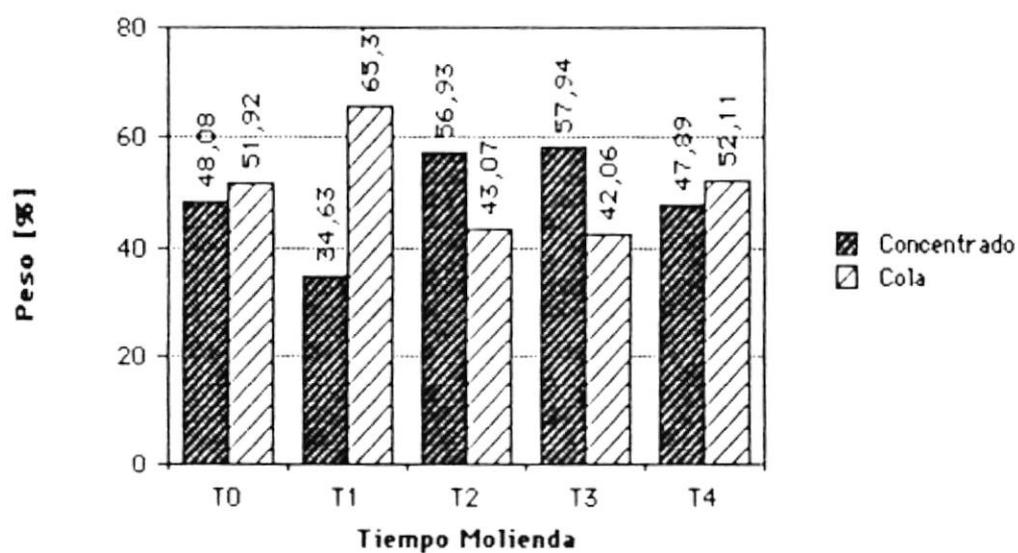


Gráfico 6.4 Recuperación de Material Vs Tiempo de Molienda



Aerofroth 65 : 27.16 gr/Tm

Variable : Tiempo de Acondicionamiento

El tiempo de acondicionamiento se define como el tiempo necesario para que los reactivos agregados en la pulpa actúen totalmente llegando a un estado de equilibrio. Este varía por tanto con los tipos de acondicionadores utilizados. Los colectores oleaginosos, por ejemplo, son usualmente añadidos al circuito de molienda, y los solubles en agua pueden ser agregados a la pulpa después de la molienda; esto prueba que el tiempo de acondicionamiento puede ser de horas hasta de 15 a 2 minutos.

En el presente trabajo, se realizaron 4 pruebas variando para cada una el tiempo de acondicionamiento y manteniendo constantes las otras variables. Los resultados se muestran en la tabla 6.7 y el gráfico 6.5.

Condiciones de trabajo

Cantidad de mineral	= 1858 gr
Densidad de pulpa inicial	= 40 %
Densidad de pulpa final	= 35 %
Velocidad de acondicionamiento	= 1400 RPM
Velocidad de flotación	= 1200 RPM
Granulometría (d_{80})	= <106 μ m (150 Tyler)
pH de Flotación	= 7
Tiempo de Flotación	= 10 min.

Reactivos - Dosificación

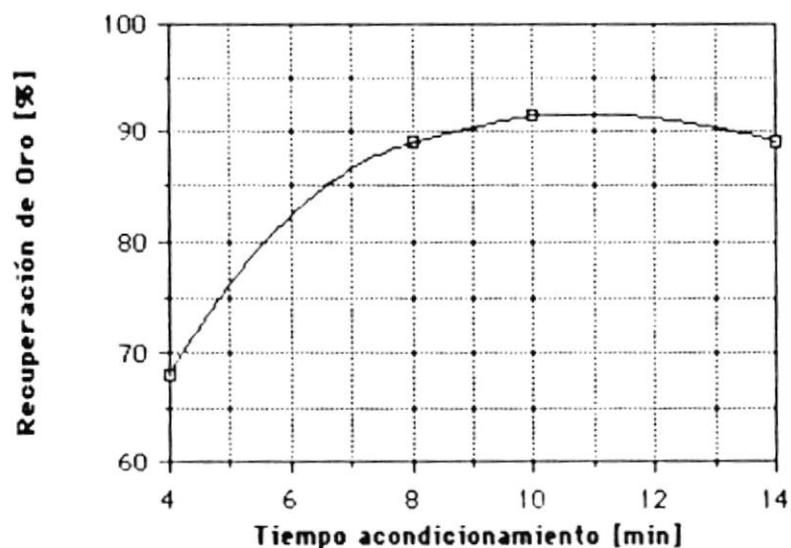
Colectores:

- Aerofloat 208	= 25 gr/Tm
- Xantato 343	= 75 gr/Tm
Activador (SO ₄ Cu)	= 500 gr/Tm

TABLA 6.7. Resultados de Flotación variando tiempo de acondicionamiento.

Activ. [min.]	TIEMPO			CABEZA LEY [g/T]	CONCENTRADO			COLA		
	Colect. [min.]	Espmt. [min.]	total [min.]		%Peso	Ley Au [g/T]	%Ditb. Au	%Peso	Ley Au [g/T]	%Ditb. Au
2	1	1	4	65.28	48.31	91.98	68.07	51.69	40.32	31.93
4	3	1	8	56.65	56.02	90.02	89.02	43.98	14.14	10.98
5	4	1	10	60.90	57.94	96.22	91.54	42.06	12.23	8.46
7	6	1	14	58.91	60.02	87.47	89.12	39.98	16.03	10.88

Gráfico 6.5 Recuperación de Oro Vs Tiempo de Acondicionamiento



Espumante = 27.16 gr/Tm

Variable : Tipo de colector y dosificación

Las pruebas se diseñaron en dos etapas:

1) Variando la combinación de colectores

Para ésto se realizaron 7 pruebas, cada una con diferente combinación de colector, similar dosificación y con el resto de factores iguales. Las combinaciones usadas, las diluciones en que se emplearon, y las recuperaciones se presentan en la tabla 6.8. En los gráficos 6.6 y 6.7 se observa respectivamente, la distribución de oro en concentrados y colas para cada prueba y el porcentaje de peso en concentrados y colas en cada prueba.

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral	= 1858 gr
Densidad de pulpa inicial	= 40 %
Densidad de pulpa final	= 35 %
Velocidad de acondicionamiento	= 1400 RPM
Velocidad de Flotación	= 1200 RPM
Granulometría (d_{80})	= < 90 μ m (170 Tyler)
pH de Flotación	= 7
Tiempo de acondicionamiento	= 10 min.
Tiempo de flotación	= 10 min.

Reactivos - Dosificación

Activador (SO_4Cu)	= 500 gr/Tm
Espumante (Aerofroth 65)	= 27.16 gr/Tm

2) Variando la dosificación de la combinación de colectores.

De las pruebas de la primera etapa, se ha podido observar a

TABLA 6.8 Resultados de Flotación variando la combinación de colectores.

REACTIVO			CONCENTRADO FLOTACION			COLA FLOTACION		
Combinación Colector	g/T	dilución	% Peso	Ley Au g/t	Dist. Au %	% Peso	Ley Au g/T	Dist. Au %
1 Aerofloat 208	50	al 5 %	64.27	57.00	89.89	35.73	11.54	10.11
2 Aerofloat 208	50	al 5 %	61.91	64.05	92.53	38.09	8.41	7.47
Xantato 343	25	al 10 %						
3 Aerofloat 31	50	sin diluir	69.13	51.19	93.17	30.87	8.40	6.83
Xantato 343	25	al 10 %						
4 Aero 400	50	al 5 %	63.51	51.40	72.04	36.49	34.72	27.96
Xantato 343	25	al 10 %						
5 Aerofloat 31	50	sin diluir	47.80	80.92	78.62	52.20	20.16	21.38
Aero 400	25	al 5 %						
6 Aero 3477	50	al 5 %	70.51	57.56	91.98	29.49	12.00	8.02
Xantato 343	25	al 10 %						
7 Aerofloat 31	40	sin diluir	78.33	68.44	93.23	21.67	17.98	6.77
Aero 400	51	al 5 %						
Xantato 343	10	al 10 %						

TABLA 6.9. Resultados de Flotación variando la dosificación de la combinación de colectores: Aerofloat 208-Xantato 343.

# P.	COLECTOR	DOSIS [g/T]	CABEZA LEY [g/T]	CONCENTRADO			COLA		
				%Peso	Ley Au [g/T]	%Ditb. Au	%Peso	Ley Au [g/T]	%Ditb. Au
1	Aerofloat 208	25	48.25	47.89	81.73	81.11	52.11	17.49	18.89
	Xantato 343	75							
2	Aerofloat 208	150	58.03	73.29	75.38	95.20	26.71	10.43	4.80
	Xantato 343	75							
3	Aerofloat 208	50	42.86	61.91	64.05	92.53	38.09	8.41	7.47
	Xantato 343	25							

Gráfico 6.6 Recuperación de Oro Variando Combinación de Colector

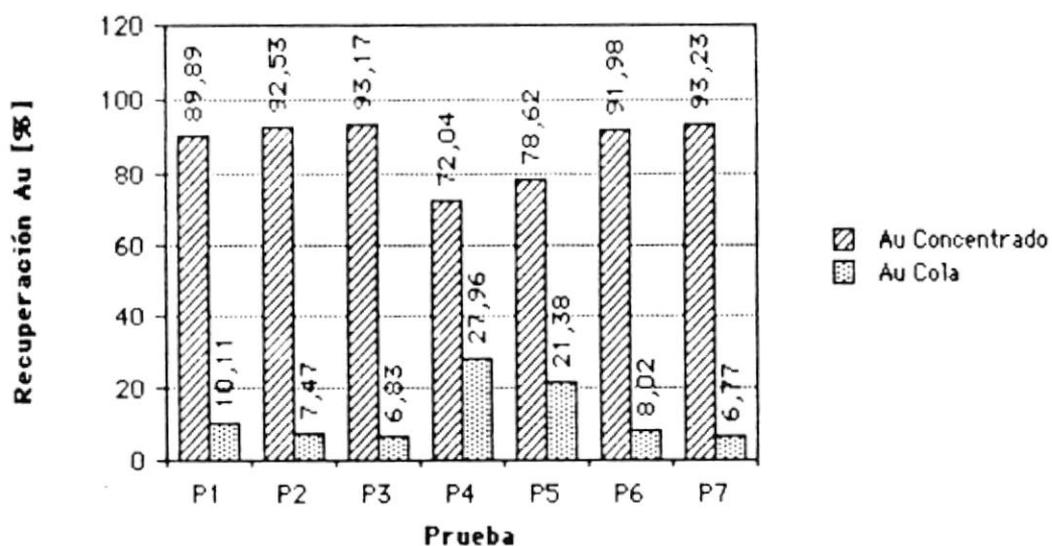


Gráfico 6.7 Peso Recuperado Variando Combinación Colectores

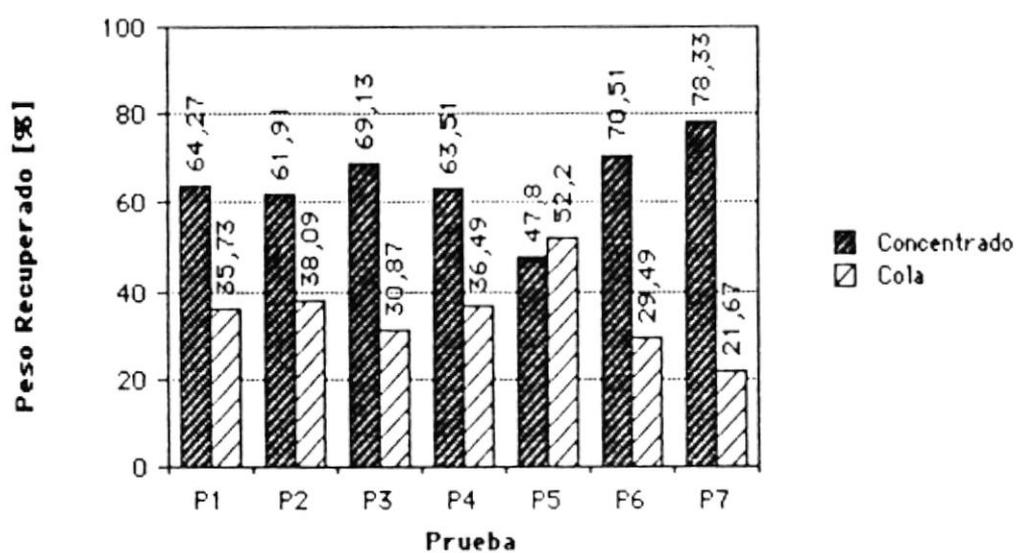


Gráfico 6.8 Recuperación de oro variando dosificación colectores

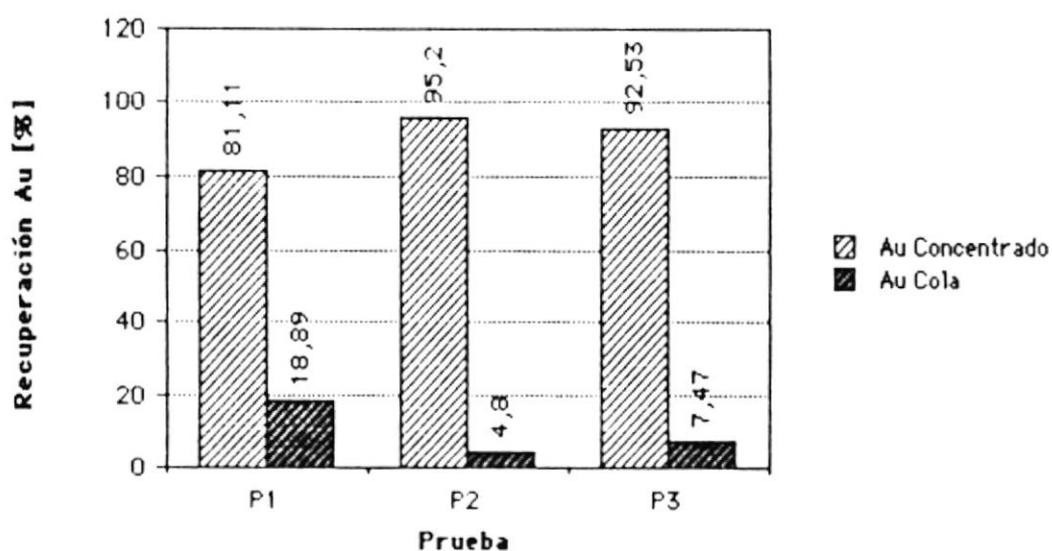
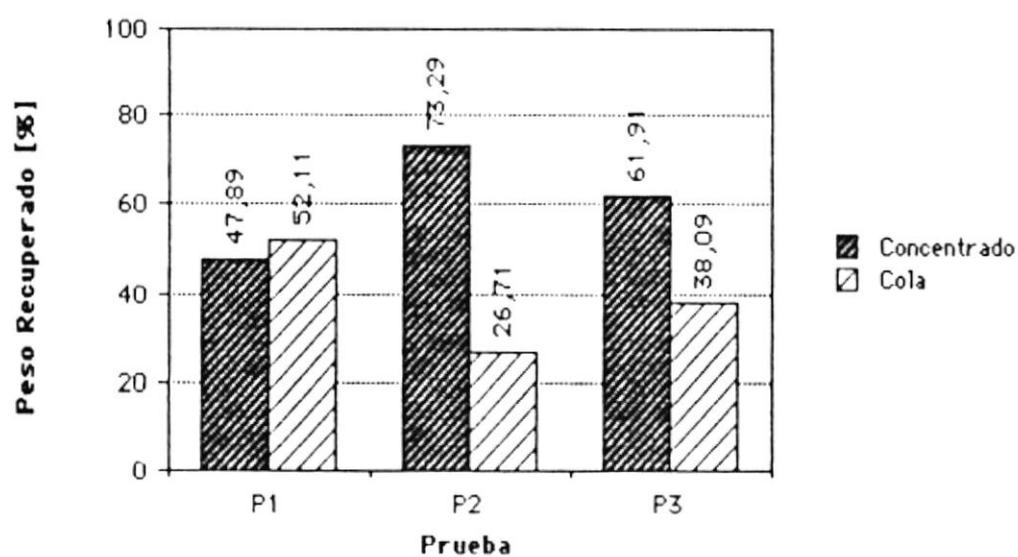


Gráfico 6.9 Peso recuperado variando dosificación colectores



partir de las tablas de resultados y de los gráficos, que la combinación apropiada es la de Aerofloat 208 con Xantato 343. En esta segunda etapa se variarán las dosificaciones de ambos colectores para establecer la cantidad en que deben emplearse para máximas recuperaciones de oro. Así, se realizaron tres pruebas modificando la dosis de colector y manteniendo el resto de factores constantes. Los resultados se presentan en la tabla 6.9, y en los gráficos 6.8 y 6.9.

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral	= 1858 gr
Densidad de pulpa inicial	= 40 %
Densidad de pulpa final	= 35 %
Velocidad de acondicionamiento	= 1400 RPM
Velocidad de Flotación	= 1200 RPM
Granulometría (d_{80})	= < 90 μ m (170 Tyler)
pH de Flotación	= 7
Tiempo de acondicionamiento	= 10 min.
Tiempo de flotación	= 10 min.

Reactivos - Dosificación

Colectores:

- Aerofloat 208

- Xantato 343

Activador (SO_4Cu) = 500 gr/Tm

Espumante (Aerofroth 65) = 27.16 gr/Tm

Variable : Tiempo de Flotación-Cinética de Flotación

El tiempo requerido para la flotación del mineral fue determinado por la producción de concentrados en etapas. Los concentrados fueron removidos por separado, a diferentes intervalos de tiempo, hasta que la espuma estuvo casi totalmente agotada. Usando los pesos y las leyes del

concentrado en cada período, se determinó la distribución del metal por etapa. Esta información se graficó como recuperación acumulada contra el tiempo acumulado de flotación para establecer el límite práctico del tiempo de flotación.

Al realizar las pruebas para la selección de combinación de colectores y para determinar su dosificación, se permitió la flotación hasta los 18 min, tiempo en el cual la espuma prácticamente se había agotado. Con el fin de simplificar el tratamiento de datos en el análisis de las variables mencionadas, se asumió como concentrado al material flotado hasta los 10 minutos. En las tablas 6.10 y 6.11 se presentan las recuperaciones para cada prueba, en las distintas fracciones de tiempo.

Estudiando los gráficos 6.10, 6.11, 6.12 y 6.13, se puede observar que en los diferentes sistemas de colectores, algunas veces se presentaron diferencias en las velocidades de flotación, las cuales se evidencian mediante la comparación de sus curvas individuales de recuperación contra tiempo. En estas curvas es importante analizar tanto el tiempo en el que se alcanza la recuperación de equilibrio como la tasa de las curvas; convienen tasas elevadas en menores tiempos de equilibrio. Considerando estos dos factores se puede elegir mejor la combinación y dosificación de colector.

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral	= 1858 gr
Densidad de pulpa inicial	= 40 %
Densidad de pulpa final	= 35 %
Velocidad de acondicionamiento	= 1400 RPM
Velocidad de Flotación	= 1200 RPM
Granulometría (d_{80})	= < 90 μ m (170 Tyler)
pH de Flotación	= 7

TABLA 6.10. Recuperaciones de oro en el tiempo acumulado de Flotación, para las combinaciones de colectores de la tabla 5.8.

P #	COLECTOR Combinación	TIEMPO DE FLOTACION									
		T1=1.5'		T2=3'		T3=6'		T4=10'		T5=18'	
		%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.
1	Aerofloat 208	40.48	78.89	63.75	87.52	70.90	89.72	72.27	89.09	73.63	90.33
2	Aerofloat 208 Xantato 343	27.75	75.12	43.79	85.81	59.51	91.80	61.91	92.53	64.40	93.41
3	Aero 31 Xantato 343	49.82	70.04	66.14	91.90	66.98	92.10	69.13	93.17	70.06	94.46
4	Aero 400 Xantato 343	45.02	53.11	61.34	71.78	62.50	71.92	63.51	72.04	64.30	72.16
5	Aero 31 Aero 400	32.5	54.03	44.92	77.26	46.25	78.10	47.80	78.62	49.92	79.94
6	Aero 3477 Xantato 343	58.71	84.89	66.56	90.08	69.64	91.03	70.51	91.98	71.29	92.04
7	Aero 31 Aero 400 Xantato 343	55.07	70.02	75.77	90.62	77.51	91.82	78.33	93.23	80.05	95.02

TABLA 6.11. Recuperaciones de oro en el tiempo acumulado de Flotación, para la combinaciones de colectores: Aerofloat 208 y Xantato 343, variando sus dosificaciones.

P #	COLECTOR Combinación g/T	TIEMPO DE FLOTACION									
		T1=1.5'		T2=3'		T3=6'		T4=10'		T5=18'	
		%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.	%Peso Acm.	%Au Acm.
1	A.fl. 208 50 Xant.343 25	27.75	75.12	43.79	85.81	59.51	91.80	61.91	92.53	64.40	93.41
2	A.fl. 208 25 Xant.343 75	28.87	69.79	40.72	78.04	45.54	80.34	47.89	81.11	48.97	81.40
3	A.fl. 208 150 Xant.343 75	45.53	58.77	64.77	72.73	70.81	94.53	73.29	95.20	74.70	95.93



UNIVERSIDAD DE CUENCA

Gráfico 6.10 Recuperación de Oro Vs Tiempo de Flotación

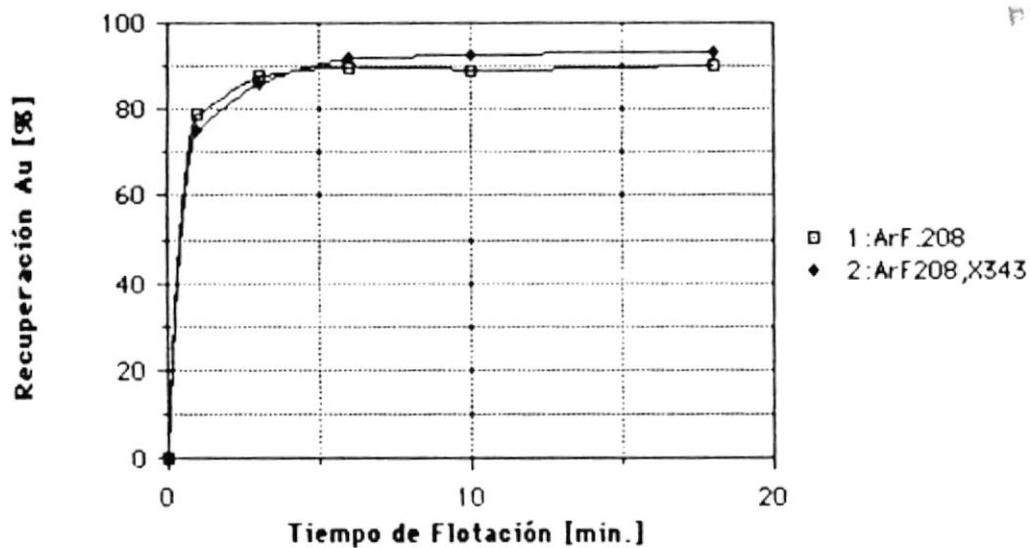


Gráfico 6.11 Recuperación de Oro Vs Tiempo de Flotación

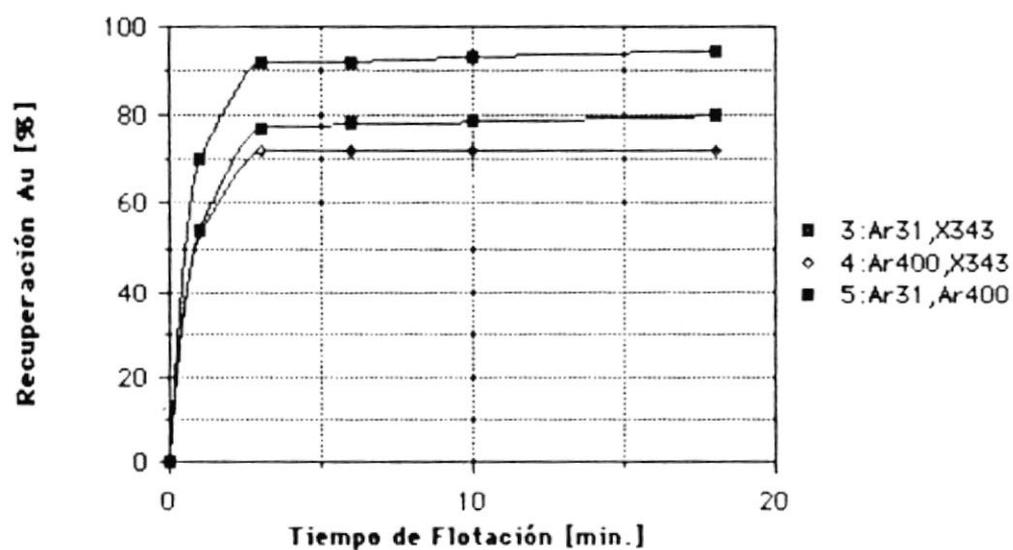


Gráfico 6.12 Recuperación de Oro Vs Tiempo de Flotación

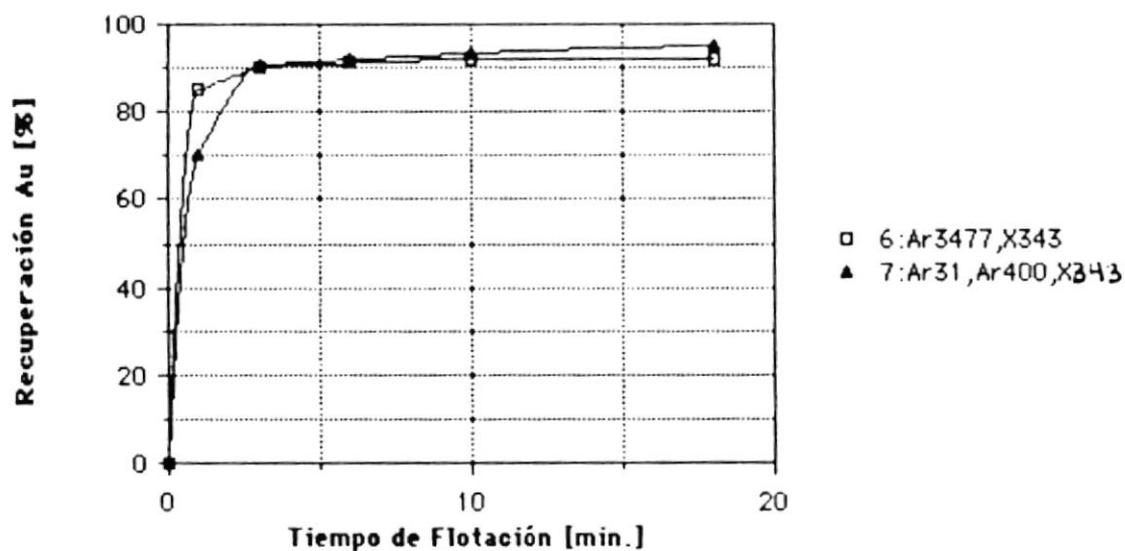
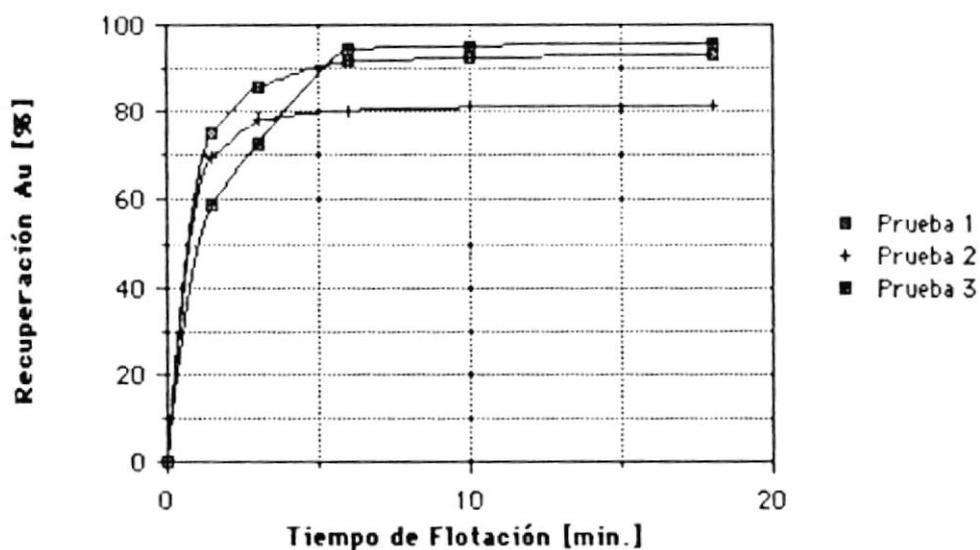


Gráfico 6.13 Recuperación de Oro Vs Tiempo de Flotación



Tiempo de acondicionamiento = 10 min.

Reactivos - Dosificación

Activador (SO_4Cu) = 500 gr/Tm

Espumante (Aerofroth 65) = 27.16 gr/Tm

Variable : Cantidad de Activador

Se realizaron tres pruebas manteniendo todas las variables constantes, excepto la dosis de sulfato de cobre. La primera se realizó con 500 gr/Tm, la segunda con 100 gr/Tm y la tercera con 50 gr/Tm. Los resultados se presentan en la tabla 6.12 y en el gráfico 6.14.

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral = 1858 gr
 Densidad de pulpa inicial = 40 %
 Densidad de pulpa final = 35 %
 Velocidad de acondicionamiento = 1400 RPM
 Velocidad de Flotación = 1200 RPM
 Granulometría (d_{80}) = < 90 μm (170 Tyler)
 pH de Flotación = 7
 Tiempo de acondicionamiento = 10 min.
 Tiempo de Flotación = 10 min.

Reactivos - Dosificación

Colectores:

- Aerofloat 208 = 50 gr/Tm

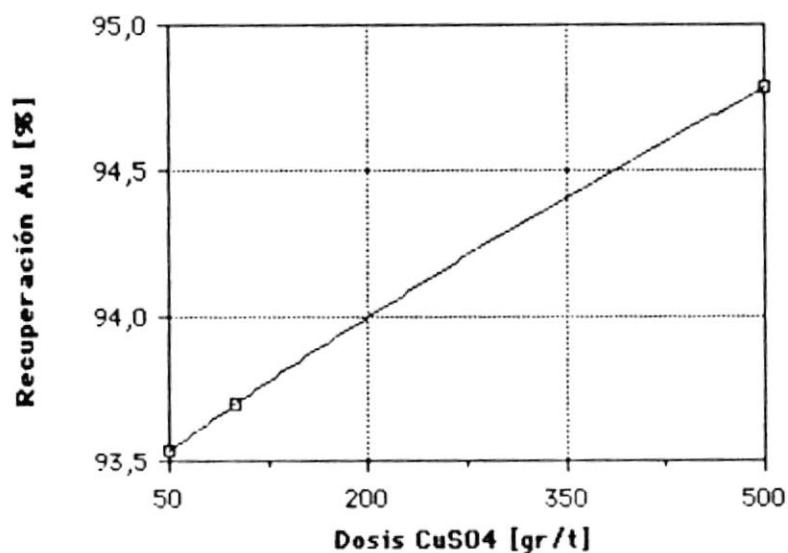
- Xantato 343 = 25 gr/Tm

Espumante (Aerofroth 65) = 27.16 gr/Tm

Tabla 6.12. Resultados de Flotación variando dosis de activador.

# P	DOSIS CuSO4 [g/T]	CABEZA Ley Au [g/T]	CONCENTRADO			COLA		
			% Peso	Ley Au [g/T]	% Dist. Au	% Peso	Ley Au [g/T]	% Dist. Au
1	50	54.70	71.65	71.40	93.54	28.35	12.45	6.46
2	100	54.60	72.26	70.80	93.70	27.74	12.40	6.30
3	500	52.80	71.55	70.02	94.78	28.45	9.51	5.12

Gráfico 6.14 Recuperación de Oro vs. Dosificación de Activador



Variando : pH de Flotación.

Se recomienda llevar la flotación a un pH 7, que en el caso de nuestro material es el pH natural. En la tabla 6.13 y el gráfico 6.15, se presentan los resultados de las pruebas en que el pH de flotación fue de 4, 7 y 10 respectivamente.

Condiciones de Trabajo

Cantidad de mineral	= 1858 gr
Densidad de pulpa inicial	= 40 %
Densidad de pulpa final	= 35 %
Velocidad de acondicionamiento	= 1400 RPM
Velocidad de Flotación	= 1200 RPM
Granulometría (d_{80})	= < 90 μ m (170 Tyler)
Tiempo de acondicionamiento	= 10 min.
Tiempo de Flotación	= 10 min.

Reactivos - Dosificación

Colectores:

- Aerofloat 208	= 50 gr/Tm
- Xantato 343	= 25 gr/Tm
Activador (CuSO_4)	= 500 gr/Tm
Espumante (Aerofroth 65)	= 27.16 gr/Tm

6.6.2 Pruebas de Flotación selectiva de sulfuros, en celdas de laboratorio.

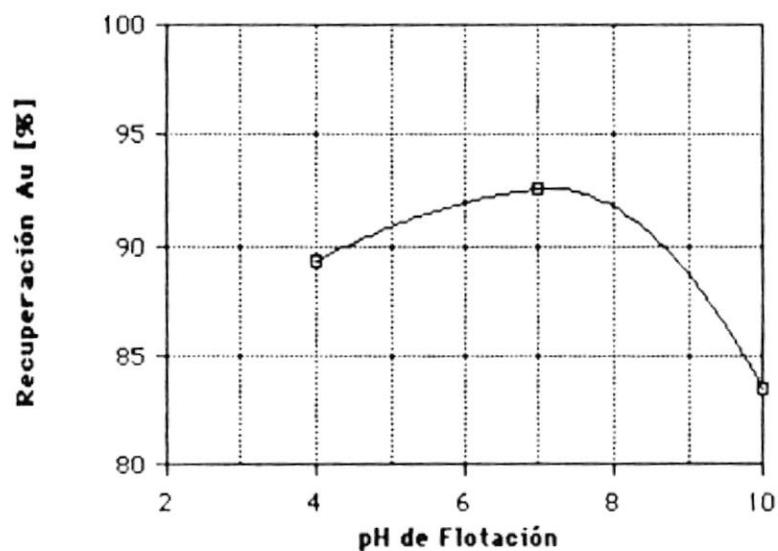
La forma más efectiva de lograr alto rendimiento en el proceso, es flotando el mineral en una etapa primaria o de desbaste, que para el presente trabajo, consistió en la flotación colectiva de sulfuros. En esta fase se analizaron los parámetros óptimos para el mayor número de variables posible.

El concentrado de la flotación primaria, conformado casi

Tabla 6.13. Resultados variando pH de Flotación.

# P	pH Flot.	CABEZA LEY [g/T]	CONCENTRADO			COLA		
			% Peso	Ley Au [g/T]	% Dist. Au	% Peso	Ley Au [g/T]	% Dist. Au
1	4	48.30	72.84	59.23	89.33	27.16	18.98	10.67
2	7	42.86	61.91	64.05	92.53	38.09	8.41	7.47
3	10	44.00	70.87	51.80	83.44	29.13	25.00	16.56

Gráfico 6.15 Recuperación de Oro Vs pH



exclusivamente por sulfuros y oro libre, se trató mediante una flotación selectiva, donde el objetivo principal fue el de separar unos sulfuros de otros y analizar en qué grupo se obtenía mayor recuperación de oro. En la figura 6.11 se muestra el diagrama de flujo del presente trabajo.

De los análisis mineralógicos se sabe que la mayor parte del oro está asociado con pirita y pirrotita; por lo tanto, deben tomarse en cuenta muy especialmente los resultados de la flotación diferencial de estos minerales. Los resultados de las pruebas se presentan en las tablas 6.14, 6.15 y 6.16, y en los gráficos 6.16 y 6.17.

Procedimiento

a) Flotación de desbaste: Flotación colectiva de sulfuros.- Se realizan dos flotaciones colectivas con el fin de utilizar ambos concentrados en la flotación diferencial subsecuente. Con los concentrados, en una celda más grande de flotación, se conserva la densidad de pulpa del 35% para la primera flotación selectiva, luego se cambia a una celda más pequeña, de tal forma que siempre el porcentaje de sólidos por peso sea el mismo. En esta etapa primaria, se emplean las condiciones de trabajo en sus parámetros óptimos ya conocidos.

b) Flotación selectiva de Sulfuro de Plomo.

- Se añaden a la pulpa (de 35% de sólidos por peso), 400gr/Tm de Cianuro de sodio y 1250 gr/Tm de sulfato de zinc. Se ajusta el pH a 8 y se acondiciona por 5 minutos a 1400 RPM.
- Se agregan 20 gr/Tm de Xantato 343 y se acondiciona por 5 minutos.
- Se adicionan 27.16 gr/Tm de Aerofroth 65 y se flota durante 10 minutos a 1200 RPM.

Ensayo de Flotación selectiva.

Control de mallas de molienda

Tabla 6.14

MALLA TYLER	ABERTURA μm	PESO RETENIDO [g]	% RETENIDO Parcial	% PASANTE Acumulado
100	150	1.0	0.67	99.33
150	106	8.5	5.67	93.67
200	74	62.6	41.73	34.62
-200	74	77.9	51.93	-
TOTAL	-	150.0	100.00	-

Condiciones:

Tabla 6.15

ETAPA	REACTIVOS [g/T]						TIEMPO [min.]		pH
	Ar.Flt.208	Xant.343	CuSO ₄	NaCN	ZnSO ₄	Ar.Frth.65	Acond.	Flot.	
<u>Flot. colectiva de sulfuros.</u>	50	25	500	-	-	27.16	10	10	7
Productos: Concentrado de desbaste (sulfuros); Residuos: ganga (Cuarzo)									
<u>Flot. selectiva sulfuro Pb</u>	-	20	-	400	1250	27.16	10	10	8
Productos: Concentrado 1 (sulfuro de Pb); Residuos: Sulfuros Zn, Cu, Fe									
<u>Flot. selectiva sulfuro Zn(Cu)</u>	-	10	500	-	-	27.16	10	20	11
Productos: Concentrado 2 (Sulfuro Zn, Cu); Residuos: Sulfuro Fe									

Factores invariables en las pruebas (Flo. primaria y Flot. selectivas):

RPM. máquina - Acondicionamiento=	1400
RPM. máquina - Flotación =	1200
Densidad de pulpa [%]	= 35

Tabla 6.16. Balance Metalúrgico

INDICADO	PESO [gr]	% PESO	LEY [gr/T]		CONTENIDO FINO		% DISTRIBUCION		RAZON CONCTR.
			Ley Au	Ley Ag	Au [mg]	Ag[mg]	Au	Ag	
Cabeza(Calc)	3600	100.00	54.64	48.63	196.71	175.07	100.00	100.00	-
Resd.desbast	1627.2	45.20	9.62	23.78	15.66	38.69	7.96	22.10	2.21
Con.desb.(Cal)	1972.8	54.80	91.77	69.13	181.05	136.38	92.04	77.90	1.82
Con.1(Sl. Pb)	76.3	2.12	215.91	165.31	16.47	12.62	8.37	7.20	47.18
Con.2 (Zn,Cu)	898.0	24.94	96.75	72.98	86.88	65.54	44.17	37.44	4.01
Resd.2(Sl.Fe)	998.5	27.74	77.82	58.31	77.70	58.22	39.50	33.26	3.61

Gráfico 6.16 Recuperación en Flotación Selectiva de Sulfuros

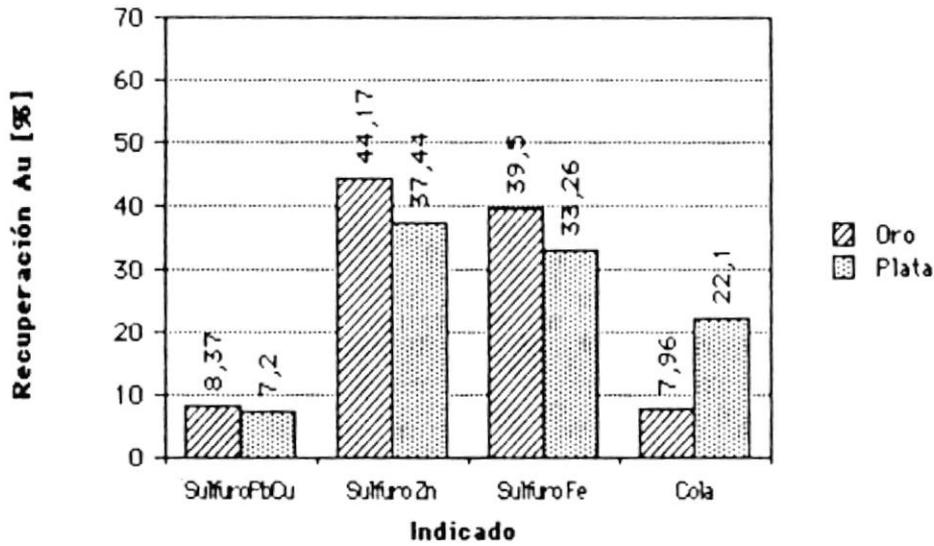
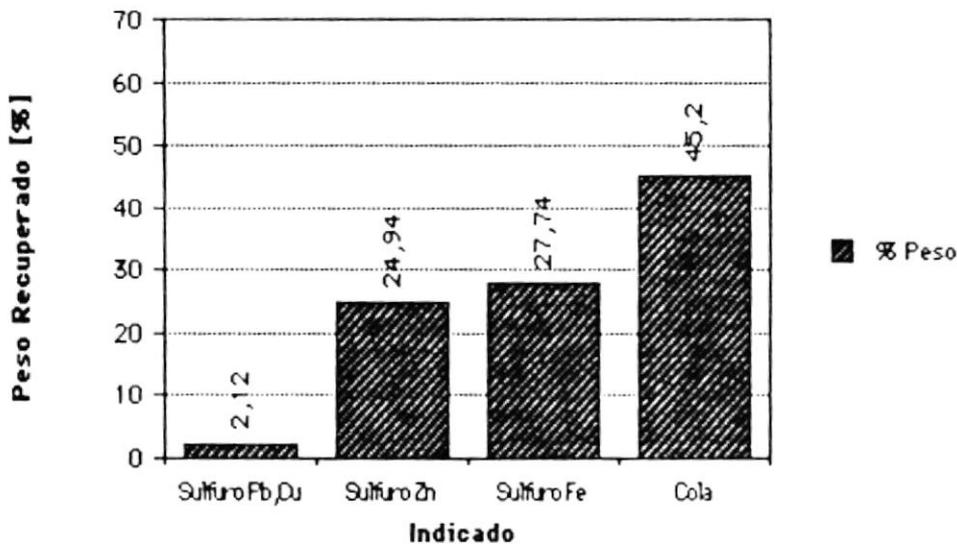


Gráfico 6.17 Peso Recuperado por Fracción en Flotación Selectiva



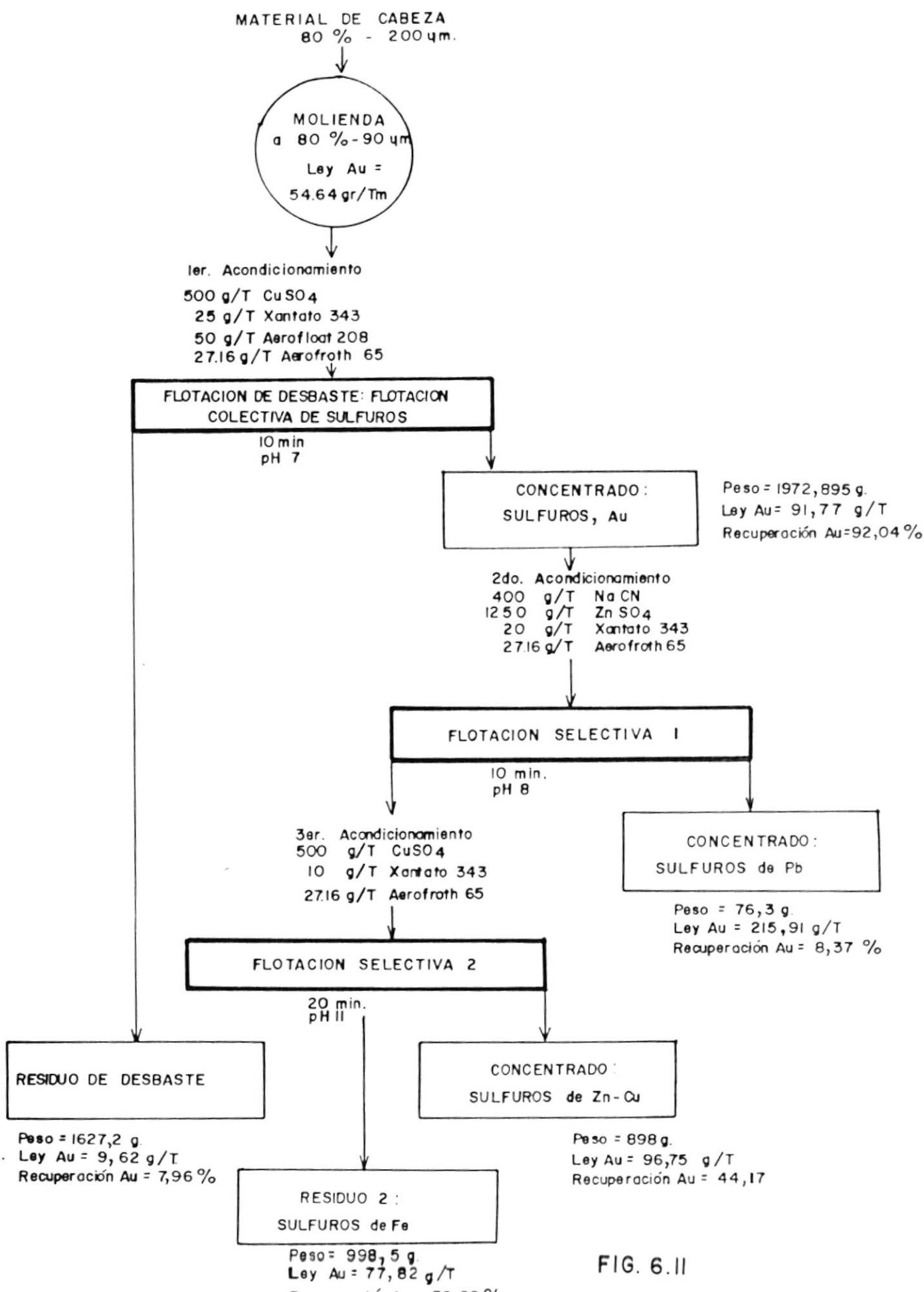


FIG. 6.11

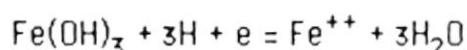
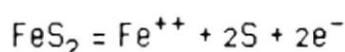
c) Flotación selectiva de Sulfuro de Zinc y sulfuros de cobre.

- Se añade a la pulpa (35% sólidos por peso), 500 gr/Tm de sulfato de cobre, se ajusta el pH a 11 y se acondiciona 5 min.
- Se agregan 10 gr/Tm de Xantato 343 y se acondiciona 5 min.
- Se adicionan 26.17 gr/Tm de Aerofroth 65 y se flota durante 20 minutos a 1200 RPM.

6.6.3 Análisis de las reacciones.

a) En la flotación de sulfuros de plomo

- Al agregar 400 gr/Tm de NaCN, la pirita se deprime puesto que ocurre la siguiente reacción:

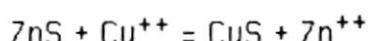


El $\text{Fe}_4 [\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$ se adsorbe en lugar del dixantógeno sobre la superficie de la pirita, por tanto no permite que esta se hidrofobice y flote.

- El ZnSO_4 , previene la activación del sulfuro de zinc con iones Pb^{++} .
- Los sulfuros de plomo no se deprimen con cianuro, es decir, solo éstos podrán flotar con tales reactivos y a pH 8.

b) En la flotación de sulfuros de zinc y cobre.

- El CuSO_4 activa los sulfuros de zinc a través de la siguiente reacción:



El CuS es más estable que el ZnS; la sal metal-colector que forme con el xantato será entonces menos soluble que si se tuviera ZnS en la superficie del mineral.

- La pirita queda como residuo de la flotación porque a pH 11 ésta no flota.

6.6.4 Conclusiones

a) A pesar de que con el material de granulometría 80% pasante $106 \mu\text{m}$ se recupera el 91.54% del oro, se escoge como tamaño óptimo a 80% - $90 \mu\text{m}$. Esto se debe a que, en el primer caso, el peso del concentrado representó el 57.94% del peso total, y en el segundo, el 47.89%. Aunque la recuperación de oro es menor, la razón de concentración hace que la granulometría 80% - 90 Mesh, sea catalogada como la más eficiente.

b) El tiempo de acondicionamiento adecuado es de 10 minutos; con tiempos mayores, decae la recuperación de oro y aumenta el peso del concentrado.

c) La mejor combinación de colectores está representada por el Xantato 343 y el Aerofloat 208, con 25 y 50 gramos por tonelada, respectivamente. Esta selección se realiza comparando las recuperaciones de oro a los 10 minutos de flotación (tiempo de equilibrio), así como también, la relación de recuperación vs tiempo de flotación (taza). Aunque la mayoría de las variaciones de colector presentan tazas

similares, la combinación Xantato 343 y Aerofloat 208 tiene de las más altas.

d) Prácticamente en todas las pruebas realizadas variando combinación de colectores, se alcanzó la recuperación de equilibrio a los 18 minutos de flotación. Debido a que las diferencias de contenido de oro entre los 10 y 18 minutos se presentan insignificantes, se eligió el tiempo de 10 minutos como de equilibrio. Sería inútil y costoso mantener en funcionamiento la celda durante un período mayor que el necesario.

e) No existe una marcada diferencia entre las recuperaciones de oro obtenidas variando dosificación de activador; sin embargo, se escogió como cantidad óptima a 500gr/Tm de CuSO_4 ya que presentó ligeros aumentos en la recuperación y cierta disminución en el peso del concentrado.

f) Con pH 7 se alcanzaron las mejores recuperaciones. Esto constituye una ventaja, ya que es el pH natural de la mena y por tanto implica ahorro en reactivos reguladores de pH.

g) De los análisis químicos, se sabe que la mena no tiene grandes cantidades de plomo (0.03%). Observando los datos de la tabla 6.16, se puede entonces deducir que han flotado otros minerales junto con los sulfuros de plomo, tal vez algo de ganga, y cierta cantidad de oro libre, pues las leyes son muy altas.

h) Como no se detectó oro junto a sulfuros de zinc y además, éste se encuentra en baja proporción en la mena (0.25%), se pueden proponer muchas teorías que expliquen el gran porcentaje de oro (44.17%) en su concentrado, y la cantidad de peso flotado. Es posible que el CuSO_4 activara partículas de oro libre. No se utilizó depresor de ganga, por lo que también pudo flotar cierta cantidad de cuarzo. Otros sulfuros, como

calcopirita, posiblemente activados por sulfato de cobre, flotaron a pH 11.

i) Teóricamente en el residuo de la segunda flotación diferencial, se debía esperar la mayor concentración de oro. A pesar de que en éste la ley es 1.42 veces mayor que la de cabeza, el porcentaje de oro recuperado es de 39.50%. Se cree que tal vez utilizando desde el principio un buen depresor de ganga, menor cantidad de material habría quedado como residuo de la segunda flotación selectiva, y la ley habría aumentado.

j) En la flotación colectiva de sulfuros, se llegó a obtener hasta el 92.53% de recuperación de oro, concentrándose un peso de 54.80% del peso total. Esto puede considerarse como una buena recuperación.

La mena posee demasiados sulfuros (40% de su peso), que con la buena activación conseguida a través del sulfato de cobre, flotan casi en su totalidad; sin embargo, también flota cierta cantidad de ganga. Esto puede deberse a que no se probó ningún depresor de la misma, como por ejemplo silicato de sodio.

k) La flotación diferencial, en la forma que se realizó, no presenta mayores beneficios para el proceso. Lograr la separación selectiva es una tarea complicada para el material en estudio. En general, se puede decir que ésta no es necesaria porque la ley del concentrado de desbaste es suficientemente buena como para vender directamente el concentrado o tratarlo mediante cualquier otro proceso metalúrgico.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- a) Del estudio microscópico se determina que el 70% del volumen de la mena, está representado por ganga, la misma que consiste principalmente de cuarzo. El resto está constituido por sulfuros, en los que la pirita es el mineral más abundante (14%), seguido por la pirrotita (11%).
- b) Se distinguieron partículas de oro libre, así como de oro encapsulado y en los bordes de pirita y pirrotita. También se observó oro de tamaño muy pequeño (25 a 50 μm), dentro del cuarzo.
- c) La ley promedio de oro de los relaves fluctuó entre 32.35 gr/Tm (pruebas de mesa y amalgamación) y 54.64 gr/Tm (pruebas de flotación).
- d) El 51.54% del oro es pasante malla 200, y el 88.95% es pasante malla 100, lo que convierte a la mena en naturalmente favorable a la flotación.
- e) La densidad del material de cabeza es de 3.38 gr/cm^3 , y la del concentrado es de 4.47 gr/cm^3 .
- f) La distribución granulométrica del relave está definida por la siguiente ecuación: $Y = (x/260)^{1.03}$.
- g) El índice de trabajo del material es de 20.27 KW.h/T.corta, ó, 22.34 KW.h/Tm. Esto lo clasifica como un material duro, lo que puede deberse al alto contenido de cuarzo en la mena.
- h) El criterio de concentración es de 7.69, lo que significa que las posibilidades de lograr una buena separación por concentración gravimétrica, son excelentes.
- i) La mayor concentración en la mesa gravimétrica se obtiene tratando

el material tal como llega del molino (100% -10 Mesh). La recuperación que se alcanza en este rango de tamaño es del 86.37% con una razón de concentración de 1.92 : 1.

- j) Realizando una concentración en mesa vibratoria, en dos etapas (desbaste y limpieza), la recuperación total de oro es del 74.15%. Como se puede observar, disminuye la recuperación de oro con relación a la prueba únicamente de desbaste; sin embargo la razón de concentración se incrementa 1.5 veces con respecto a ésta.
- k) En un diseño de planta podría aconsejarse realizar una concentración gravimétrica primaria y luego una de limpieza de los mixtos. Así, se recuperaría el 74.15% del oro en el 34.96 % del peso. El material que queda como mixtos, pasaría a ser molido y concentrado por flotación; las colas serían tratadas por otro proceso, tal vez cianuración.
- l) El material posee un 6.52% de oro amalgamable; por lo tanto no se aconseja la amalgamación de los relaves como método eficiente de recuperación de oro.
- m) En las pruebas de flotación colectiva de sulfuros, la recuperación llegó a ser del 92.54%. Esto en general representa una buena concentración. Lo que no se considera muy satisfactorio, es la razón de concentración, que prácticamente es de 2:1.
- n) En las pruebas de flotación diferencial, donde se flotaron sucesivamente sulfuros de plomo, sulfuros de cobre y zinc, y sulfuros de hierro, no se logró una buena concentración de oro. Este se recuperó prácticamente en igual porcentaje en los concentrados de sulfuros de Zinc-Cobre y de sulfuros de hierro, por lo que se puede concluir que la flotación diferencial, en la forma en que se realizó, no presenta mayores beneficios para el proceso.
- o) Como recomendación podría proponerse que se realicen pruebas en plantas piloto y sobretodo se estudien los mejores parámetros para

lograr flotaciones diferenciales de oro, oro-pirita, oro-pirrotita.

- p) A continuación se recomienda un flujo metalúrgico basado en los resultados obtenidos en las pruebas.

FLUJO METALURGICO

En primer lugar se tratan los relaves que llegan directamente del molino, a través de la mesa vibratoria. Los mixtos de esta concentración de desbaste, son llevados a la operación de limpieza, en una segunda mesa. Concentrados de desbaste y limpieza se amalgaman.

A pesar de que el porcentaje de oro amalgamable apenas llega al 6.52%, se incluye este proceso en el flujo porque constituye un método barato, utilizable cuando las leyes son altas (como es el caso) y cuando no se cuenta con mucho presupuesto.

Las colas de las operaciones de desbaste y limpieza en mesa gravimétrica, pasan a otro proceso, que podría ser cianuración.

Los mixtos de la prueba de limpieza, junto con las colas de amalgamación, son molidos y clasificados de tal forma que la fracción pasante 106 μm sea tratada en un proceso de flotación colectiva de sulfuros.

Las colas de esta flotación de desbaste se desechan. Los concentrados son molidos y clasificados para que la fracción pasante 90 μm sea sometida a una flotación de limpieza. Las colas de esta flotación pueden ser tratadas por cianuración u otro proceso.

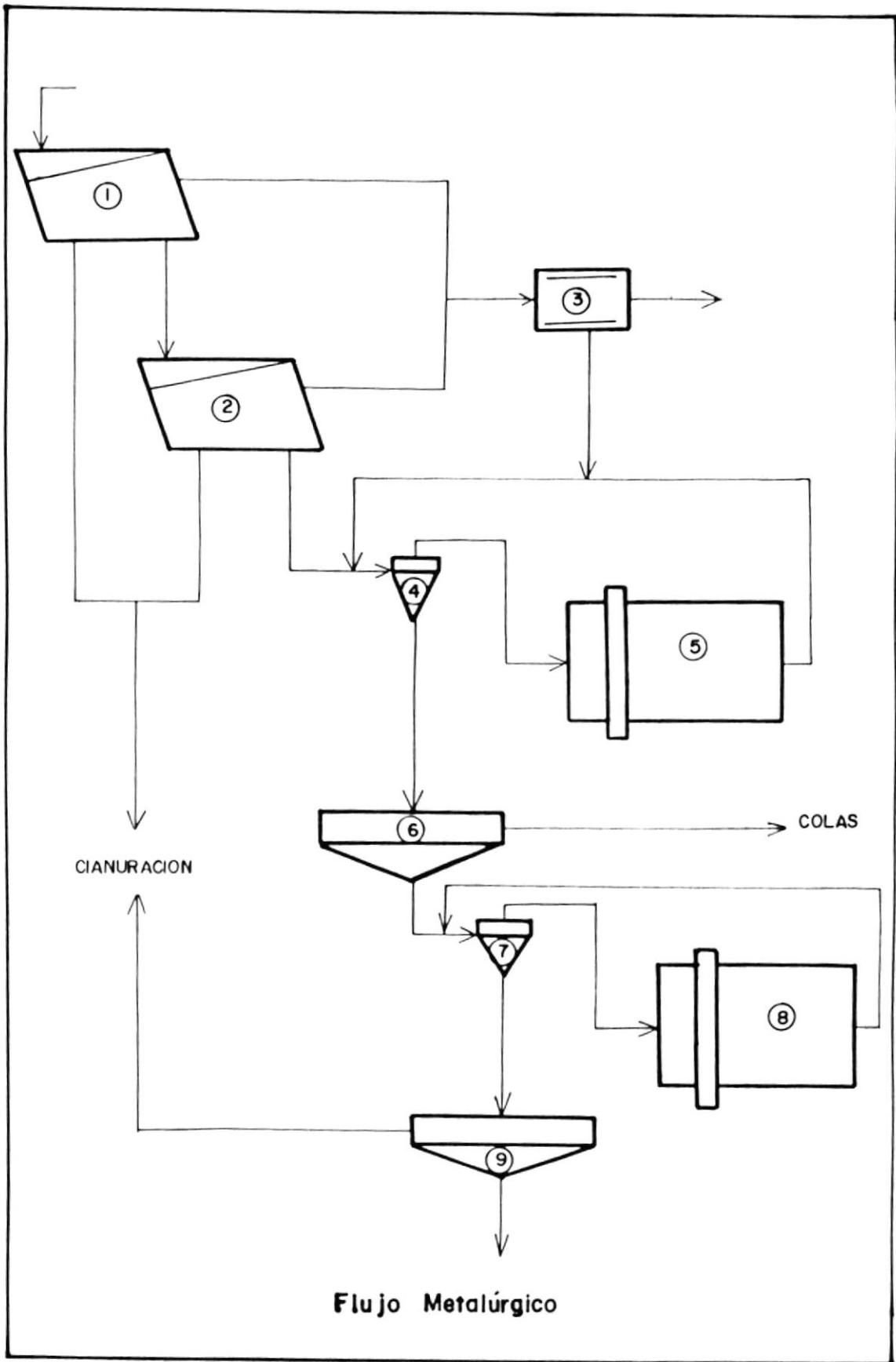
Se proponen varias alternativas para recuperar el oro del concentrado final de la flotación de limpieza, éstas son:

- Someterlo a cianuración directa
- Tostar y luego fundir los calcinados

- Realizar una tostación seguida por cianuración.

Para determinar el método más adecuado se deben realizar estudios mineralúrgicos que establezcan el comportamiento del material en tales procesos. También habría que realizar un análisis de costos.

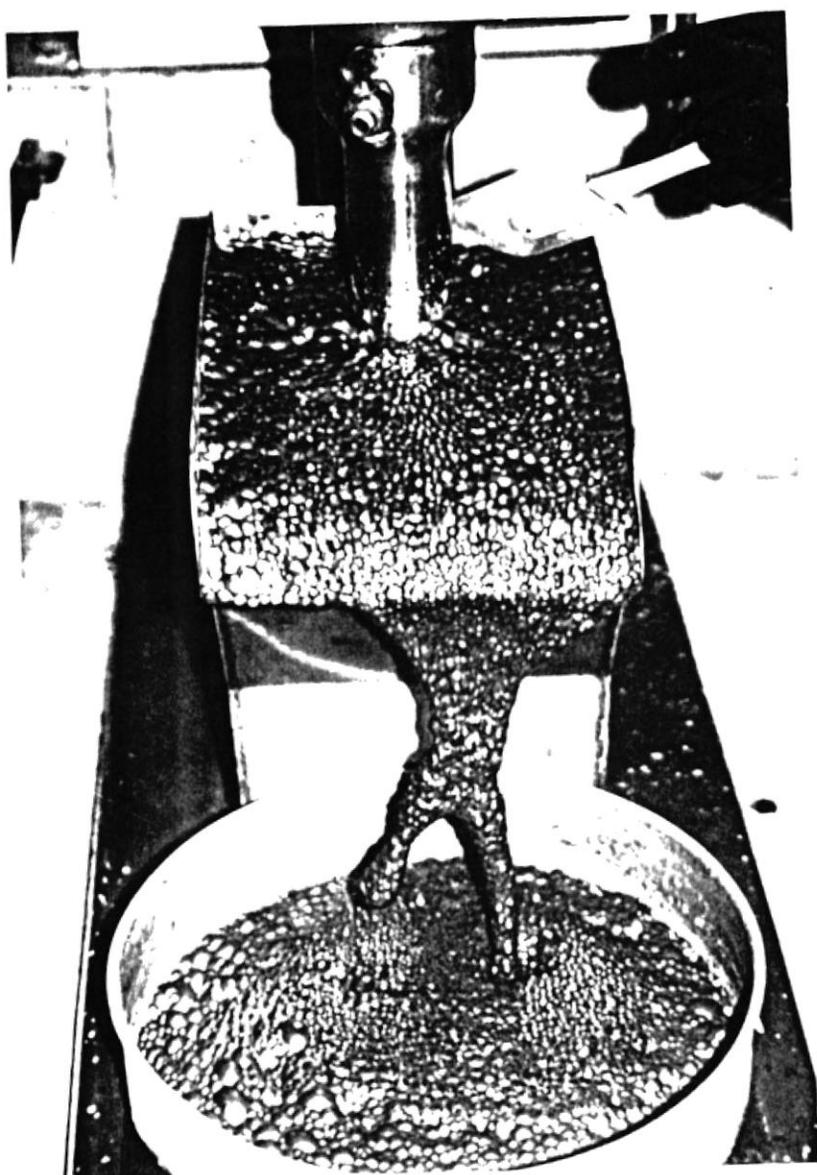
Otra alternativa posible es vender directamente los concentrados, pero en el Ecuador, más rentable resultará buscar el mejor procesamiento para la recuperación de oro de estos concentrados.



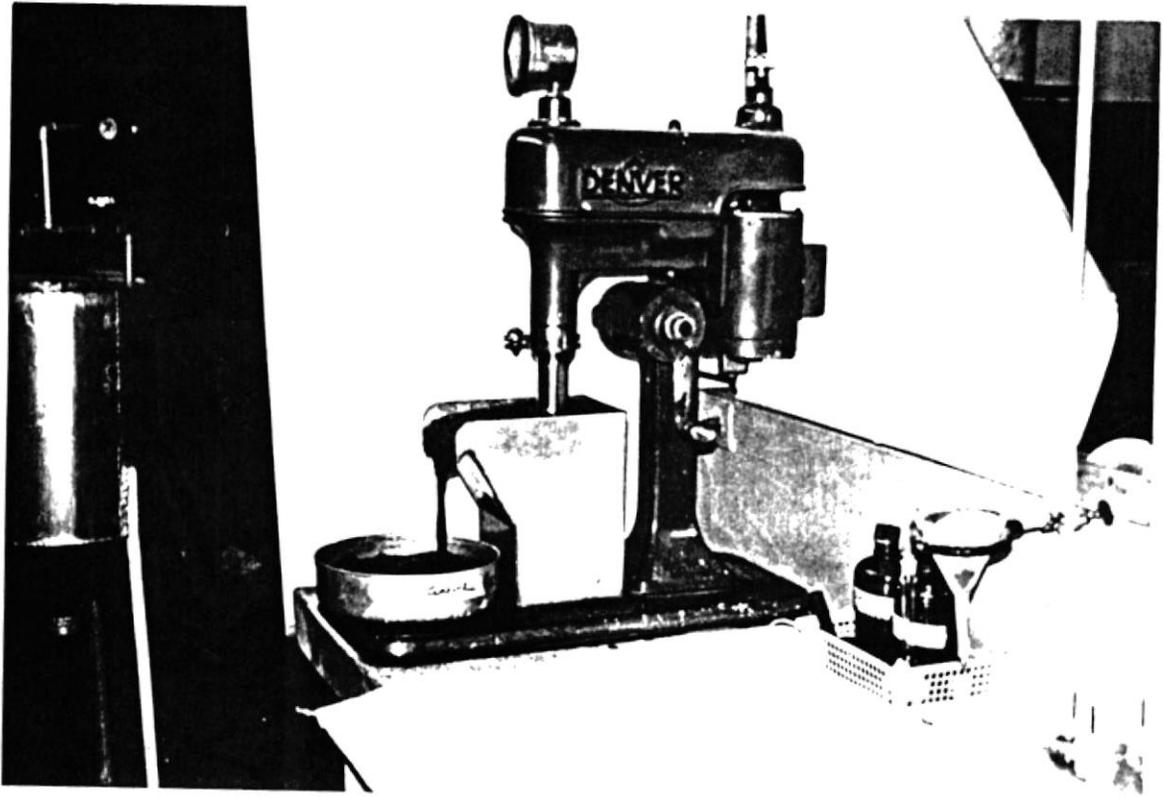
EXPLICACION DEL FLUJO METALURGICO

- 1)** Mesa vibratoria 1: Concentración de desbaste de los relaves tal como llegan de los molinos
- 2)** Mesa vibratoria 2: Concentración de limpieza de los mixtos de la primera mesa.
- 3)** Tambor de amalgamación: amalgamación de concentrados de desbaste y limpieza de la mesa.
- 4)** Hidrociclón: clasificación de la alimentación al molino y del producto de molienda.
- 5)** Molino de bolas: molienda de mixtos de mesa 2 y de colas de amalgamación.
- 6)** Celdas de flotación: flotación colectiva de sulfuros.
- 7)** Hidrociclón: Clasificación de la alimentación al molino y del producto de molienda.
- 8)** Molino de bolas: molienda de concentrados de flotación primaria.
- 9)** Celdas de flotación: flotación de limpieza de los sulfuros.

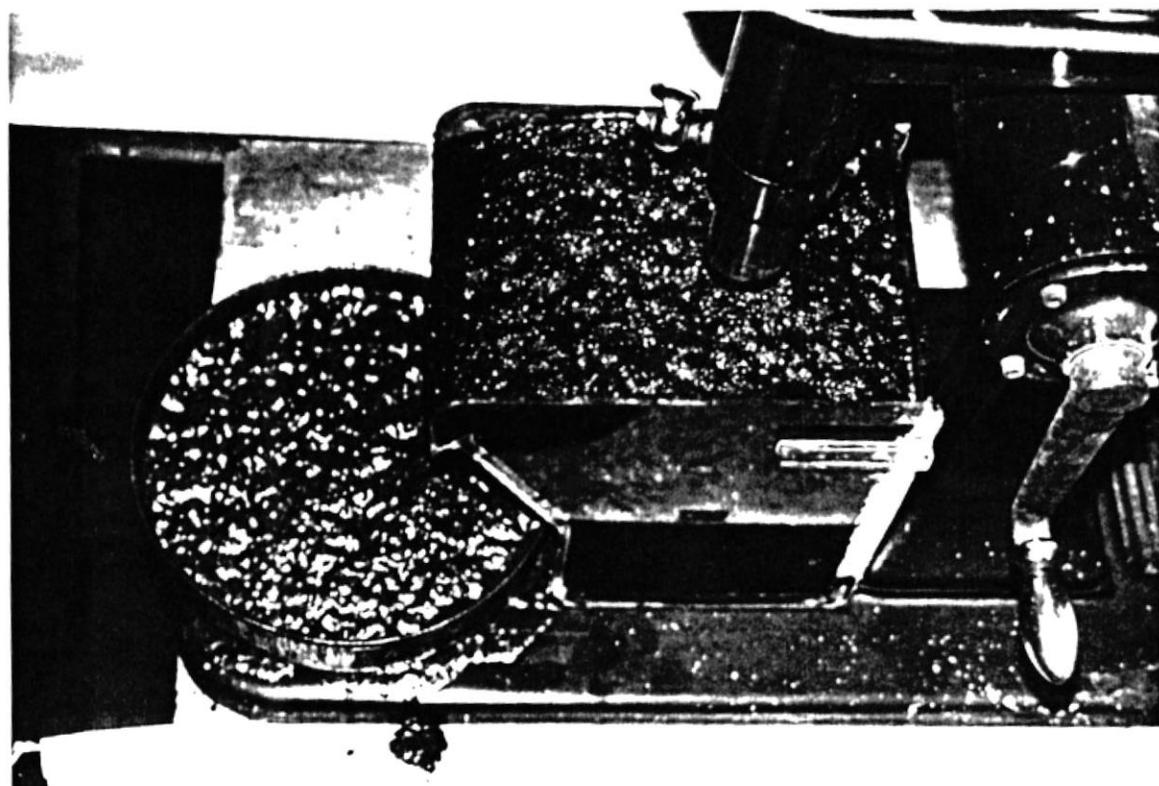
ANEXO
FLOTACION



Flotación colectiva de sulfuros. Se observa la espuma pequeña, cargada de minerales.



Vista de los reactivos y de la máquina de flotación, en pleno funcionamiento.



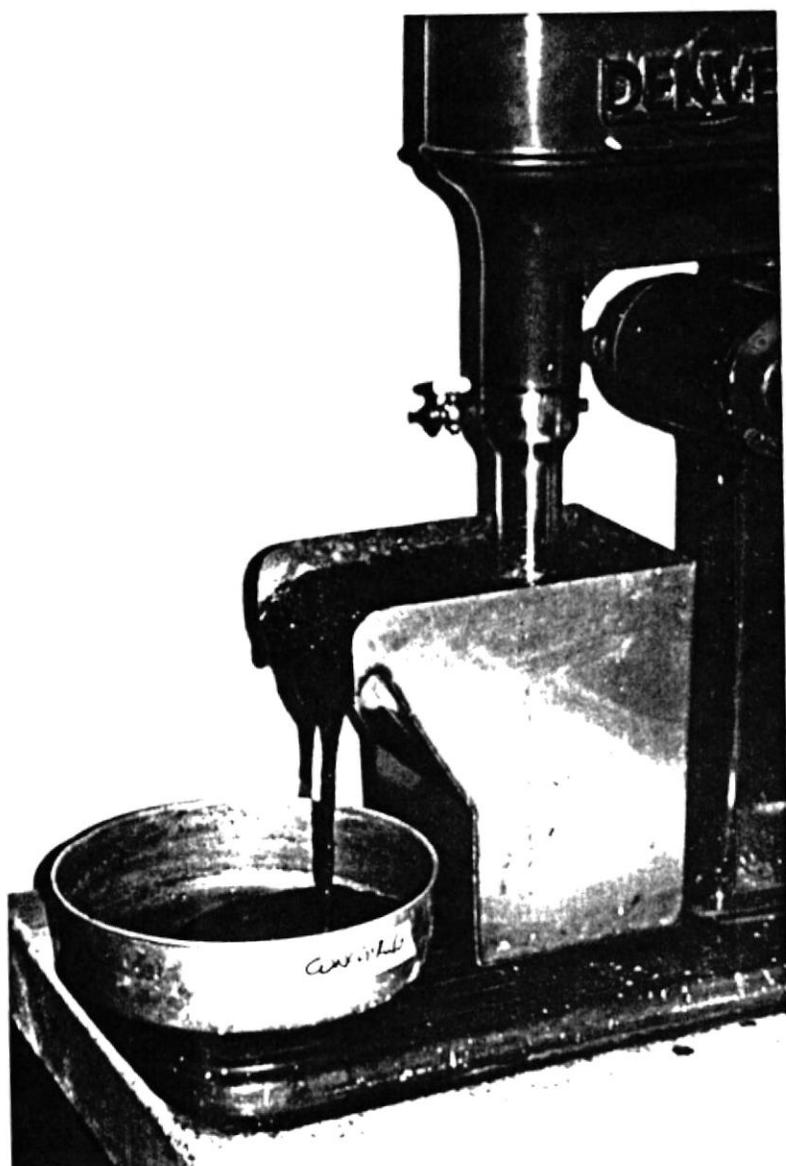
Primeros 3 minutos en flotación de desbaste



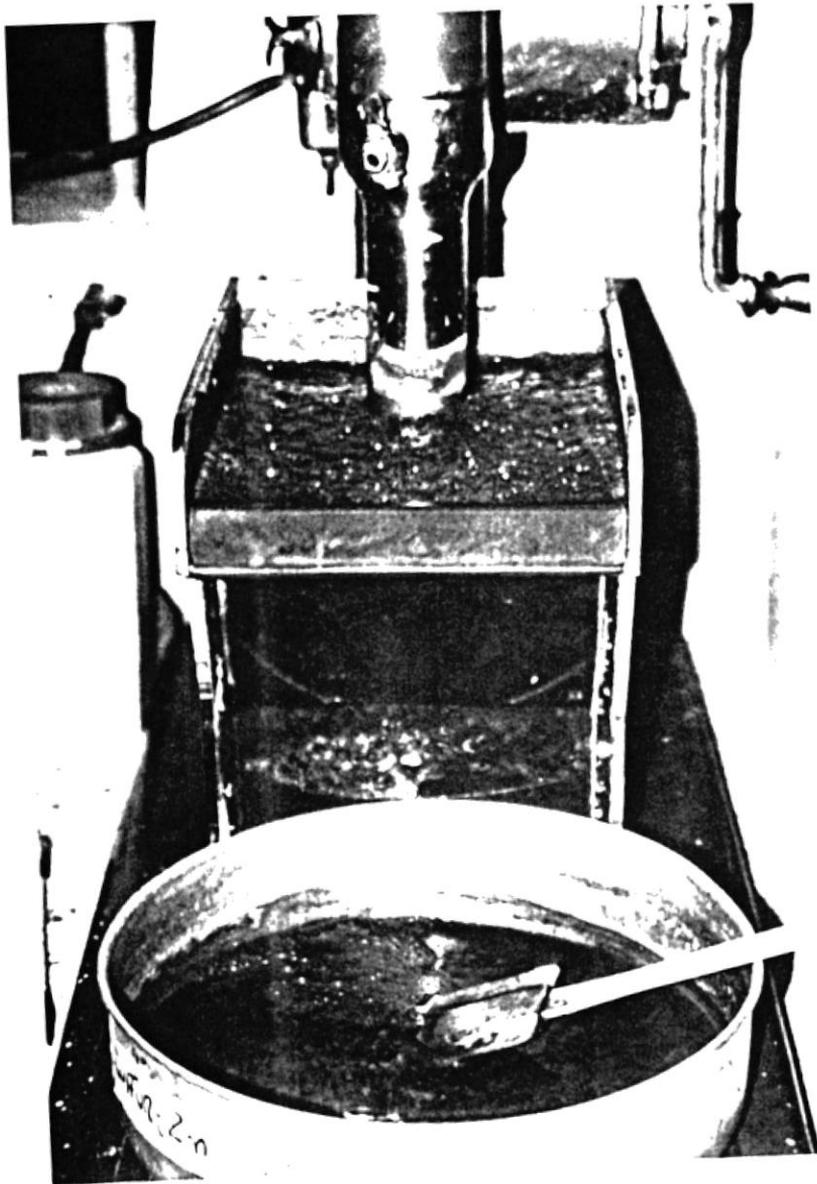
Concentrado de 3 minutos de flotación colectiva de sulfuros



Flotación colectiva de sulfuros, en que se emplea la combinación óptima de colectores: Xantato 343 y Aerofloat 200. El concentrado se somete posteriormente a flotaciones diferenciales sucesivas.



Flotación de los sulfuros de plomo y de oro libre. Como se puede observar es escaso el material que flota y la espuma se presenta débil.



Flotación de los sulfuros de Zinc y posiblemente de cobre.
La espuma es pequeña y poco estable



BIBLIOGRAFIA

1. Adams, Burley et al., *Manual de Productos Químicos para Minería*, American Cyanamid Company, 1986, pp. 68-79, pp. 80-89, pp. 108-111.
2. Aguayo, E. S. et al., *Informe sobre los Aspectos Técnicos y Económicos y otras Relacionados con las Labores Mineras de la Cooperativa "Bella Rica"*, Proyecto ICU-ESPOL, 1984, 13 p.
3. Amelunxen, R. L., *Curso de Procesamiento de Minerales*, Associated Mining Consultants Ltd., Quito, June 1991, pp. 6-33.
4. Brown, G. G., *Unit Operations*, John Wiley & Son, New York, 1960, pp. 95-96.
5. Burt, R. O., *Gravity Concentration Technology*, American Elseviers Science Publishing Company Inc., New York, 1984, pp. 22-24, pp. 111-112, pp. 288-312.
6. Cristovici, M. A., *Recovery of Gold from Old Tailing Ponds*, CIM Bulletin, November 1986, pp. 27-31.
7. Crozier, R. D., *Frother Function in Sulphide Flotation*, Mining Magazine, January 1980, pp. 26-35.
8. Deister, R. J., *How to Determine the Bond Work Index Using Lab Ball Mill Grindability Tests*, E&MJ, February 1987, pp. 42-45.
9. Dow Chemical Company, *Flotation Chemicals*, New York, 1970.
10. Ferrer, M. et al., *Curso de Plantas de Tratamiento de Minerales*, Vol. 2, Fundación Gómez-Pardo, Madrid, 1986, pp. 58-87.
11. Fuerstenau, Miller & Kuhn, *Chemistry of Flotation*, American

Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., Tennessee, 1985, pp. 1-15, pp. 45-52, pp. 74-90.

12. Gisler, H. J., *Factors Affecting Flotation*, DECO Trefoil, July-August 1951, pp. 7-18
13. Hurlbut, C. S. et al., *Manual de Mineralogía de Dana*, editorial Reverté, S.A., Barcelona, 1985, pp. 196-197, 233-235.
14. Klimpel, R. R., *Selection of Chemical Reagents for Flotation*, Mineral Processing Plant Design, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1980, pp. 907-912.
15. Lagrava, P. y Fernández, J., *Variables de la Amalgamación de Oro en Tambores (1ª parte)*, Reporte Metalúrgico N° 2, Enero-Marzo 1987, 13 p.
16. Maynard, D. E., *How to Amalgamate and Refine your Gold and Silver Concentrates*, D. M. Specialty Co., San Fernando, California, 1983, pp. 31-38.
17. Mills, C., *Process Design, Scale-up and Plant Design for Gravity Concentration*, Mineral Processing Plant Design, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1980, pp. 404-421.
18. Ministerio de Energía y Minas, *Desarrollo Minero en el Ecuador*, 1990, pp. 2-24.
19. Morales, R. G., *Estudio Mineralúrgico para la Extracción de Oro por Cianuración de los Relaves de Ponce Enríquez*, ESPOL, 1992, pp. 17-32, pp. 55-66.
20. Motz, J. C., *Crushing*, Mineral Processing Plant Design, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1980, pp. 203-237.
21. Piedra, F. J., *Bella Rica y su Mineralización Aurífera*, Minería

Ecuatoriana, INEMIN, Julio 1988, pp. 66-69.

22. Pimentel, C. D., *Estudio Mineralúrgico para la Recuperación de Estibina*, Yacimiento Loma Larga, ESPOL, 1990, pp. 44-50, pp. 123-124.
23. Prigogine, A., *Determination de la Teneur en Or Amalgamable*, Institut Royal Colonial Belge, Section des Sciences Techniques, 1950, pp. 3-12.
24. Sutulov, A., *Flotación de Minerales*, Universidad de Concepción, Instituto de Investigaciones Tecnológicas, Concepción, 1963, pp. 33-66, pp. 113-130.
25. Wills, B. A., *Gravity Concentration*, Mining Magazine, October 1984, pp. 325, pp. 331-332.