

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CRITERIOS APLICADOS EN
EL TRATAMIENTO DE
MINERALES AURIFEROS
ASOCIADOS CON SULFUROS

TRABAJO PARA OBTAR
EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA

RUBEN DARIO VILLANUEVA SALCEDO

LIMA - PERU - 1992

I N D I C E

	Pag
INTRODUCCION	01
I.- ASPECTOS GENERALES	04
1.1. Materia prima	04
1.1.1. Clasificación de las menas auríferas	04
1.1.2. Menas de oro asociadas con sulfuros	07
1.2. Geología	08
1.2.1. Ambiente de formación y tipos de yacimientos	08
1.3. Selectividad en el minado y control de finos	10
1.4. Caracterización mineralógica	12
II.- PREPARACION MECANICA	14
2.1. Circuito de trituración	14
2.2. Molienda y clasificación	17
2.2.1. Instalación de una celda unitaria en el circuito de molienda	24
2.2.2. Utilización de los jigs	25
III.- METODOS DE CONCENTRACION	27
3.1. Concentración gravimétrica	28
3.2. Concentración por flotación	30

	Pag
IV.- PLANTA DE LIXIVIACION	35
4.1. Circuito de remolienda	36
4.2. Lavado alcalino y/o pre-aireación	38
4.3. Flotación selectiva de los minerales cianicidas liberados	39
4.4. Sistemas de agitación	41
4.5. Separación de solidos-liquido	44
V.- RECUPERACION DEL ORO Y PLATA DISUELTOS EN SOLUCIONES DE CIANURO	48
BIBLIOGRAFIA	51

I N T R O D U C C I O N

El siguiente trabajo se ha elegido con la finalidad de transmitir las experiencias adquiridas durante varios años, en el tratamiento de minerales de oro, asociados con sulfuros.

En el primer punto se hace una revisión sucinta de las características de la materia prima, su ambiente de formación geológica y los tipos de yacimientos. Asimismo, se resalta la importancia de una caracterización mineralógica, como la selectividad en minado y el control de finos; para evitar pérdidas mecánicas.

En los subsiguientes acápite, se presenta los criterios aplicados en las diferentes etapas del tratamiento metalúrgico, tomando en consideración la aplicación tecnológica y de ingeniería en forma adecuada, que se refleja en una mejor productividad con el incremento de las eficiencias tanto metalúrgicas como económicas; con la maximización del consumo energético, reactivos, reducción de costos y paradas en el mantenimiento mecánico.

En la preparación mecánica se hace énfasis en el ahorro de energía, con la evaluación de las etapas de reducción y grado de molienda, de este modo se evita las pérdidas de valores por falta de liberación, sobremolienda y manipulación.

En los circuitos de concentración es necesario evaluar la elección de los equipos, su dimensionamiento; de este modo, se reduce los costos de operación, se mejora las recuperaciones y se favorece el menor requerimiento de recursos hídricos.

En el procesamiento de lixiviación con cianuro de los concentrados obtenidos cabe resaltar que el primer detalle es la interconexión de la Planta Concentradora con la Planta de Cianuración para alcanzar un equilibrio de soluciones, eliminar los reactivos de flotación y las sales solubles nocivas al proceso. Es conveniente en la remolienda efectuar la neutralización con soda cáustica, oxidando los sulfuros, ávidos de oxígeno.

Cuando se encuentran presentes minerales cianicidas se comprueba que es factible flotar selectivamente con la pulpa del rebose de los hidrociclones; concentrados comerciales con contenidos de oro, cobre, cinc, etc.

En el circuito de lixiviación por agitación mecánica una innovación es la inyección de oxígeno enriquecido mediante la instalación de los tubos spargers, lo cual permite aumentar la cinética de disolución de los metales nobles. También es importante evaluar el dimensionamiento apropiado de los tanques con sus respectivos mecanismos y velocidades.

En la separación de sólidos-líquido se resalta el método de decantación en contra corriente y la combinación de la adsorción con carbón activado en tanques agitadores.

Finalmente, en la recuperación del oro, plata y otros elementos disueltos en las soluciones de cianuro, se menciona los criterios para optimizar el proceso Merrill-Crowe y la complementación mediante las columnas de carbón activado para adsorber el oro que no fue precipitado con el cinc.

I.- ASPECTOS GENERALES

1.1. MATERIA PRIMA.

El oro es susceptible de existir en la corteza terrestre en diversos ambientes de formación, originados por procesos geológicos. Así tenemos la formación de yacimientos primarios unidos a filones hidrotermales, encontrándose el oro al estado nativo libre, asociado a otros minerales o formando compuestos de telurios, con una variable cantidad de plata.

Yacimientos secundarios o de origen sedimentario formados por los depósitos aluvionales o placeres auríferos, tanto actuales (arenas del cause de los ríos) como fósiles (matriz de los conglomerados) donde se acompaña de otros minerales pesados.

Como subproducto es común encontrarlo en depósitos de cobre porfiríticos, también, en yacimientos polimetálicos de cobre, plomo, cinc, junto a la pirita y arsenopirita principalmente.

1.1.1. Clasificación de las menas auríferas

Desde el punto de vista metalúrgico se ha clasificado la ocurrencia del oro en menas auríferas de la siguiente manera:

Oro libre en ganga silíceas (Placeres Aluvionales y Eluvionales).

Oro en minerales de sulfuros de fierro como: pirita, marcasita, arsenopirita, pirrotina, etc.

Menas de minerales con teluros de oro.

Oro asociado con los minerales de metales base, tales como: cobre, plomo, cinc.

Oro con ganga carbonácea y/o arcillosa.

En todos los tipos de menas el grado de diseminación, tamaño y asociación del oro varía sustancialmente. El oro debido a su débil reactividad química, hace que se encuentre en la naturaleza, generalmente, al estado metálico y/o bajo las formas mineralógicas poco numerosas (teluros, electrum).

Oro libre en ganga silíceas se encuentra en los depósitos aluviales y eluviales, constituidos por las arenas o conglomerados poco o nada consolidados.

El oro se presenta con un débil contenido aleado a la plata, cobre y en un menor grado con platino, iridio, paladio, bismuto, mercurio y otros, éstos son explotados únicamente por gravimetría.

Oro asociado con minerales de arsénico y antimonio se presenta en estos minerales muy finamente diseminados en los sulfuros, mostrando una refractoriedad a la cianu-

ración directa, por lo cual, es necesario eliminar o llevar a la pasividad al arsénico y/o antimonio antes o durante la lixiviación.

El oro en forma de telurios, se encuentra formando los depósitos vetiformes, generalmente, telurios de oro y plata a menudo acompañado de oro nativo y de oro diseminado en los sulfuros de fierro. Una secuencia de operaciones y procesos como la flotación-cianuración, oxidación-cianuración son necesarios para su tratamiento.

El oro nativo aparece también en gran cantidad de yacimientos de minerales metálicos sulfurados, tales como, cobre, plomo, cinc, especialmente, en menas de yacimientos de cobre porfíriticos (gran minería de cobre), en un amplio rango de diseminación. El oro es habitualmente recuperado como subproducto en el procesamiento de los concentrados de estos metales base. Incluso los relaves de flotación cuando contienen todavía oro pueden ser lixiviados.

Yacimientos con minerales con ganga carbonácea pueden presentarse como grafito, restos orgánicos, raíces, etc. Estos materiales pueden adsorber el oro disuelto, que se pierde entonces entre los residuos. Por lo cual es necesario un pre-tratamiento para eliminarlos como: flotación del carbón, oxidación del mineral, aplicación del proceso C.I.L., este último también es aplicable

cuando la ganga es arcillosa, por tener similar efecto nocivo.

1.1.2. Menas de oro asociadas con sulfuros.

El oro se encuentra incluido en diversas formas y dimensiones (geralmente finamente diseminado) en la piritita y en estado libre. También puede estar dentro de otros sulfuros, como la arsenopiritita, marcasita, pirotina a veces asociado con minerales de cobre como calcopiritita, sulfuros secundarios de cobre.

Estos yacimientos son vetiformes de origen hidrotermal y presentan tres zonas por el intemperismo.

Zona de óxidos, es la parte superior que debido a la lixiviación y oxidación de los sulfuros de fierro, el oro se encuentra libre asociado con los óxidos de fierro, en el cuarzo cavernoso y con ganga silícea. Su procesamiento es generalmente por cianuración directa; dependiendo de su contenido por agitación o lixiviación en montones.

Zona de enriquecimiento secundario, y donde los sulfuros de fierro están parcialmente oxidados y donde los elementos o sustancias disueltas en la parte superior se cementan. Generalmente, su tratamiento es difícil dependiendo de los compuestos existentes. Se aplica la

combinación de flotación-cianuración en sus diversas variantes.

Zona de sulfuros, en la cual los sulfuros de fierro se encuentran frescos, generalmente asociado al cuarzo, carbonatos. Su tratamiento puede ser por cianuración directa o flotación-cianuración; muchas veces muestra una refractoriedad a la cianuración por encontrarse el oro ocluido dentro de la matriz de los sulfuros finamente disperso. Por lo cual será necesario un pre-tratamiento por oxidación y/o al menos una remolienda fina. Otras veces es necesario una pre-aireación en medio alcalino con cal, para satisfacer la avidéz por el oxígeno de los sulfuros de fierro, especialmente si está presente la pirrotina antes de la cianuración.

1.2. GEOLOGIA

1.2.1. Ambiente de formación y tipos de yacimientos

El oro se encuentra en la corteza terrestre principalmente al estado metálico disperso en las rocas, siendo la formación de los yacimientos por los procesos geológicos. Su origen primario está unido a los típicos yacimientos hidrotermales vetiformes de cuarzo de elevada temperatura, ligados genéticamente a rocas eruptivas y rocas plutónicas. Guarda relación en primer lugar, con el cuarzo y los sulfuros de fierro (pirita, arsenopirita, pirrotina, calcopirita, tetraedrita) y en

menor frecuencia con la galena, esfalerita, y a veces formando teluros de oro y plata como: Calaverita (AuTe_2), Silvanita (AuAgTe_4), Krenerita ($\text{Au}_4\text{AgTe}_{10}$) y Petzita (Ag_3AuTe_2).

La mayoría de los depósitos hidrotermales están asociados al vulcanismo del terciario y los formados en rocas metamórficas precámbricas. Los primeros pueden formarse en rocas volcánicas o en antiguas rocas sedimentarias del paleozoico y mezozoico.

La mineralización se efectúa con la elevación de la temperatura de las soluciones a través de los sistemas de convección, seguida de cambios químicos del fluido y precipitación del mineral. Los cambios más sobresalientes son la ebullición de las soluciones hidrotermales, pérdida de elementos volátiles con incremento del pH, pérdida de aniones complejizantes con los gases y enfriamiento de los fluidos.

El oro parece ser precipitado a partir de los compuestos AuHS , $\text{Au}(\text{HS})_2$, AuCl_2 ; en el primero por acción de la reducción del carbono, en el segundo más por la disminución de presión (a temperaturas mayores de 250°) y por la disminución del pH, y temperatura. En el tercero además por ebullición, reacción con la pirita, arsenopirita, incremento del pH, disminución de la presión y temperatura.

Yacimientos epitermales, es aquello derivado de soluciones hidrotermales de relativa baja temperatura (80° a 300°C) formado a profundidades someras. Por lo general, este tipo de depósitos se hallan en áreas del vulcanismo de edad terciaria con edades absolutas del orden de 27 a 5 millones de años. Los epitermales auríferos ocupan el segundo lugar de importancia de producción, después de los yacimientos de edad arcaica-precámbrica. Los procesos mineralizantes se formaron entre uno a cinco millones de años después del cese del vulcanismo eruptivo.

1.3. SELECTIVIDAD EN EL MINADO Y CONTROL DE FINOS

Generalmente, las menas de minerales de oro asociados con sulfuros pertenecen a yacimientos vetiformes, que por efectos del intemperismo y lixiviación presentan diversas zonas como:

Zona de óxidos

Zona de mixtos

Zona de enriquecimiento secundario (cementación)

Zona de alteración

Zona de sulfuros primarios

Las cuales no siempre se encuentran estratificadas secuencialmente, por efectos del tectonismo, diferentes etapas de pulsaciones y/o otras características de

las rocas, que complican la interpretación geológica, dificultan la extracción selectiva del minado y es un factor determinante de la eficiencia del procesamiento metalúrgico.

Esto obliga a que se dé una estrecha coordinación que ayude en la toma de decisiones en cada área. Con este fin sugerimos algunos aspectos a tomarse en cuenta, en la extracción:

- a. De acuerdo a la caracterización metalúrgica de las menas auríferas, los minerales básicos que componen la mena define el esquema de procesamiento. Una vez diseñada la Planta para una materia prima definida, es factible su adaptación y ajuste a variaciones moderadas. No así para cambios de minerales diferentes y/o presencia de sustancias adversas al proceso, que requieren un esquema diferente para su tratamiento.
- b. Tomando en consideración la formación geológica del yacimiento, es necesario definir qué zonas son tratables en la Planta y en qué proporción en el mezclado. Para lo cual se debe efectuar pruebas metalúrgicas con las labores principales para su evaluación y definición respectiva.
- c. Definir la dilución en el arranque de las vetas, teniendo en consideración el contenido de valores en las cajas (alteraciones por piritización, caoli-

nización, etc.), determinar el cut off de este material de rescate, efectuando pruebas metalúrgicas standar con el proceso de tratamiento. Al evaluar económicamente no se debe considerar algunos gastos de minado, como el de exploración y preparación.

- d. Se aprecia que, los minerales de oro asociados con sulfuros de las zonas de alteración y partes extremas del cuerpo mineralizado por el enfriamiento rápido que han sufrido contienen el oro generalmente diseminado en tamaños submicroscópicos. Por ello a pesar de efectuar molienda fina 98% - 200 malla muestran una refractoriedad a la lixiviación.
- e. Otro factor a tomar en consideración son las posibles pérdidas de finos durante el minado y acarreo; especialmente, cuando contienen oro nativo libre, que por su alta gravedad específica se segregan y quedan en el piso. Se evita estas mermas por ejemplo colocando mantas.

1.4. CARACTERIZACION MINERALOGICA

La identificación de las especies minerales presentes en el mineral es el primer paso esencial. Nombrar las especies minerales constitutivas, usualmente, no es suficiente como guía en un diagrama de beneficio. Depende no solamente de la abundancia y naturaleza de los minerales; es necesario identificar los modos de ocurrencia tales

como la presencia de oro nativo, oro libre asociado y/o incluido en los sulfuros (pirita, arsenopirita, marcasita, sulfuros de cobre, cinc, etc), presencia de compuestos como telurios, electrum, describir sus texturas y asociaciones con otros minerales, medir los tamaños de liberación de los minerales, hacer concentrados, con respecto a los varios minerales asociados; identificación de minerales perjudiciales para el proceso de cianuración (cianicidas), materia carbonosa, cantidades excesivas de arcillas, etc.

El valor de estos estudios depende de la representatividad de las muestras, por lo cual debe prepararse efectuando el mezclado, reducción de tamaño y cuarteo, cuidadosamente a partir de una muestra representativa.

II.- P R E P A R A C I O N M E C A N I C A

2.1. CIRCUITO DE TRITURACION

Se presenta algunas consideraciones a tomarse en cuenta en la elección de equipos, dimensionamiento y aspectos operativos, que nos permitirá eliminar efectos nocivos en las subsiguientes etapas, tales como:

- a. Tolvas de almacenamiento (gruesos, finos, de paso) dimensionar el tamaño de acuerdo al tonelaje a tratar; la forma en el primer caso de acuerdo al terreno y los últimos de forma cilíndrica, con una capacidad mínima recomendable de tres días.
- b. La descarga de las tolvas debe ser equipada con alimentadores apropiados, que permiten una alimentación uniforme (constante) a las quebrantadoras, con lo cual se obtendrá una buena eficiencia, con un buen aprovechamiento energético.
- c. Un circuito cerrado de chacado garantiza, obtener un producto homogéneo en un rango de tamaño, al mismo tiempo ayuda a eliminar las astillas de madera, pedazos de metal, etc., que favorece una alimentación constante a la molienda evitando intermitencias que son causantes de bajas eficiencias y recuperaciones en las máquinas concentradoras y otras.

d. En lo posible es recomendable triturar los minerales en partículas de tamaño menor de 1/4", 3/8", y/o 1/2", puesto que la clasificación en el circuito de molienda (especialmente en el tratamiento de minerales auríferos) es necesaria efectuarla mediante los hidrociclones. Con lo cual se evita la acumulación de valores en el circuito.

También se asegura en la descarga de los molinos, tamaños de partículas que no interfieren en el bombeo, cicloneo, etc.

e. Las cribas vibratorias deben ser en lo posible de doble piso para evitar el desgaste del cedazo de menor luz. Dependiendo del caso puede complementarse con:

e.1. En el caso que el mineral sea seco y contenga finos, la generación de polvo es abundante produciendo polución y pérdidas mecánicas de valores. Por tanto, la instalación de un sistema de colector de polvos es necesaria. La cual consiste de un extractor y sus respectivos ciclones; con su ducha de agua; conduciéndose la pulpa al circuito de clasificación de la molienda.

e.2. Para el caso que existan finos con humedad (pegajosos) en el mineral, éstos tenderán a tapar las aberturas del cedazo, sobrecargando a la chancadora secundaria y a las fajas

transportadoras, por ende, bajando su rendimiento.

Para impedir interrupciones con minerales de este tipo los finos se separan por lavado antes de que alcancen la segunda etapa.

El lavado se efectúa en una criba vibratoria instalada entre las trituradoras primaria y secundaria, siendo la abertura de la criba la misma que corresponde al tamaño de descarga de la chancadora secundaria.

Fuertes chorros de agua lavan el mineral en tanto que se desliza por la criba.

El producto grueso ya limpio se envía a la tolva que alimenta a la trituradora secundaria.

El producto fino en pulpa es conducido para alimentar al clasificador del circuito de molienda.

f. La trituración se lleva a efecto en dos o más etapas, de acuerdo con el tamaño del mineral que se mina; el producto que se desea obtener; el tipo de material a triturar; la capacidad de tratamiento. Para un mineral de oro, recomendamos que se efectúe en tres etapas con un arranque en la mina de trozos grandes para disminuir la pérdida de finos y al mismo tiempo obtener una reducción de partículas todo menos de 3/8" y/o 1/4" inclusive.

Es fructífero hacer una evaluación de las características de operación de las máquinas, con sus

velocidades de trabajo, nivelación, alineamiento de fajas de transmisión, evaluación de la presencia de vibraciones, chequeo de los anclajes. Los ruidos y chirridos se deben al desgaste de algún elemento y/o una deficiente lubricación.

Un programa de lubricación y su cumplimiento real conducen a un tipo de vida mayor de los equipos y maquinarias, con ahorro de tiempo y costos de mantenimiento por paradas forzadas. Por tanto, en el plan de supervisión se debe subrayar este aspecto.

2.2. MOLIENDA Y CLASIFICACION

La reducción del tamaño de partículas por molienda mecánica es una importante operación en una Planta de Beneficio de Minerales, está asociada con un gran consumo de energía, elementos moledores (acero, como bolas, barras, forros) y tiene la finalidad de liberar minerales recuperables hasta un rango adecuado de tamaños.

Teóricamente la malla crítica de molienda deberá depender del tamaño de partículas más pequeñas del mineral en la mena.

Para que los minerales valiosos puedan ser concentrados, deben estar más o menos libres de la roca que originalmente los contenía y de otros minerales indeseables con los que estuvieron asociados; para

una separación ideal tendrían que quedar totalmente libres.

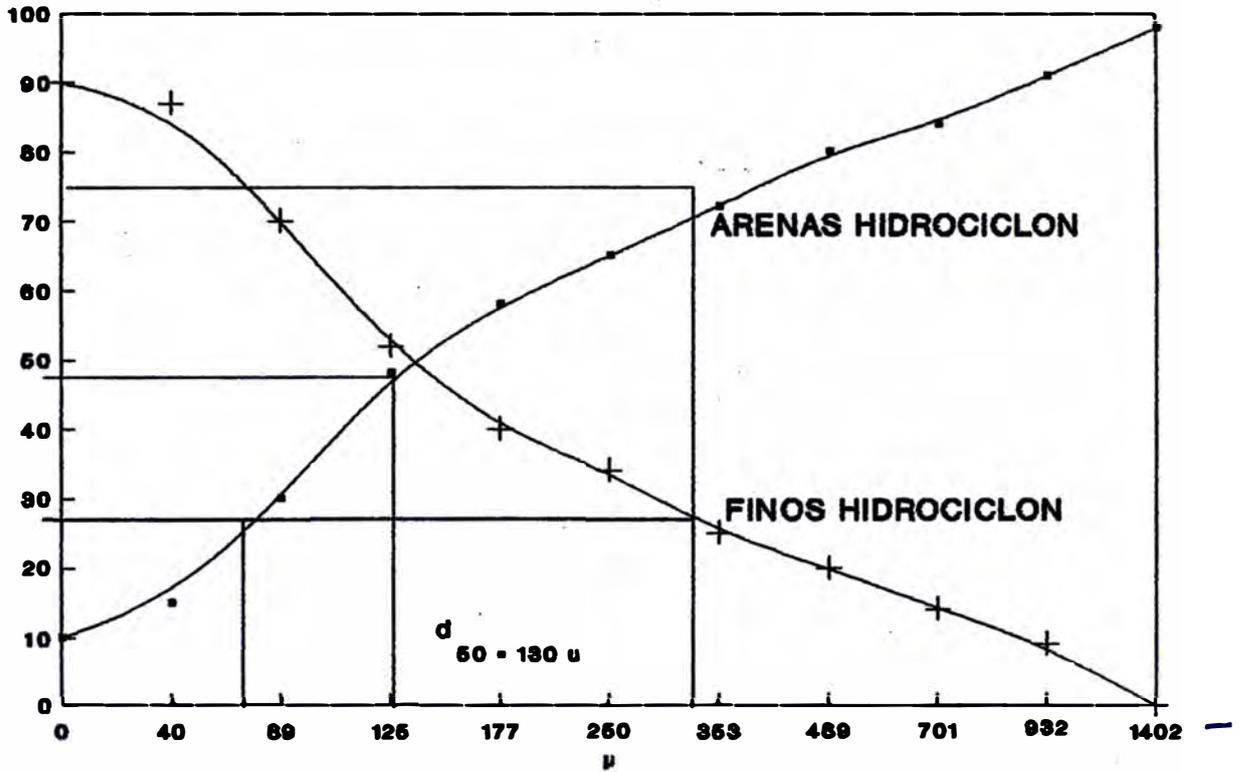
En la práctica a menudo no se logra; resultando antieconómico, debido al hecho de que la operación de molienda es más costosa que aquella que se efectúa en cualquier otra sección de la Planta. Por esta razón, el mineral raras veces se reduce al punto en que todos los minerales valiosos queden libres.

Los sulfuros asociados con los minerales de oro, generalmente tienen un peso específico más alto que la ganga, consecuentemente, rebosa de los equipos de clasificación, en un tamaño más pequeño que el tamaño que corresponden a las rocas acompañantes. Por esta razón la malla correcta de molienda puede ser gruesa y evitar se produzcan la sobremolienda, con la generación de gran cantidad de partículas más pequeñas que las necesarias. (Ver curva de moliendabilidad).

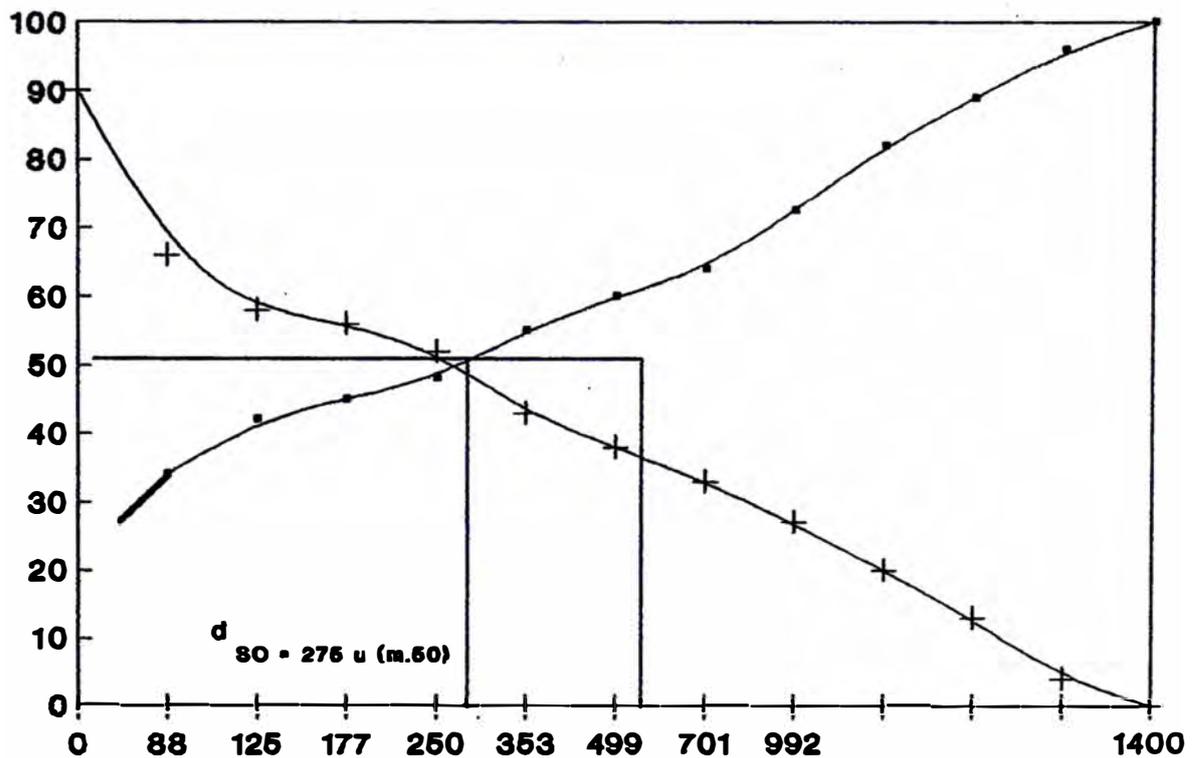
En el caso que se tendría que seleccionar un molino, se inclinaría por un molino con parrilla de descarga, por tener menos tendencia de remoler en exceso, porque su tiempo de retención de la pulpa es menor que uno de tipo de descarga por rebose.

También tiene otra ventaja, que su consumo de energía en Kw-Hr/Tms es menor en por lo menos 15%.

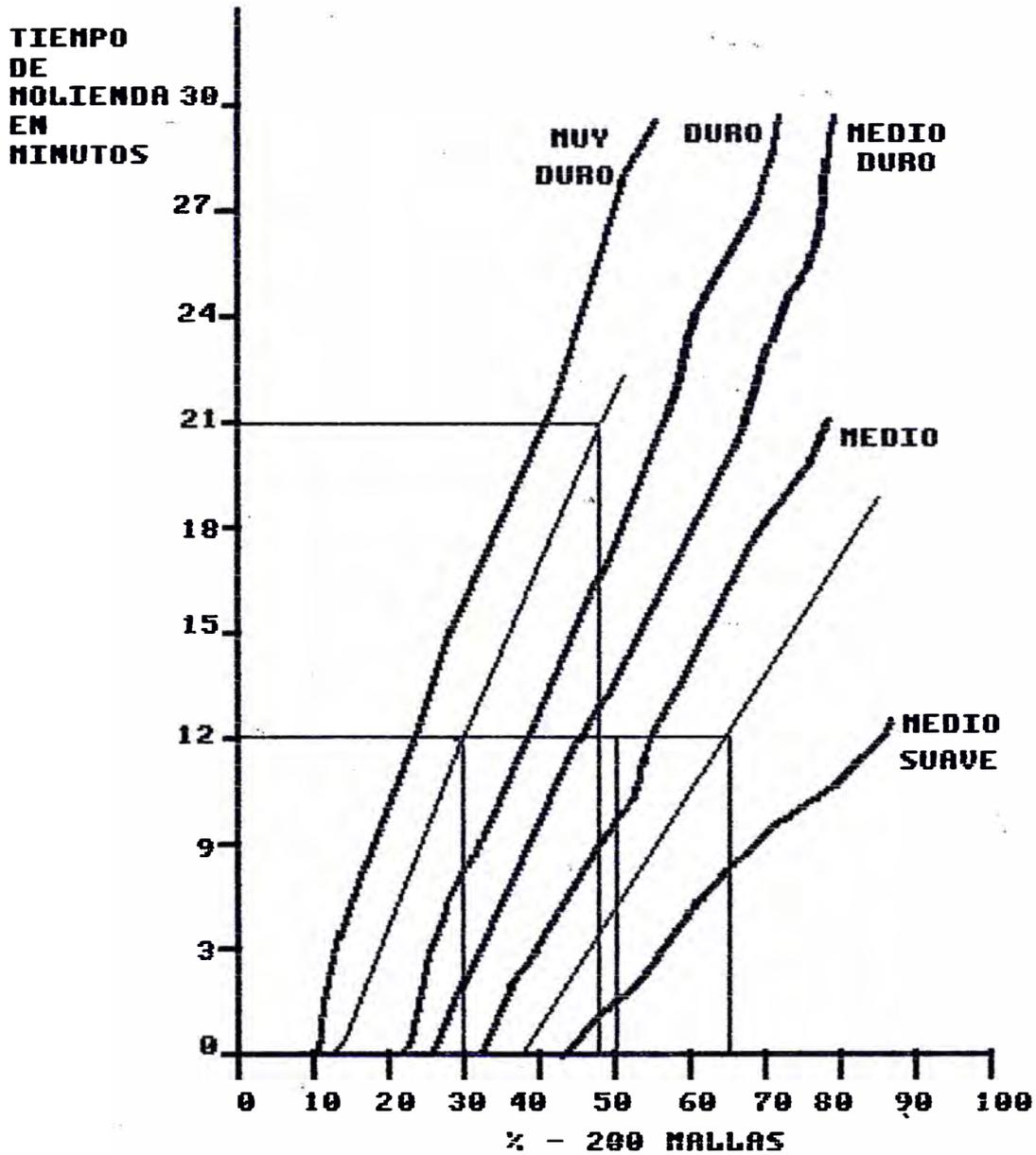
HIDROCICLON EN POSICION VERTICAL



HIDROCICLON INCLINADO EN 20 °



CURVA DE MOLIENDABILIDAD SEGUN DENVER



GANGA = SiO₂ (DURO - MUY DURO)

MENA = SULFUROS (MEDIO SUAVE A MEDIO)

$$\frac{\text{MENA}}{\text{GANGA}} = \frac{1}{4}$$

A través de los años, la molienda en circuito cerrado ha probado ser más eficiente que la molienda en circuito abierto, lo cual se efectúa utilizando clasificadores mecánicos (helicoidales, de rastrillos), los hidrociclones. Como ya se mencionó en la trituración es recomendable llevar a cabo la clasificación mediante los hidrociclones.

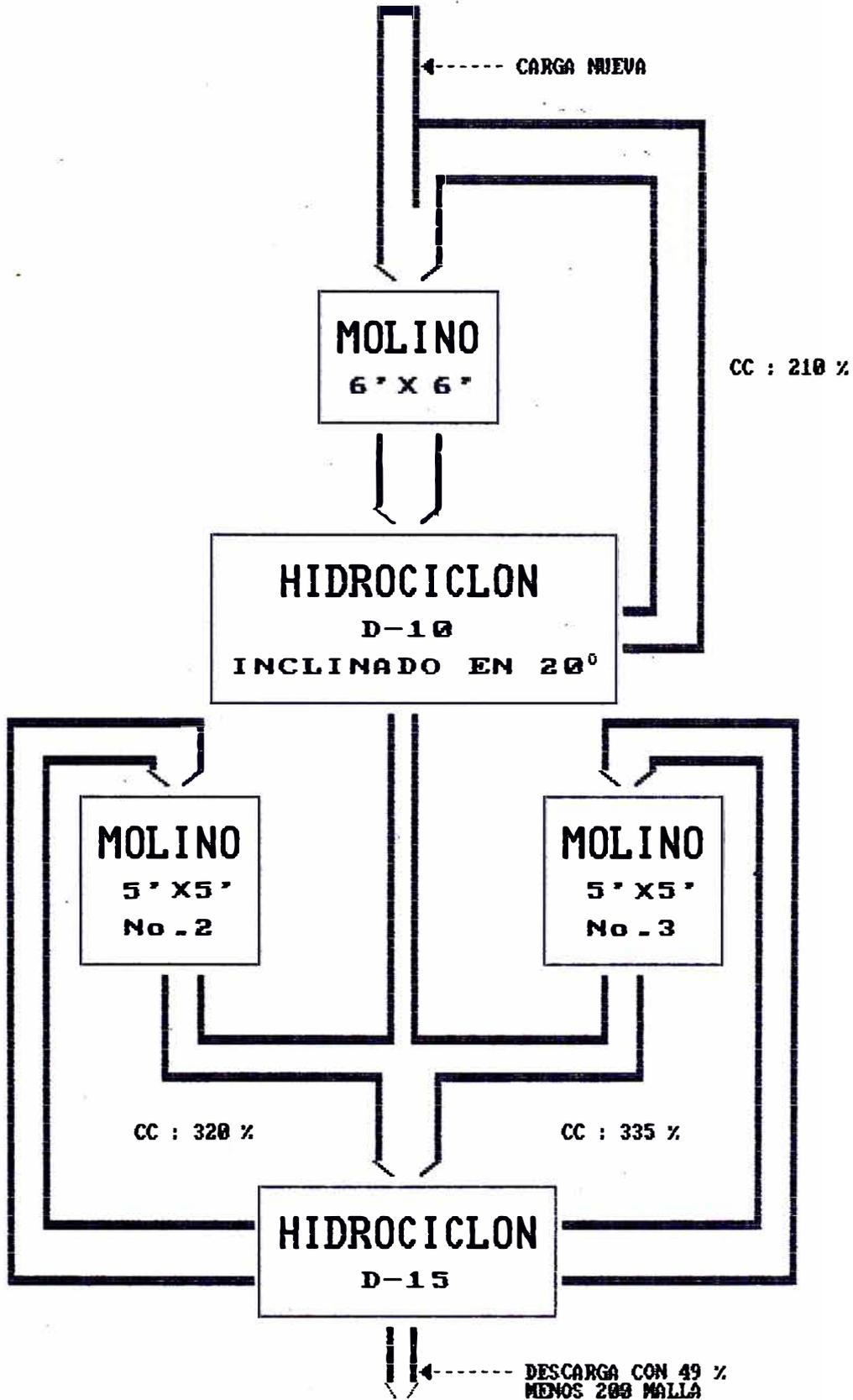
Como ya se mencionó en la trituración es recomendable llevar a cabo la clasificación mediante los hidrociclones para evitar la acumulación de valores en los clasificadores de taza.

A continuación presento una aplicación práctica de los hidrociclones en un circuito de molienda primaria (apreciar la versatilidad).

En un primer arreglo, los molinos trabajan en serie, cada uno en circuito cerrado con un hidrociclón D10 en posición vertical; con su respectiva bomba SRL-C 4x3. En estas condiciones se molía 290 a 300 tms/d. con una granulometría de 7% + 65 malla, 61% + 200 malla Tyler, la carga circulante fluctuaba en el rango de 300, 270 y 250% respectivamente.

Se observó que en este arreglo se estaba produciendo una sobremolienda de los sulfuros portadores del oro.

CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACION MODIFICADO
PLANTA CONCENTRADORA SAN ANDRES. M.A.R.S.A.



Al evaluar el radio de reducción los molinos dos y tres solamente reducían en 1.5 y 1.2, ejecutando la mayor cantidad de trabajo el primer molino.

Se tomó las siguientes decisiones para corregir la molienda y el circuito de clasificación:

Para darle un mayor trabajo a los molinos 2 y 3 se tuvo que alimentar un producto más grueso, que venía a ser la descarga del primer hidrociclón. Con este fin se hizo pruebas inclinando el clasificador, encontrándose que, efectivamente, el D50 aumentó de 130 micrones a 272 micrones (Ver gráficos Nº 1,2); bajando al mismo tiempo la carga circulante de 300% a 210%.

Los molinos 2 y 3 comenzaron a trabajar en paralelo alimentándose los gruesos del hidrociclón D15, en estas condiciones se alcanzó una distribución granulométrica de 14% \pm 65 malla, 49% \pm 200 malla con una desviación de \pm 2%.

Con este arreglo se incrementó el tratamiento en 23.3% en peso, la recuperación metalúrgica mejoró en 1.5% del total la calidad del concentrado se mantuvo; esto por la menor presencia de lamas.

Otras ventajas apreciables, son el ahorro de energía en 2.0 Kw-Hr/tms y el gasto de elementos moledores en 0.21 Kg./tms.

2.2.1. Instalación de una celda unitaria en el circuito de molienda.

Cuando la Celda Unitaria Sub-A es instalada entre el molino y el clasificador, hace posible la rápida recuperación del mineral liberado, grueso.

Las pérdidas en las lamas producidas por la sobremolienda, son reducidas al mínimo, incrementándose las recuperaciones metalúrgicas, y disminuyendo los costos en la molienda por la reducción del mineral liberado en la carga circulante; lo cual posibilita compensar con una nueva carga en la alimentación.

Esto explica, debido a que las partículas de los sulfuros por su mayor peso específico, a pesar de estar liberadas caen al fondo y/o las paredes de los equipos de clasificación utilizados (Helicoidales, rastrillos, hidrociclones), retornan al molino, produciéndose de este modo la sobremolienda. Los trabajos efectuados a nivel industrial reportaron los siguientes resultados.

A.- BALANCE METALURGICO PLANTA CONCENTRADORA MINACALPA S.A.

PRODUCTO	% PESO	g Au/tms	CONTENIDO g Au	RECP. %
Cabeza	100.0	5.75		
Concentrado	18.0	29.00	5.220	89.46
Relave	82.0	0.75	0.615	
Cabeza calculada			5.835	

B.- BALANCE METALURGICO CON LA CELDA UNITARIA

PRODUCTO	%PESO	g Au/tms	CONTENIDO g Au	RECUP. %
Cabeza	1.0	6.00		
Conc.C.Unitaria	3.0	31.50	0.945	15.98
Conc.flotación	16.3	28.00	4.564	77.19
Relave final	80.7	0.50	0.404	
Cabeza calculada			5.913	93.17

La variable más saltante que se evaluó fue la densidad de la pulpa. Con una densidad mayor de 1550 g/l (54.2% sólidos) la formación de espuma mineralizada decae, bajando por ende la eficiencia. Con una densidad de 1,4 x 50 g/l o menor, la espuma es buena; pero el exceso de agua diluye demasiado la alimentación al clasificador (Helicoidal), por lo cual se eligió una densidad de 1500 a 1530 g/l como la satisfactoria.

2.2.2. Utilización de los jigs

La separación por los jigs se justifica en el caso en que la mena contenga oro nativo de tamaños mayores de 200 micras, donde por flotación directa se tendría pérdidas. También puede operar para captar los sulfuros liberados de granulometría gruesa para lo cual se recomienda su uso con la pulpa de las arenas de los hidrociclones; por no contener los finos, arcillas y al mismo tiempo de una alimentación homogénea y uniforme. Esta

Última es aplicable cuando se dispone de jigs tipo I.R.D, a los cuales se puede alimentar con una densidad de 2050 g/l (76.83% sólidos) y la descarga de los jigs mantener sobre los 1820 g/l (67.58 %).

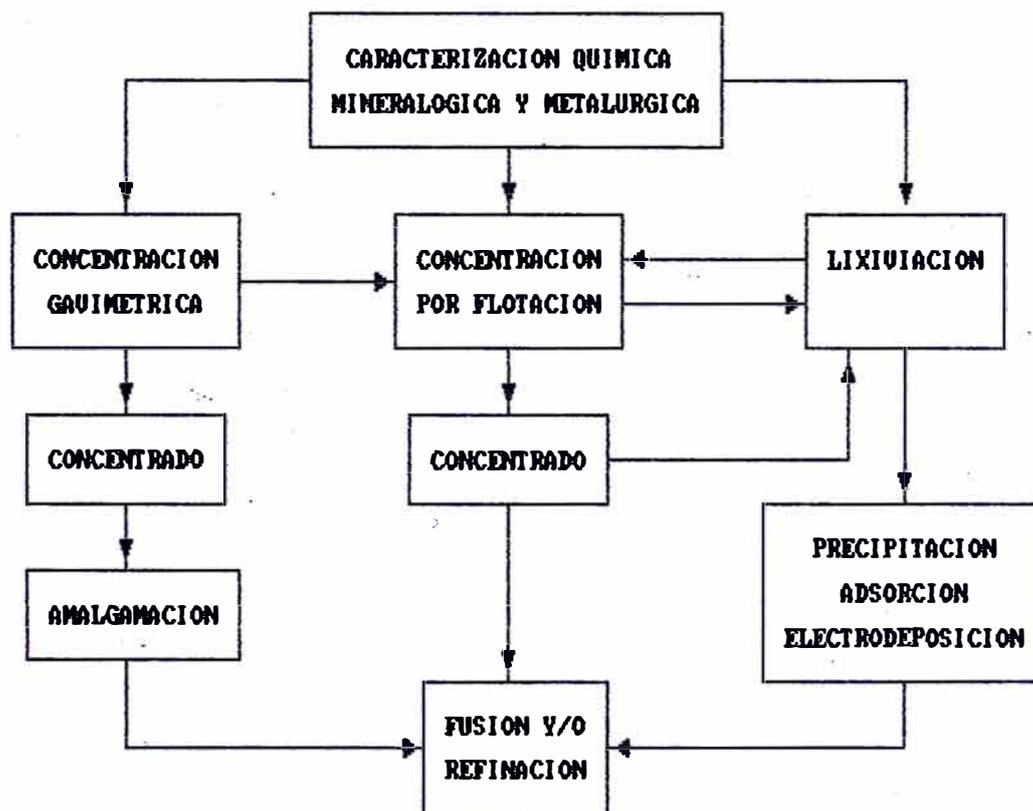
Si asumimos una carga circulante de .250% y la nueva carga que ingrese con una humedad de 5.0%, el molino trabajará con una densidad de 1976 g/l (75.41% de sólidos).

Otras variables de interés son la regulación de la altura de cama con perdigones de acero inoxidable y/o plomo templado de 5/32" de diámetro; en el rango de 1" a 3", la frecuencia de pulsaciones, la longitud de carrera, presión y volumen de inyección de agua.

La desventaja de los jigs es su descarga intermitente del producto, dependiendo del operador y la obstrucción de la parrilla de la cama con material y pedazos de fierro.

III.- M E T O D O S D E C O N C E N T R A C I O N

De acuerdo a la caracterización metalúrgica de las menas auríferas, los minerales básicos que componen la mena definen el esquema de precesamiento. A continuación presento la integración de los procesos de concentración.



En minerales en que el oro se encuentre asociados a los sulfuros metálicos, las operaciones y/o procesos de concentración gravimétrica, flotación, cianuración directa o la combinación adecuada, puede ser la solución. En el caso que la mena muestre refractoriedad a estas técnicas, sería necesario efectuar un pre-tratamiento con procesos pirometalúrgicos (tostación, cloruración), procesos hidrometalúrgicos (oxidación en autoclaves, bio oxidación), en el presente trabajo no tocaremos estas tecnologías por ser soluciones que requieren una alta inversión y también sus costos de operación son mayores.

3.1. CONCENTRACION GRAVIMETRICA

El fundamento de la concentración gravimétrica es la diferencia de densidades entre los minerales a separar. La posibilidad de separación depende del rango de gravedades específicas de los minerales involucrados y los tamaños de las partículas reales, la siguiente relación:

$$\text{El radio} = \frac{\text{G.E. del mineral más pesado} - 1}{\text{G.E. del mineral más ligero} - 1}$$

es una comparación de fuerzas de flotabilidad que están, en trabajo. Si este radio es mas grande de 2.5, entonces es posible la separación de las partículas hasta la finura de 200 mallas, para un radio de 1.75 hasta la malla 65 y si el radio es de 1.5 se puede separar hasta la malla 10.

Para que la separación sea eficiente, la molienda del mineral debe ser suficiente como para liberar los minerales de valor de los estériles.

Los equipos de concentración gravimétrica más aplicados en el tratamiento de temas auríferas se detallan en el siguiente cuadro:

EQUIPOS	GRANULOMETRIA DE SEPARACION
Canaletas	20/400 m (0.84/0.0037 mm)
Jigs	3/20 m (6.73/0.84 mm)
Mesas	20/400 m (0.84/0.0037 mm)
Espiral Reichert	6/400 m (3.36/0.0037 mm)
Conc.Centrífugo (Knelson)	6/400 m (3.36/0.0037 mm)

La mayoría de los equipos mencionados, han tenido cambios tecnológicos fundamentales que ha permitido mejorar su rendimiento; y otras han sido creados para el tratamiento masivo de menas auríferas, logrando separar partículas finas, y con capacidades que sobrepasan las 100 tm/h.

Las mesas de sacudimiento se caracterizan por ser más selectivas, empleándose generalmente en las etapas de limpieza, después de una etapa primaria de concentración ya sea efectuada por jigs, espiral o Cono Reichert.

Los Espirales y Conos Reichert, son equipos relativamente nuevos en el tratamiento de minerales de oro. Se caracterizan por su sencillez en la fabricación y en su operación. Estos equipos están diseñados para el procesamiento de grandes cantidades de menas auríferas.

La capacidad de los espirales varía de 2 a 7 t/h con pulpas de hasta 50% de sólidos. Su capacidad de los conos Reichert varía entre 100 a 300 t/h con pulpas densas de hasta 60% de sólidos.

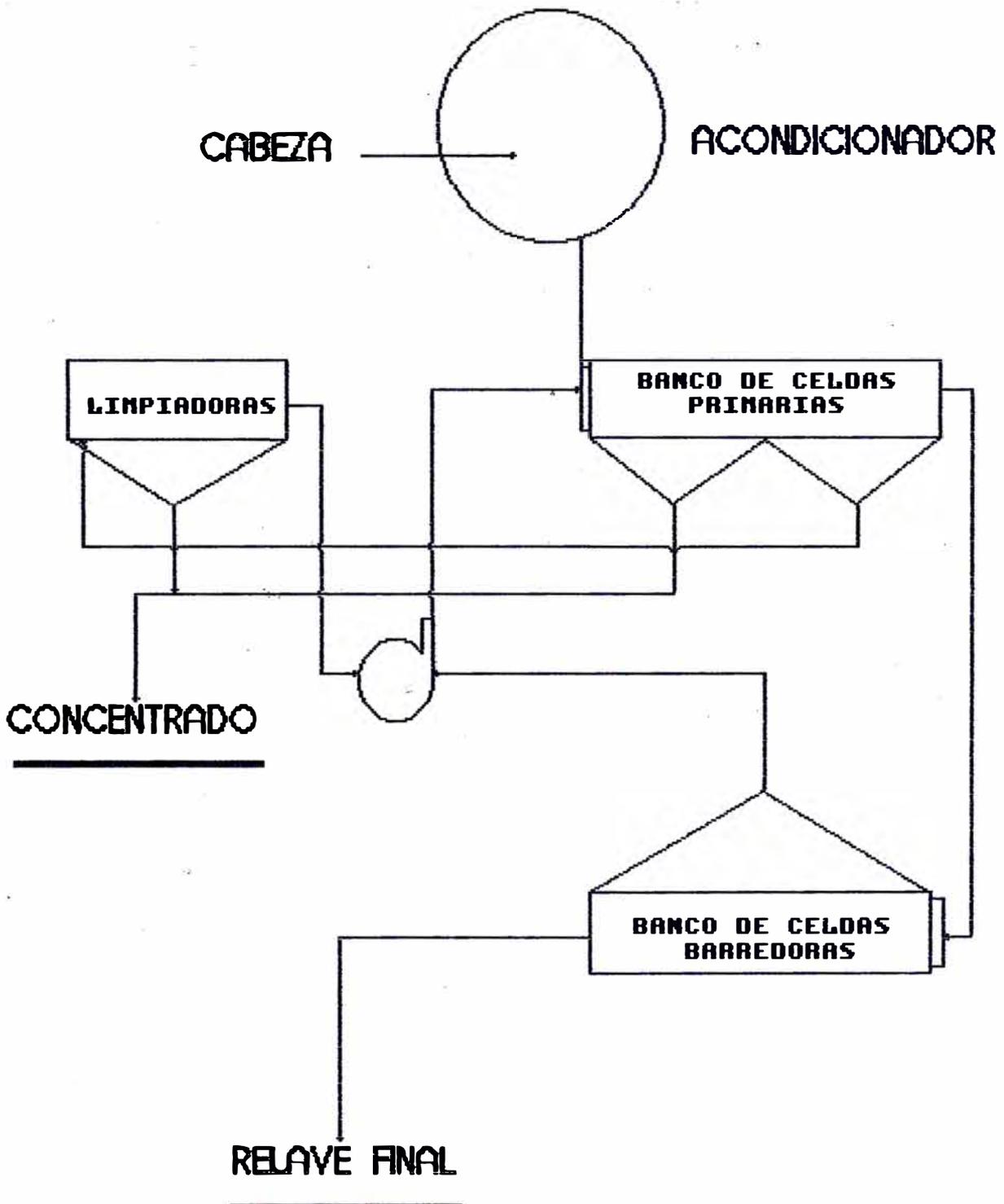
3.2. CONCENTRACION POR FLOTACION

La concentración por flotación es la principal alternativa para los minerales auríferos asociados con sulfuros (pirita, arsenopirita, pirrotita, etc.), ya que el oro es fácilmente flotable; lo mismo los sulfuros metálicos asociados. Obteniéndose generalmente altas recuperaciones y una reducción significativa en peso, que permite el diseño de equipos más pequeños en volumen en las etapas siguientes del proceso, tales como la lixiviación, fundición.

Cuando el concentrado tiene que ser remolido antes de cianurarlo su ley no es materia que importe, pues la principal consideración estriba en la recuperación del oro, pudiendo la sección flotación consistir por entero de máquinas primarias de las que todo el concentrado

obtenido es enviada al molino de remolienda. Esto se aplica con menas en que los minerales que llevan oro se encuentran diseminados. Sin embargo, puede ser necesaria una etapa de limpieza en el caso de que exista excesiva lama en el concentrado que interfiera con el filtrado y/o clarificación. Un producto satisfactorio puede por lo general, ser obtenido por medio de un circuito consistente de celdas primarias con una etapa de limpieza o con la adición de recuperadoras de desechos si fuera necesario. El circuito mostrado con el siguiente diagrama de flujo permite retirar rápidamente los minerales de alta flotabilidad de las primeras celdas del banco rougher, evitando sobrecargar las celdas de limpieza y/o su depresión por oxidación caso arsenopirita (a menudo se encuentra que la ley del oro del concentrado salido de estas primeras celdas es más alta que la que se obtiene limpiando las espumas de las siguientes celdas).

Una concentración por flotación antes de la cianuración, permite una mayor flexibilidad metalúrgica, pudiendo tratarse minerales de menor ley que por cianuración directa con agitación. También coadyuva procesar minerales que contienen cianicidas, flotándolo selectivamente. Las recuperaciones casi siempre son ligeramente mayores, porque se puede moler más finamente los sulfuros que contienen el oro finamente disperso, también nos permite eliminar los aniones y cationes de las sales solubles que son consumidoras de cianuro.



En la flotación de los minerales de oro asociados con sulfuros dependiendo del pH natural de la pulpa y minerales acompañantes se elige una fórmula metalúrgica de los reactivos de flotación.

En el caso que el pH sea neutro o ligeramente ácido (6 a 7 pH) el uso de colectores aniónicos sulfhídricos como el promotor aero 404 (mercaptobenzotiazol) y los ditiofosfatos como el aerofloat 208 como colectores principales y un xantato como el isopropílico de sodio como un colector secundario adicionado en el banco "scavengers" dan buenos resultados para una flotación "bulk" de todo los sulfuros, con un gasto de 90 a 125 g/tms. Los espumantes neutros que contienen alcoholes aromáticos, alifáticos y sustancias con enlaces éter, cuyo empleo en la flotación no depende prácticamente del pH de la pulpa se dosifican sólo o combinados, tales como el aceite de pino, el MIBC, el Dowfrost 250, etc, con una dosificación de 15 a 75 g/t.

Para una pulpa en que el pH natural es alcalino (7.5 a 9.5) el colector principal es un xantato de la serie más alta (xantato isobutílico de sodio, xantato amílico de potasio) o una mezcla de xantatos más altos y más bajos de la serie. La adición de una pequeña cantidad de Aerofloat 208 es recomendable si cualquier cantidad de oro libre se encuentra presente con uno de los espumantes neutros.

Para los sulfuros superficialmente alterados o parcialmente oxidados se utilizan los modificadores de superficie como la sulfidización, lavado con ácidos, adición de sulfato de cobre.

Se recomienda flotar en medio denso con porcentajes de sólidos de 38% a 43% que ayuda la recuperación de las partículas de oro libre más gruesas, así mismo, flotar con molienda relativamente gruesa (45%- 200 malla). También esto permite un mejor aprovechamiento del recurso hídrico y reducción en consumos de reactivos de flotación y ahorro de energía.

Para las condiciones anteriormente indicadas, las celdas de flotación de agitación mecánica tipo abierta con inyección de aire forzado son las más indicadas, especialmente, para los bancos desbastadores y barredores; utilizándose las celdas sub-A para el circuito de limpieza; de este modo se reducen los costos de mantenimiento mecánico, pérdidas por paradas forzadas, ahorro en energía, control del nivel de pulpa mecanizado, inyección del volumen de aire requerido de manera controlada.

IV.- L I X I V I A C I O N

El método principal de lixiviación de minerales de oro asociados con sulfuros metálicos, contempla el uso de soluciones alcalinas de cianuro de sodio con aireación suficiente para adecuar el poder oxidante del medio, de este modo la cianuración se puede llevar a cabo en forma directa o después de una etapa (s) de pretratamiento (concentración por flotación, concentración-oxidación), dependiendo de su composición mineralógica y su contenido fino.

La cianuración directa por agitación es justificable por el hecho de que una superficie pequeña de oro expuesta en una partícula más grande de ganga puede ser disuelta por cianuro a condición de que exista un medio de contacto, a pesar de no estar liberada.

Pero esta área que ha sido expuesta, no es susceptible de ser lo bastante grande para permanecer adherida a una burbuja de aire y flotada. Una molienda más fina se requeriría para liberar el oro fino al tamaño necesario para flotarlo. Por tanto, la ganancia final que se consigue con la cianuración directa es mayor, que la obtenible mediante la concentración por flotación y cianuración del concentrado.

Alternativamente, si la flotación se conduce al mismo grado de molienda que la requerida para la cianuración directa, la pérdida de valores en el residuo combinado es probable de resultar más alta. Esto no se aplica a menos en las que el oro o una proporción razonablemente alta de él, está tan íntimamente diseminado en los sulfuros, en especial pirita y arsenopirita, que una molienda muy fina o una oxidación se haga necesaria para exponerla a la cianuración. La flotación entonces llega a ser provechosa pues el costo de moler todo el mineral a la finura requerida u oxidarlo sería anti-económica.

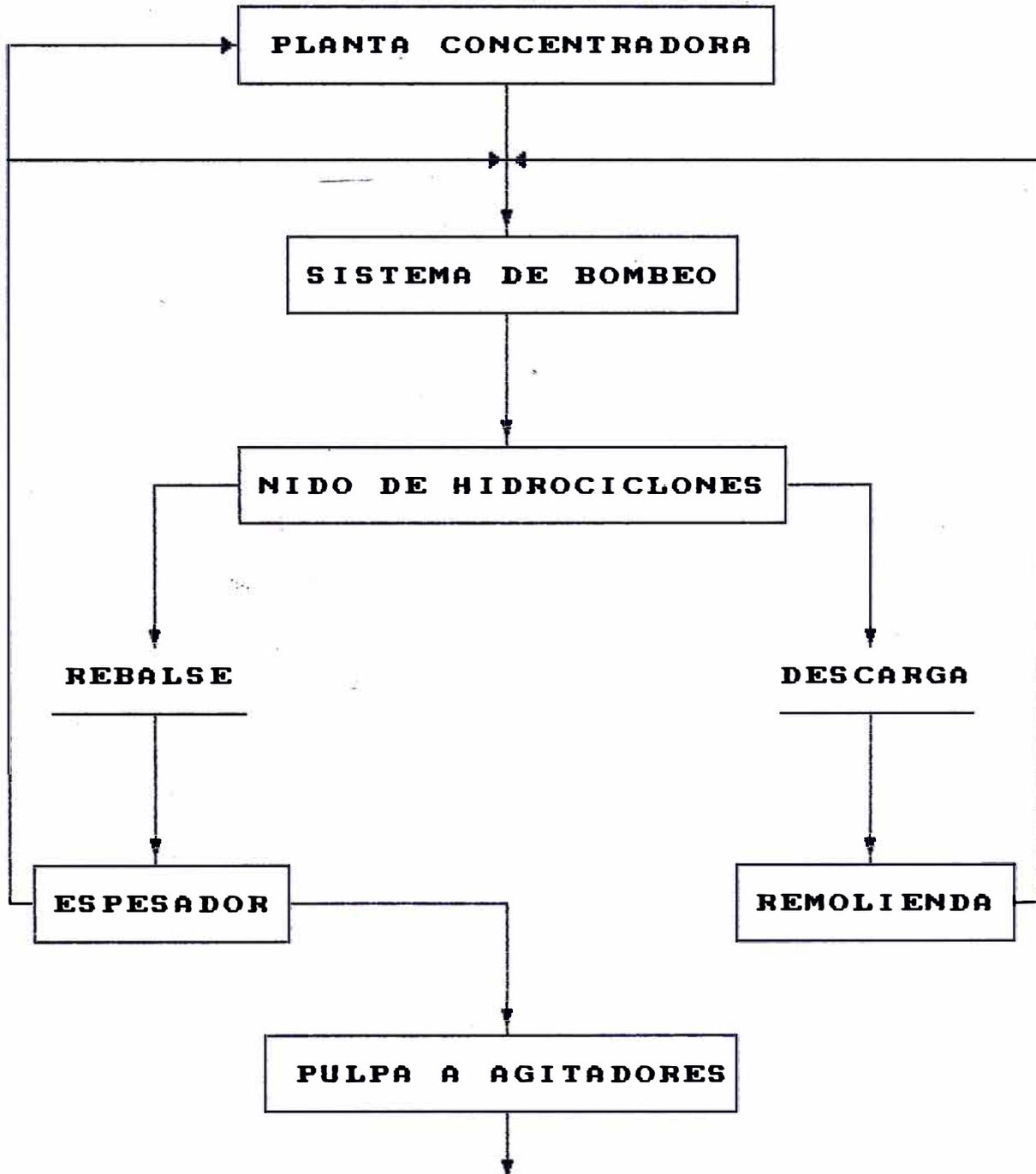
4.1. CIRCUITO DE REMOLIENDA

El concentrado obtenido en pulpa debe ser alimentado en lo posible a la Planta de Cianuración para mantener la continuidad en la operación, efectuándose en seguida la remolienda, luego la separación del exceso de agua acompañante que contiene una parte de los reactivos de flotación, y las sales solubles que son nocivas al proceso de cianuración.

En esta etapa se aprovecha para alcalinizar la pulpa con cal viva a un pH de 10.0 a 10.5.

Generalmente las espumas flotadas de los concentrados se jalen con una densidad que flutúa de 1450 a 1600 g/l, variando su peso específico de estos con-

centrados bulk de sulfuros de 3.8 a 4.3. Puede apreciarse que esas densidades no son favorables para alimentarse directamente al molino de remolienda, por lo cual se ha optado el siguiente diagrama de flujo, satisfaciendo un circuito continuo y el nexo de ambas plantas:



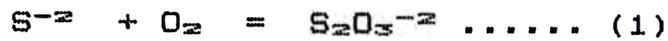
De acuerdo a este arreglo el concentrado es bombeado al nido de hidrociclones de 4" de diámetro para ser clasificados a 98% - 200 malla ingresando al molino solamente las partículas gruesas y/o pesadas rechazadas, con una densidad en el rango de 2250 a 2350 g/l (74% a 77% de sólidos), teniendo una carga circulante sobre 500% alcanzando algunas veces hasta 1000%.

El overflow con una densidad de 1130 a 1160 g/l se transporta a un espesador para sedimentar descargando con 55% de sólidos mediante bombas de diafragma. Esta pulpa se alimenta al circuito de agitación diluyéndola con solución barren a 40% de sólidos (1430 g/l), el agua clarificada recircula y el excedente retorna a la Planta de Flotación si se requiere.

4.2. LAVADO ALCALINO Y/O PRE-AIREACION

Durante las etapas previas a la lixiviación tal como el lavado alcalino, se reduce en gran parte los efectos de consumo de cianuro y oxígeno, producido por los iones sulfuro, los sulfuros de fierro, arsénico, etc.

Adicionando solamente cal en el momento de la molienda fina debido a la mayor superficie creada se produce una oxidación de los sulfuros ávidos de oxígeno, formando tiosulfatos, sulfatos que son estables según las siguientes reacciones:



Cuanto mayor sea la alcalinidad de la pulpa, tanto más intensamente transcurrirá la oxidación de los sulfuros. La oxidación de la superficie del mineral sulfurado comienza después de la oxidación de los iones sulfuro en la pulpa hasta el sulfato.

En caso que se requiera una mayor reacción, la pulpa del rebose del clasificador se somete a una pre-aireación en tanques agitadores, por un tiempo de 4 a 8 horas; manteniendo una alcalinidad en el rango de 10.0 a 11.0 su pH.

La pulpa se conduce al espesador para su decantación respectiva y separación de la mayor cantidad posible de agua acompañante.

4.3. FLOTACION SELECTIVA DE LOS MINERALES CIANICIDAS LIBERADOS

A nivel piloto se realizó una prueba metalúrgica de flotación selectiva, promoviendo los minerales cianicidas, en este caso, sulfuros de cobre (bornita, covelita, chalcopirita) presentes en los concentrados remolidos sobre 95% - 200 malla, con la adición de cal hasta un pH de 10.5. En estas condiciones en la descarga del clasifi-

cador se observó, que las especies minerales se encuentran bastante liberadas, lo mismo el oro libre, flotando rápidamente (dos minutos) quedando deprimido gran parte de la pirita e insolubles acompañantes. Siendo suficiente los colectores y espumantes (A-404, A-208, Z-11, Dow-250) presentes en la pulpa.

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

PRODUCTO	PESO	LEYES		CONTENIDOS		RECUP. %	
	%	gAu/t	%Cu	g Au	%Cu	Au	Cu
Alimentación	100.0	29.0	1.32				
Concentrado	3.4	366.5	27.38	12.460	0.931	41.07	71.73
Relave	96.6	18.5	0.38	17.877	0.367		
Cabeza Calculada :				30.337	1.298		

El concentrado sin la flotación selectiva alcanzaba un consumo de hasta 13.0 kilos de cianuro por tonelada, al mismo tiempo, interfiere el cobre disuelto la cementación del oro con cinc metálico en polvo, bajando su calidad; mientras al cianurar los relaves de este circuito el consumo de cianuro fue de 2.9 kilos por tonelada.

También puede apreciarse que el concentrado especial obtenido es comercial, con un alto contenido de oro, esto muestra la liberación efectuada en la remolienda del oro nativo.

4.4. CIANURACION POR AGITACION

El objetivo principal de la cianuración por agitación es la disolución de los elementos valiosos presentes en la pulpa, para lo cual es necesario, mantener en suspensión las partículas en el tanque, permitiendo la transferencia de oxígeno del aire a las soluciones diluidas de cianuro; mediante la introducción del aire a la pulpa y su dispersión en burbujas.

Ayudar el mezclado y difusión del cianuro, oxígeno y el contacto con la superficie de los minerales. También permite mantener limpia la superficie por rozamiento entre las partículas, evitando su pasivación por recubrimiento; esto justifica agitar a una densidad relativamente alta, entre otras razones.

En la práctica la cianuración por agitación a nivel industrial se efectúa mediante:

Agitación netamente mecánica.

Agitación neumática (tanques Pachuca).

Agitación combinada mecánica-neumática.

De los tres modos alternativos, la agitación mecánica es la más recomendable por su simplicidad, eficiencia, economía de los gastos de operación y mínimo mantenimiento mecánico. Especialmente, para el procesamiento

de minerales sulfurados y/o concentrados, que son consumidores de oxígeno por su afinidad química.

Otro aspecto tomado en cuenta, son los avances en el diseño de los agitadores y/o acondicionadores (tipo hélice MIL), que reportan un menor consumo de energía, respecto a los convencionales entre 40% a 100% menos.

La eficiencia en la suspensión de los sólidos por su forma aerodinámica, mayor diámetro y generar mejor dispersión del aire en forma de burbujas en la pulpa.

Mediante el uso de un medidor de Oxígeno Disuelto (YSI models 54 ARC, Yellow Springs Instrument Co.) en forma práctica se cuantifica la eficiencia de transferencia de oxígeno en un equipo de agitación. De este modo se evaluó en forma comparativa el trabajo de un agitador mecánico con hélice MIL versus el trabajo de un tanque Pachuca, siendo similar el tiempo, las características de la pulpa (y en este caso específico pirita aurífera remolida a 95%-200 malla) y temperatura. Reportándose las siguientes lecturas:

EQUIPO	TEMPERATURA °C	OXIGENO DISUELTO PULPA (mg/l)	% RESPECTO AL DE SATURACION
Agitador	22.0	5.97	81.5
Pachuca	22.5	5.18	74.3

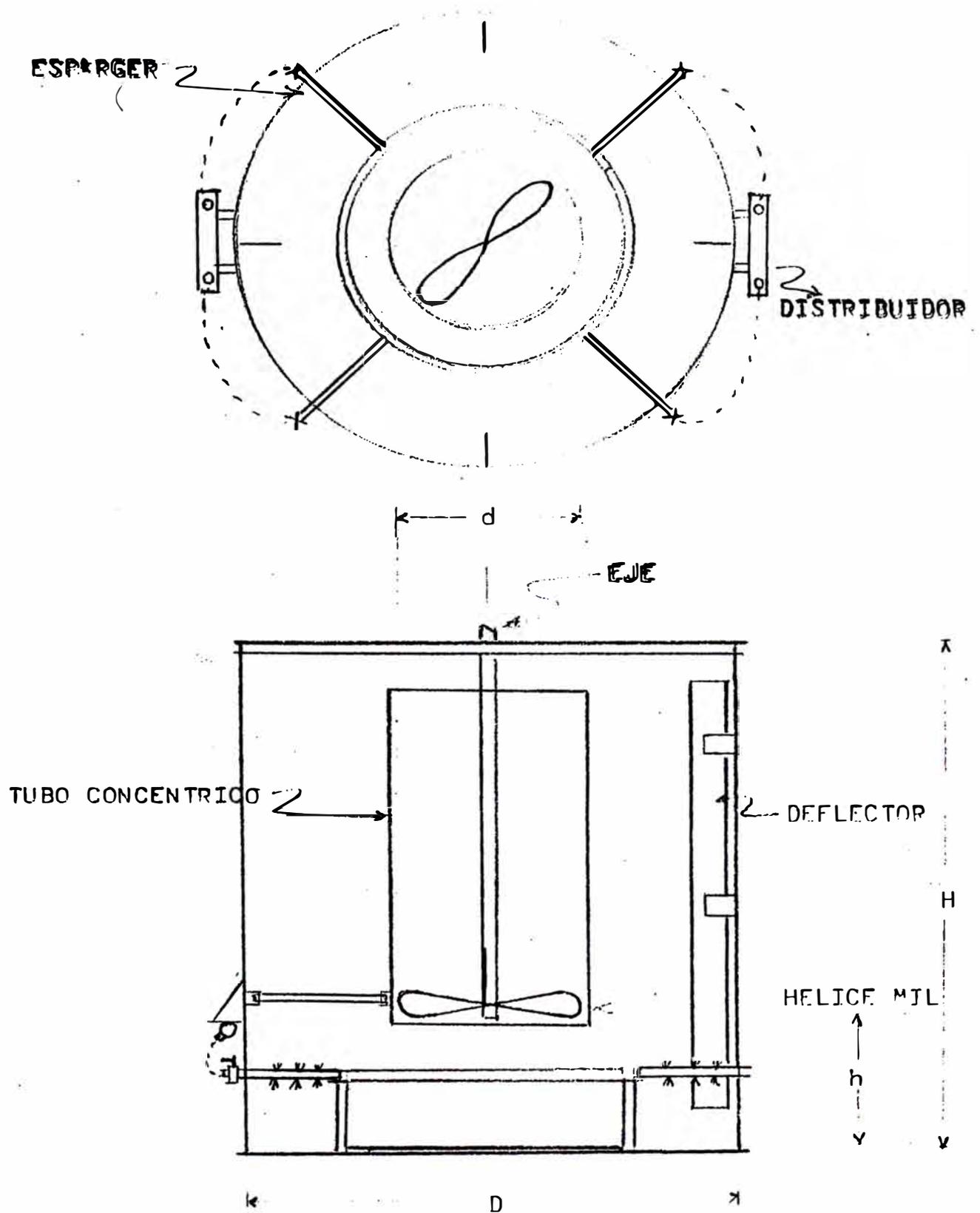
Los resultados muestran que el agitador mecánico favoreció la mayor ganancia de oxígeno. La razón de esta diferencia es la menor dispersión del aire y tiempo de contacto en la pulpa de Pachuca.

Las características en el diseño de los agitadores para concentrados de oro con minerales de sulfuros que tienen pesos específicos de 3.8 a 4.2, como la relación de D/d (diámetro tanque/ diámetro hélice) fluctúa en el rango de 2.7 a 3.0, la velocidad tangencial del impulsor para una efectiva transferencia de masa se diseña sobre 1000 pies/minuto, la distancia del impulsor al fondo del tanque es conveniente en la razón de (d/h) 1.5 a 1.75, evitando de este modo la formación de una cama con los sólidos de la pulpa. Es fundamental que, durante el montaje del eje principal con su hélice y el tubo concéntrico (draft tube) sean concéntricos; así mismo la verticalidad y nivelación.

De este modo se evitan vibraciones o rozamientos que son las causas del deterioro mecánico. Los deflectores ayudan a mantener el flujo axial, que al llegar a la parte superior forman el vórtice, atrapando la pulpa al aire, que luego es impulsado y dispersado por la hélice.

Una innovación en el diseño de los tanques de agitación mecánica es la inyección de oxígeno enriquecido de 90 + 5% de pureza, con la instalación de cuatro tubos de

AGITADOR MECANICO CON INYECCION DE OXIGENO ENRIQUECIDO



alimentación "spargers", con lo cual se sobresatura el oxígeno disuelto en la pulpa a una concentración controlada de 9 a 10 mg/l para evitar la formación de los cianatos. (Ver fig.).

4.5. SEPARACION DE SOLIDOS-LIQUIDO

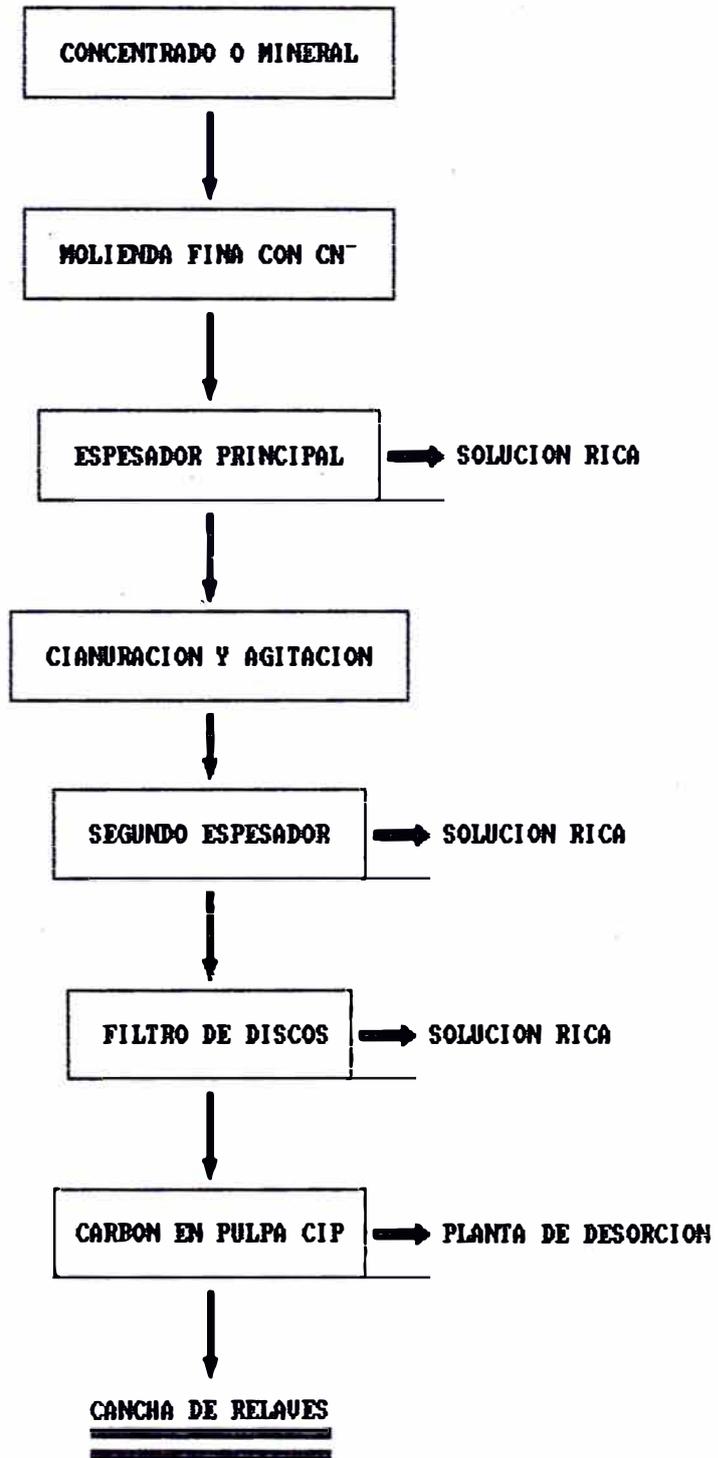
La separación de los sólidos pobres de la solución de cianuro enriquecido de oro, plata y otros elementos disueltos, así como las diversas etapas de lavados con solución empobrecida (solución barren), son operaciones importantes, efectuándose en la práctica industrial de diversas maneras; siendo entre las principales la Decantación en contra corriente (C.C.D.), filtrado con lavado en serie, combinación de decantación-filtrado, combinación de cicloneo con espesamiento de los finos. Una solución alternativa es la aplicación del carbón activado en pulpa, evitándose la separación de sólidos-liquido, adsorbiendo el complejo aniónico de cianuro áurico con el carbón.

En el procesamiento por cianuración de los concentrados de sulfuros, la decantación en contra corriente mediante los espesadores y sus respectivas bombas de diafragma, seguido de la precipitación con Cinc metálico en polvo es una buena elección, por ser una operación sencilla y requerir mínimo costo de mantenimiento; lo mismo su costo de operación.

Todo esto por tener una buena velocidad de sedimentación (± 1.5 pies/hora), requieren de un área unitaria moderada ($+2.5$ pies²/tonelada-día). Por ejemplo una Planta de Tratamiento de 500 t/d en flotación tiene un radio de concentración de 5:1 produciéndose 100 toneladas de concentrado el cual es remolido a 95% menos 200 malla, este material requiere un área unitaria de 2.23 pie²/tn-día, lo cual se satisface con espesadores de 18' ϕ x 10'; lavándose en contra corriente con cuatro unidades.

Este mismo mineral en forma directa con una molienda de 65% menos 200 malla, necesita un área unitaria de sedimentación de 6.75 pies²/tn-día que demandaría la instalación de espesadores de 70' ϕ x 12' si fuera este caso su costo de inversión sería costosa.

Otra alternativa viable es la combinación de decantación, filtrado seguido del proceso Merrill-Crowe y carbón activado en pulpa para la etapa final de lavado, de acuerdo al esquema siguiente:



Es recomendable para minerales de alta ley o que tengan elementos que interfieran la precipitación con Cinc en polvo parcialmente.

Su costo de operación es mayor por el filtrado, que gasta buena cantidad de energía y elementos filtrantes. Por ejemplo para 100 toneladas de concentrado, con un área unitaria de filtrado de 0.43 tn/pie²-día se cubre con un filtro de discos de 6'∅ x 6 discos con un consumo energético de 40 kw-hr.

La adsorción con el carbón activado en pulpa se recomienda efectuar en agitadores en contra corriente respecto a la pulpa, con una velocidad baja del impulsor; que solamente satisfaga mantener en suspensión los sólidos (800 pies/minuto) de este modo se evitan las pérdidas por abrasión del carbón cargado. Para el ejemplo mencionado con cuatro agitadores de 8'∅ x 8' que tienen un requerimiento de 2.2 kw-Hr c/u. satisface el proceso.

La razón porque el carbón se utiliza solamente con las últimas soluciones empobrecidas, es evitar la manipulación de grandes volúmenes de carbón. El cual tiene una capacidad de adsorción de 0.5 a 1.5%, mientras que a cementar con Cinc metálico en polvo, se obtiene precipitados superiores a 12% de Au, lo cual es una gran ventaja; especialmente, para minerales de alta ley y/o aquellos que además del oro contienen plata.

V.- RECUPERACION DEL ORO Y
PLATA DISUELTOS EN
SOLUCIONES DE CIANURO

Los aniones complejos de cianuro áurico, de cianuro de plata que están disueltos, son recuperados por uno o más de los siguientes procesos:

Cementación con cinc metálico en polvo (proceso Merrill-Crowe).

Absorción con carbón activado (C.I.C., C.I.F., C.T.I.).

Electrodeposición.

La elección del proceso depende del método de cianuración y las características de la solución, como la concentración del oro y plata presentes.

En el tratamiento de los minerales sulfurados asociados con oro, al cianurar se forman una serie de aniones de azufre, cobre, arsénico, antimonio, etc. que alcanzando una cierta concentración, retardan o inhiben la cementación del oro con cinc en polvo. Debido a esto para garantizar la recuperación sobre 99% al proceso Merrill-Crowe, se le ha complementado con columnas de carbón, para captar lo que no se precipitó; otra ventaja adicional es la obtención de precipitados de mejor calidad por la adición mínima necesaria del cinc en polvo.

Para garantizar una buena clarificación se debe empezar con un buen diseño del clarificador, generalmente se usa el filtro estacionario de hojas, en estos filtros, dándole una adecuada área filtrante y una doble capa, la primera de lona y la segunda de tocuyo o bramante, se obtiene buenos resultados.

También se utilizan filtros prensa Sparry, donde se aplica una primera capa de diatomita para evitar que se impregne en la estructura de los medios filtrantes las lamas, de este modo, es retirada con facilidad la torta (cake) formada. A partir del clarificador es necesario mantener el circuito sellado, evitando el ingreso del aire por succión junto con la solución, de este modo, se efectúa una buena desoxigenación, que es fundamental para la precipitación con cinc. Mediante una buena torre de desaireación (2'Ø x 12'H) que en la parte superior rocíe la solución, para dar más área de separación de los gases disueltos en el agua por medio del vacío generado con una bomba de sello hidráulico, que alcanza -24 a -29 pulgadas de Hg. Además estas bombas permiten eliminar, junto con el agua los gases y vapores formados. Estas bombas son fuertes, de un diseño simple, que requieren un mínimo mantenimiento y por ende son de alta durabilidad.

La adición de las sales de plomo es recomendable dosificarlas en el clarificador, haciendo reaccionar el ión sulfuro (S^{-2}) con el plomo, formando PbS , controlando

de este modo su efecto nocivo en la participación de Au con cinc. El excedente forma con el cinc un par galvánico que activa la cementación.

El precipitado de oro, plata, cobre, junto con otros elementos o compuestos sólidos que están en suspensión, son bombeados a un filtro conformado de bolsas de tela filtrante, con sus respectivas bolsas de presión, también son utilizados filtros de prensa tipo Sparry, donde se colectan, descargándose de tiempo en tiempo.

La solución barren recircula a la Planta pasando por las columnas de carbón de seguridad.

Para favorecer la deposición de los sólidos se produce una expansión seguida de una reducción expansión, de este modo se deposita el cemento en el fondo de las bolsas.

En las cajas de precipitación se observa que emanan burbujas a través de las bolsas, que según la reacción de cementación se produce el hidrógeno gaseoso.



Cuando la presencia de este desprendimiento es abundante, es un indicador de una adición en exceso del cinc en polvo.

B I B L I O G R A F I A

- (1) MOTTANA, Anibal. CRESPI, Rodolfo. LIBORIO, Guseppe. Guía de Minerales y Rocas. Barcelona. Ed. Grijalbo S.A. 1980, 605 p.
- (2) MEDINA BELTRAN, Oscar. Beneficio de Minerales I, II. Lima. Ed. Mimiog. 1979. 159p.
- (4) PHILIP, Rabone. Flotation Plant Practice. London. Cuarta Edición. 1956.
- (4) ARAYALUCO, Tulio. Procesos Metalúrgicos Aplicados en la Minería del Oro en Chile. Argentina. Oct. 1990.
- (5) CYANAMID. Manual de Productos Químicos para Minería. México. 1988.
- (6) S.V. DUDENHOV, L.Y. SHUBOV L.A GLAZUNOV y Otros. Fundamentos de la Teoría y la Práctica de Empleo de Reactivos de Flotación. Traducción al Español. Ed. MIR 1980.
- (7) HEDLEY, Norman y TABACHNICK, Howard. About the Chemistry of Cyanidation. Cyanamid. Reprint of Article No.23, Dec. 1968.
- (8) The First International Symposium on Precious Metals Recovery. June, 1984. Reno. Nevada. USA.
- (9) HALBI, Dog. Evaluación de la Planta de Beneficio de Minacalpa. Octubre, 1989.
- (10) MARZA-FIMA. Diseño de la Planta de Cianuración de 120 Tm/d. 1992.