

Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE QUIMICA



TITULO DEL TEMA:

CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS DE FLOTACION PARA
OBTENER 1300 TONELADAS POR DIA DE CONCENTRADO DE
COBRE A PARTIR DE UN MINERAL DE BAJA LEY.

NOMBRE DEL SUSTENTANTE:

ARREOLA ZARATE J. HUMBERTO ASUNCION

CARRERA:

INGENIERO QUIMICO METALURGICO

AÑO

1976



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

Tesis
1926
M-1 30



QUIMICA

Jurado asignado originalmente
segun el tema.

PRESIDENTE Prof. Manuel Gaviño
VOCAL Prof. Alberto Obregón
SECRETARIO Prof. Carlos Arango
1er. SUPLENTE Prof. Enrique Curiel
2do. SUPLENTE Prof. Carlos Medrano

Sitio donde se desarrolló el tema: UNIDADES MINERAS DE IMMSA


ASESOR DEL TEMA

Prof. Carlos Arango.


SUSTENTANTE

Arreola Zárate J. Humberto Asunción.

Al personal técnico y admi
nistrativo de "MEXICANA DE COBRE", así como a los --
distintos superintendentes de las unidades mineras -
de "IMMSA", principalmente a los de Santa Eulalia y -
Parral, por su valiosa colaboración a la realización
del presente trabajo.

A mis padres,
hermanos y
familiares.

A mi hermano Salvador.

A Palle y Malle.

A las personas que de una u -
otra forma están relacionadas con el campo de la flo-
tación, esperando que el presente trabajo les sea ---
útil.

I N D I C E

- 1.- Introducción.
- 2.- Aspectos físicos y químicos de la flotación.
- 3.- Operación.
- 4.- Máquinas de flotación.
- 5.- Cálculo del número de celdas requeridas.
- 6.- Conclusiones.
- 7.- Bibliografía

C A P I T U L O I .

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

La finalidad de este trabajo es exponer los conceptos básicos sobre el proceso de flotación y mostrar una forma de calcular la cantidad de celdas requeridas, para una determinada producción.

Los capítulos II y III incluyen lo relacionado a la parte teórica, es decir se tratarán aspectos físicos y químicos de la flotación, y los aspectos técnicos más importantes, requeridos para realizar una buena operación.

El capítulo IV menciona los tipos de máquinas de flotación, sus características, y las modificaciones que se han hecho en algunas de ellas. Se incluye además los principios de operación de estas máquinas.

En el capítulo V se ven primeramente los factores a considerar para el cálculo de las celdas, posteriormente se dan los resultados obtenidos en pruebas de flotación efectuados a nivel planta piloto. Los datos obtenidos de estas pruebas se tomaron como base para hacer las determinaciones a nivel industrial de las cantidades de pulpa que entran a cada etapa del proceso.

Los tiempos de retención requeridos en cada etapa de flotación fueron tomados de la literatura, debido a que éstos se han estandarizado para el tipo de mineral en cuestión.

Los minerales procesados a nivel planta piloto, corresponden a un depósito con un contenido promedio de 0.75 por ciento de cobre, y los más importantes en orden de abundancia son: pirita (Fe S_2), calcopirita (Cu Fe S_2), calcosita ($\text{Cu}_2 \text{S}$), y trazas de esfalerita, covelita y galena. El total del contenido de sulfuro dentro del depósito es de promedio aproximado de 2 a 3 % en volumen y la proporción de pirita a calcopirita y calcosita es de 3 a 1 aproximadamente.

C A P I T U L O I I

ASPECTOS FISICOS Y QUIMICOS.

La parte fundamental en los procesos de flotación, consiste en la tendencia selectiva de algunas partículas adherirse al agua, y de otras a adherirse al aire. Mucho se ha escrito, tratando de explicar el porqué de esta tendencia; sin embargo las explicaciones dadas hasta el momento, sólo tienden a correlacionar los fenómenos físicos y químicos en lugar de buscar la causa fundamental del efecto de flotación. Por esta razón, la racionalización tecnológica ha sido y continuará siendo útil.

Los hechos esenciales conocidos pueden ser resumidos como sigue:

- 1.- La mayoría de los minerales, si se protegen convenientemente de la contaminación, se adhieren al agua y no al aire.
- 2.- Las parafinas y otros hidrocarburos se adhieren al aire en preferencia al agua.
- 3.- Algunas sustancias minerales se adhieren al aire. Esto se discute si es debido a impurezas en la superficie, o a una inherente propiedad del mineral.
- 4.- Los minerales (por ejemplo la mayoría de los sulfuros) se pueden hacer adherentes al aire por la adición de un agente apropiado a la pulpa, la cantidad de agente puede ser según los requerimientos de la superficie aparente del mineral.
- 5.- La gran mayoría y probablemente todos los minerales se pueden hacer adherentes al agua y adherentes al aire, usando un agente apropiado o bien por la combinación de varios.
- 6.- Los cambios en las características de la superficie de los minerales debidas a la oxidación y otros procesos afectan considerablemente la facilidad con la que se pueden hacer adherentes al aire.

Para propósitos prácticos la adhesión al agua, es una propiedad peculiar de los grupos de átomos de hidrocarburo. Excepciones a esta regla se han mostrado ser debidas a la contaminación de pequeñas cantidades de sustancias orgánicas, algunas veces por manipulaciones erróneas y otras por asociaciones naturales.

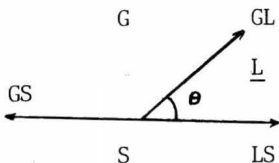
Para entender el mecanismo físicoquímico de la flotación se requiere usar conceptos tales como: energía de superficie, tensión de superficie, adsorción, ángulo de contacto, polaridad, reactividad de superficie y de condición de superficie.

Los primeros dos conceptos no se discutirán en el presente trabajo, ya que sólo son de importancia teórica, y se cuenta actualmente con muy poca información cuantitativa utilizable; el concepto de adsorción se verá en la parte de colectores correspondiente al capítulo de aspectos químicos, por existir dos hipótesis sobre el mecanismo de colección que son la hipótesis de reacción química y la hipótesis de adsorción.

1) ASPECTOS FISICOS

ANGULO DE CONTACTO.- Cuando un líquido L reposa sobre la superficie de un sólido S, y hay un gas G generalmente aire, en contacto con el líquido y con el sólido, las fuerzas que actúan en las interfaces, deben contrarrestarse en el equilibrio con el ángulo de contacto medido en el líquido igual a θ . Suponiendo que esto puede representarse por tensiones superficiales que actúan en la dirección de las superficies se sigue que:

$$\rho_{GS} = \rho_{LS} + \rho_{GL} \cos \theta \quad \rho = \text{Tensión superficial}$$



donde ρ_{GS} , ρ_{LS} y ρ_{GL} son las energías superficiales o tensiones de superficie gas-sólido, líquido-sólido y gas líquido respectivamente.

El ángulo de contacto es muy importante en la determinación de la adhesión. La perfecta adhesión al agua ocurrirá cuando $\theta = 0^\circ$

$$\rho_{GS} \geq \rho_{LG} + \rho_{GL}$$

y la perfecta adhesión al aire ocurrirá cuando $\theta = 180^\circ$

$$\gamma_{GS} \leq \gamma_{LS} + \gamma_{GL}$$

No se conoce una sustancia para la cual el ángulo de contacto aire-agua exceda 105° (parafina sólida); por lo contrario se conocen varias para las que $\theta = 0^\circ$

Algunos ejemplos de tipo práctico se verán en la parte de colectores del presente trabajo, correspondiente a la parte de aspectos químicos.

REACTIVIDAD Y CONDICION DE SUPERFICIE.- Una discrepancia y dificultad concerniente al mecanismo de flotación es en base a la consideración natural de que la superficie de una partícula sólida es como el interior de dicha partícula.

La inalterabilidad de la superficie, no se puede asegurar, ya que tan pronto como un nuevo pedazo de superficie es formado, como en trituración y molienda, y éste se expone al agua, -- oxígeno, bióxido de carbono o muchas otras sustancias presentes en mayor o menor concentración en el ambiente fluido. Es de esperarse alguna clase de acción. Esta puede tomar la forma de adherencia a la superficie física; o la acción en superficie teniendo involucrada la obvia acción química como el intercambio de adsorción.

Aparte de esto, sería obvio que el cambio sobre la superficie requiere un correspondiente cambio en el ambiente -- fluido, y un cambio en el fluido puede introducir en este algún constituyente capaz de afectar algún otro sólido.

La reacción con agua toma la forma de hidratación. Así los óxidos metálicos forman hidróxidos y la superficie modificada (y polar), se une entonces al agua justamente como iones disueltos unidos a moléculas de agua no disociadas.

La reacción con oxígeno, en el caso de minerales sulfurosos, puede producir sulfitos, sulfatos y otros compuestos; la reacción con agua y oxígeno es más probable. En el caso de metales el oxígeno puede producir superficies oxidadas.

La reacción con dióxido de carbono puede conducir a la formación de capas de carbonatos superficiales.

Con impurezas orgánicas y aire o agua pueden resultar superficies no polares.

NO POLARIDAD Y FLOTABILIDAD. - Las sustancias no polares y más específicamente hidrocarburos poseen una flotabilidad natural.

Los minerales que son polares como la fluorita y esfalerita, carecen de flotabilidad natural. En adición, las sustancias que son estructuralmente no polares adquieren un revestimiento polar por reacción con el agua, como el cuarzo y los silicatos. Muchas otras sustancias -- que son más o menos metálicas en apariencia, como la mayoría de los sulfuros, adquieren revestimientos más o menos rápidos de oxidación, el cual es polar.

↳ Pero los minerales polares, y de revestimiento polar están caracterizados por la carencia de flotabilidad natural.

↳ Se llega así a la importante conclusión que la avidez del agua, ausencia de ángulo de contacto, y no flotabilidad son todas ellas manifestaciones de un acuerdo fundamental en la estructura polar del agua (forma activa) y la superficie del mineral; y que, la repelencia del agua, existencia de un ángulo de contacto grande y flotabilidad son manifestaciones que están en discordancia entre la estructura polar del agua (forma activa) y la estructura no polar de la superficie del mineral.

FLOTABILIDAD ADQUIRIDA. - Para adecuados revestimientos de la superficie de uno u otro grupo de minerales con una película que sea no polar, partículas de los grupos seleccionados pueden hacerse actuar como si fueran no polares.

Así los minerales sulfurosos pueden ser selectivamente escogidos de los no sulfurosos.

La flotabilidad adquirida es el resultado de la acción de un grupo de reactivos denominados agentes colectores, obteniéndose una selectividad muy amplia.

La selectividad en una flotabilidad adquirida se obtiene además por la adición de otros agentes. Estos otros agentes pueden ser agrupados como "modificadores", que cumplen muy diferentes funciones. En la práctica de la moderna flotación estos modificadores son extremadamente importantes.

Para el uso de los modificadores se requiere completar lo siguiente:

- 1.- Utilizar los colectores bajo óptimas condiciones.
- 2.- Prevenir y controlar la mutua interacción mineral.
- 3.- Prevenir y controlar la acción de superficies de mineral por ingredientes atmosféricos u acuosos.
- 4.- Modificar favorable o desfavorablemente la capacidad de algunos minerales de adquirir una película flotable.

Como un resultado de la acción de éstos diversos agentes, se pueden obtener una gran flexibilidad de minerales. Esta es una de las dos mejores razones para el éxito en el proceso de flotación; el otro, es una aplicabilidad a partículas más finas que éstas, a las cuales otros procesos son aplicables.

FORMACION DE BURBUJAS MINERALIZADAS.- La unión de la partícula mineral a las burbujas de aire es la base del proceso de flotación espumante. Las operaciones de trituración del mineral, tratamiento con reactivos y mezcla de la pulpa en las máquinas de flotación, producen las condiciones óptimas, para la selectividad y la rápida y fuerte unión de ciertas partículas de mineral a burbujas de aire. Por estas razones la unión de una de las partículas a una burbuja es llamada la operación básica de flotación.

Si las condiciones de flotación son correctamente seleccionadas, se forman en la pulpa burbujas

de aire, a las cuales las partículas de un dado mineral se adherirán. Los grupos consistentes de una burbuja o una o más partículas de mineral, son relativamente inestables -- (burbujas separadas y partículas preparadas para la flotación) pasa a uno relativamente estable (grupos burbuja-mineral).

La adhesión partícula-mineral, toma lugar por colisión, y ésta se presenta con mayor oportunidad en suspensiones densas que en suspensiones diluídas, -- de aquí que las mejores recuperaciones son obtenidas en -- pulpas densas.

Inicialmente, la burbuja y el mineral se encuentran separados por una capa de agua, y de la desintegración de ésta, se determina la cinética de su -- unión debido a la colisión.

Las partículas y la burbuja deben de unirse en la pulpa con la fuerza suficiente para vencer la resistencia de la capa de agua. El tiempo de contacto debe ser tal que el agua tenga oportunidad de moverse fuera del espacio entre las superficies de la partícula y la burbuja. La fuerza de colisión y el tiempo de contacto variará inversamente con las propiedades repelentes del agua a la superficie de la partícula mineral.

La velocidad de unión se ve aumentada con la adición de colectores, mientras que los depresores retardan la unión

Después de que la partícula y la burbuja han chocado, la partícula puede deslizarse sobre la superficie de la burbuja.

En una operación de flotación, normalmente es imposible producir una muy marcada diferencia en la hidratación de superficie de las partículas minerales flotables y no flotables; es también imposible crear las condiciones óptimas para la unión de burbujas o todas las partículas que serían llevadas en la espuma; de aquí -- que una pequeña proporción de la partícula mineral que ha sido preparada para la flotación no pase a la espuma, mien

tras que una cierta cantidad de minerales de ganga entra en la espuma. El problema básico en flotación es producir condiciones, las cuales aseguran la más completa y posible separación de mineral.

FORMAS DE LOS GRUPOS BURBUJA-PARTICULA MINERAL.- Las partículas minerales y las burbujas con la pulpa forman una amplia variedad de grupos al ser tratadas con reactivos ---- (Fig. 1).

En el caso más simple, estos grupos consisten de una burbuja con una partícula individual unida a él. Cuando el número de partículas minerales en la pulpa aumenta forman una (costra de flotación). sobre la parte -- más baja de la burbuja (Fig. 1a.); en este caso un uso más productivo de la superficie de la burbuja es hecho.

Las partículas minerales ocupan del 1-2 % de la superficie de la burbuja (en flotación básica de minerales pobres o en operaciones de separación) a 20 o 30 % de estas superficies (en flotación de carbón o purificación), dependiendo de las condiciones prevalecientes de flotación.

En adición a estos tipo, algunos casos pueden ocurrir en los que las partículas grandes sean flotadas por un grupo de burbujas y casos en los que se --- unan grupos de burbujas y partículas (Figs. 1b, 1c). La -- formación de estos grupos requiere condiciones especiales, - en particular un alto nivel de superficie mineral repelente al agua, un alto grado de aeración de la pulpa y un mezcla relativamente pequeña de la pulpa.

FLOTACION DE PARTICULAS DE DISTINTOS TAMAÑOS.- En la pulpa de flotación de cualquier mineral, se encuentran partículas de los más diversos tamaños, los cuales pueden variar - de varios décimos de milímetro (y algunos casos varios milímetros) a menos de un micrón. Se ha demostrado en la práctica de flotación, que el grado al cual un mineral puede -- ser flotado depende del tamaño de partícula.

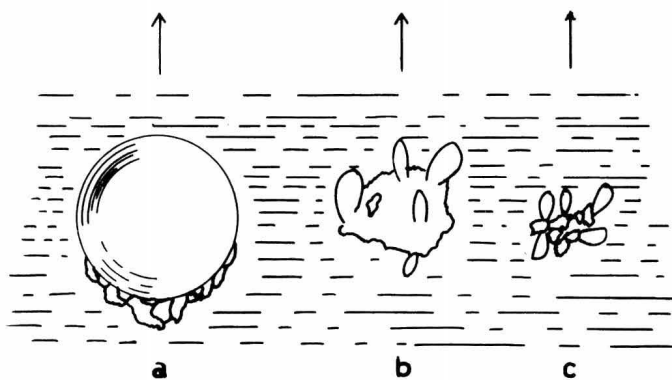


FIG. I.- GRUPOS DE BURBUJA-PARTICULA
MINERAL.

El tamaño óptimo de partícula, al cual se obtiene la mejor flotabilidad, depende de las propiedades repelentes al agua de la partícula y de su gravedad específica. Las partículas más grandes se pueden flotar si son fuertes repelentes al agua, y poseen una baja gravedad específica.

La separación por flotación es más exitosa cuando las dimensiones medias de las partículas son aproximadamente de 0.1 a 0.02 mm. (el límite del tamaño óptimo puede variar un poco en casos individuales).

Las partículas de tamaño promedio son separadas más completa y rápidamente en el concentrado y requieren el mínimo consumo de reactivos para la flotación.

La elevación del límite más grande en el tamaño de partículas flotables es de gran importancia industrial. Si las partículas a flotar son grandes, conduce a un considerable aumento en la productividad de trituración, espesamiento y secado (un aumento en el límite más grande de tamaño para mineral triturado de 0.2 a 0.3 mm.. Sube la productividad total o rendimiento de bolas para molienda en aproximadamente un 30 %); de la misma manera las partículas grandes de concentrado son apropiadas para posteriores procesos como fundición. Sin embargo, el mineral a ser flotado no debe exceder un cierto tamaño, ya que las burbujas no son capaces de levantar partículas grandes a la superficie de la pulpa.

La probabilidad de flotación de partículas pequeñas depende principalmente de la probabilidad de su llegada a hacer contacto con burbujas, mientras que para partículas grandes el factor determinante es la probabilidad de unión estable a la burbuja.

Cuando las partículas presentes forman lamas (de dimensiones extremadamente finas) tienen efectos muy profundos y variados. Estas partículas no exceden normalmente de 3-10 micrones.

Los siguientes fenómenos se hacen presentes cuando están presentes en la pulpa lamas.

- a) Contaminación de los productos en la espuma por pequeñas fracciones de ganga.
- b) Aumento en el consumo de reactivos.
- c) Reducción en la velocidad de flotación.
- d) En algunos casos, la flotación de los gramos más grandes deterioran y hacen caer la calidad de las colas debido a la ineficiente flotación de los granos más pequeños.

Cuando las partículas son por naturaleza repelentes al agua; cuando están presentes en la pulpa colectores que reaccionan con la superficie del mineral las partículas se aglomeran en la pulpa de flotación y, se provoca un sustancial efecto sobre la tecnología de flotación, por las siguientes razones.

- 1.- Las partículas no selectivas aglomeradas, reducen grandemente la selectividad de flotación, conduciendo a una perceptible deterioración en la calidad del concentrado.
- 2.- La adhesión de pequeñas partículas de lama, a partículas más grandes, tiene por lo regular un efecto adverso sobre flotación, debido a que forman cubiertas, privando a las partículas grandes de los reactivos esenciales para su flotación.
- 3.- La formación de grandes conglomerados que no son fácilmente flotables, pueden conducir a un aumento en las pérdidas que se van en las colas.
- 4.- En determinados casos especiales, la aglomeración de lamas en conglomerados grandes, conduce a su removimiento del proceso, eliminando así su efecto dañino.

PROPIEDADES DE LAS ESPUMAS.-

Las espumas de flotación, pueden tener las siguientes propiedades.

- a) Las partículas de mineral flotado son llevados a la parte de arriba de la celda de flotación con las burbujas y deben permanecer firmemente en la espuma; la desunión de

partículas flotadas (normalmente las más grandes) de la espuma, retardan el proceso y conducen a un aumento en las pérdidas en las colas.

b) La flotación suplementaria máxima posible, debido a la flotación selectiva de las partículas de ganga, debe tener lugar en la espuma.

c) La espuma no debe ser excesivamente estable y debe romperse rápidamente a fin de evitar dificultades posteriores en el espesador y filtración de los productos en la espuma

FORMACION DE BURBUJAS DE AIRE EN LA PULPA.-

Las burbujas de aire que son introducidas en la pulpa son formadas por varios métodos: Por el efecto mecánico del medio, por la fuerza de una corriente de aire a través de pequeños hoyos y por la producción de gases disueltos en la pulpa.

El método más importante es la formación de burbujas por acción mecánica, seguido por la producción de aire de solución; el método de pasar aire a través de poros es menos usado.

2.-ASPECTOS QUIMICOS.-

Los agentes adicionados a la pulpa de flotación para causar la adherencia de la partícula al aire son conocidos como colectores. Estos agentes son mas o menos selectivos con referencia a cierta clase de minerales. Para hacerlos todavía mas efectivos, se usan otros agentes, que tomándolos juntos se pueden denominar controladores o modificadores. Los otros agentes adicionados -- son los espumantes.

COLECTORES.-

El colector es el corazón del proceso de flotación, puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula mineral. Cada molécula de colector, contiene un grupo polar y un grupo no polar. Cuando se unen a la partícula mineral, estas moléculas se orientan de tal forma que el grupo no polar o hidrocarburo se extiende hacia afuera, de lo cual resulta una película hidrofóbica sobre la superficie del mineral.

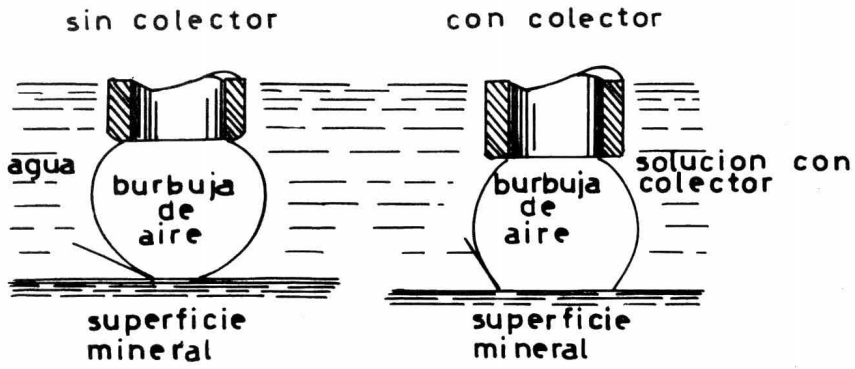


FIG. 2

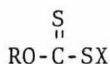
La figura 2 ilustra el contacto burbuja de aire-superficie del mineral con y sin colector. Es evidente que en ausencia del colector la burbuja hace un contacto despreciable con la superficie del mineral y por consiguiente no se realiza la flotación. Por otro lado con el colector, se obtiene un ángulo de 60°, lo cual implica una condición favorable para la flotación.

TIPOS DE COLECTORES.-

Las primeras sustancias a las que les encontraron propiedades colectoras fueron algunos aceites sustancialmente insolubles en agua, posteriormente a principios de 1920 se introdujeron los xantatos más selectivos y otros compuestos heteropolares que hicieron rápidamente obsoleta la flotación con aceite.

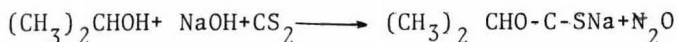
La selección depende del costo y la relativa efectividad de algunos de los compuestos en consideración, que por su forma de acción. El bajo costo y alto poder de colección de los xantatos los han hecho ser los más ampliamente usados de todos los colectores de minerales sulfurosos desde su introducción.

Los xantatos son ditiocarbonatos, correspondiendo a la siguiente fórmula estructural.



en donde R representa el radical alquilo y X el metal alcalino.

Los xantatos usados en flotación son generalmente preparados de un alcohol alifático, disulfuro de carbono y sosa caústica o potasa caústica, con la siguiente reacción.



de la oxidación de un xantato, resulta la formación de un dixantogenon.



Este dixantogenon así formado, es un buen colector por su baja salubilidad en agua. En esta forma es el mejor colector para la flotación de cobre, zinc y molibdeno de algun mineral.

Los colectores ampliamente usados en la flotación de mineral sulfuros son:

- 1.- Etil, propil, butil y amil xantato; particularmente el etil xantato de sodio o potasio y el amil xantato de sodio o potasio;
- 2.- Dietil y disresil ditiófosfato.)

MECANISMO DE COLECCION.-

La acción de colector en la flotación ha sido objeto de la mas exhaustiva investigación que cualquier otra fase en el proceso de flotación. A pesar del presente conocimiento de la orientación de la molécula heteropolar, existen algunas dudas de la orientación hacia afuera de la porción del hidrocarburo de la molécula del colector, sin embargo, el actual mecanismo de la adhesión de el colector a la partícula mineral es un objeto de controversias.

La naturaleza de las fuerzas atractivas entre la porción polar del colector y la superficie del mineral ha sido motivo de muchas investigaciones por otros tantos investigadores. Las teorías propuestas incluyen la química y la de adsorción que involucran la unión de el colector como ion, una molécula, una monocapa y una multicapa. Recientes investigaciones usando técnicas de difracción de electrones y emisiones radioactivas han contribuido a obtener información adicional; sin embargo, una sola teoría aun no es aceptada.

La teoría química postula la formación de un compuesto metalorgánico, sobre la superficie del mineral. Este surgió de la observación de que los sulfuros de plomo y cobre eran separados de los sulfuros de zinc por flotación con xantatos, formandose xantatos metálicos muy insolubles sobre la superficie de los primeros dos minerales. Así, se pensó, que los sulfuros de cobre -

y plomo son flotables porque los xantatos resultantes de plomo y cobre eran más insolubles que los minerales de plomo y cobre, mientras que el sulfuro de zinc debido a que es un xantato más soluble, no es flotable.)

[La teoría química o de solubilidad ha sido una hipótesis de trabajo muy usado, sin embargo no es verdadera para todos los minerales. Por ejemplo, los minerales de sulfuros de hierro son flotables con xantato, pero los ferroxantatos no son todavía identificables en minerales de sulfuro de fierro. Sin hacer caso de si la acción de coleccion es una simple reacción química o no, hay una correlación general definida entre la flotabilidad de la mayoría de los minerales y la solubilidad de la sal metal-colector. Esta relación se complica con el tamaño molecular de colector, la estructura cristalina de el mineral y otros factores de interferencia.

CANTIDAD DE COLECTOR. -

Si se aumenta la cantidad de colector, se obtiene un aumento en el angulo de contacto, que alcanza un valor máximo definido a una concentración de reactivo que es menor para los usuales estantars químicos.

Aumentando la cantidad de colector hay un aumento en la recuperación, principalmente de partículas gruesas.

El gradual aumento en el angulo de contacto y en la recuperación al aumentar la cantidad de colector, puede ser relacionado a uno o más efectos entre los cuales se pueden citar los siguientes:

- 1.- Más rápida reacción a concentraciones más altas.
- 2.- Más rápida aproximación a un equilibrio en el intercambio de adsorción a concentraciones más altas.
- 3.- El desplazamiento del equilibrio en el intercambio de adsorción es más o menos hacia una adsorción completa del colector mientras la concentración del colector es aumentada.)

Aumentando la cantidad de colector a niveles exorbitantes, puede resultar en una flotación

decreciente. Las causas de este efecto no han sido aún aclaradas. Es posible que este efecto esté relacionado a la formación de iones complejos o a la adsorción de una capa adicional de iones colectores.

— EFEECTO DE LA LONGITUD DE LA CADENA DEL HIDROCARBURO.— Es interesante e importante, que el ángulo de contacto máximo obtenido sobre cualquier mineral sulfurado depende únicamente del grupo no polar de el colector. Un ángulo de 60° por ejemplo, es característico del radical etil, un ángulo de 50° de el radical metil, etc.

El aumento en la longitud de la cadena del hidrocarburo, induce al establecimiento del más alto y máximo ángulo de contacto. Como se muestra en la Fig. 3, donde parece ser debido más y más al efectivo recubrimiento de la parte polar de la cubierta sobre las partículas, por el aumento en el espesor de la parte no polar.

El descubrimiento de la dependencia del ángulo máximo de contacto sobre la longitud de la cadena del hidrocarburo, y la independencia del máximo ángulo de contacto de la composición del mineral sustraído y de la composición de la parte polar de el colector es una de las contribuciones significantes al conocimiento de la flotación, en el momento en que se llega a la conclusión de que la película del colector está orientada con la parte del hidrocarburo del ion colector hacia el agua.

ESPUMANTES.— En cierto grado, los espumantes y los colectores son semejantes. El parecido está en el carácter heteropolar de sus moléculas. Pero difieren en sus partes polares: la parte polar del colector tendría una afinidad específica por minerales específicos, mientras que la parte polar de los espumantes tendría afinidad solamente por el agua.

En algunos casos la acción de collecciones considerable a una concentración que no causa

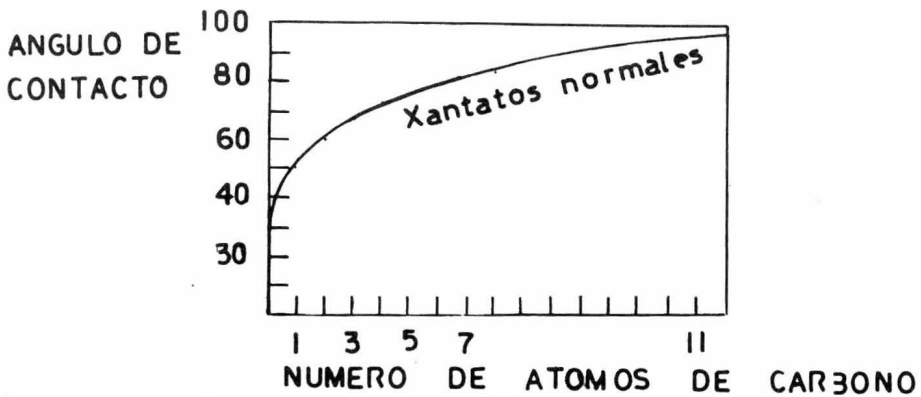


FIG. 3.- DEPENDENCIA DEL MAXIMO ANGULO DE CONTACTO SOBRE LA NATURALEZA DEL GRUPO ALQUILO

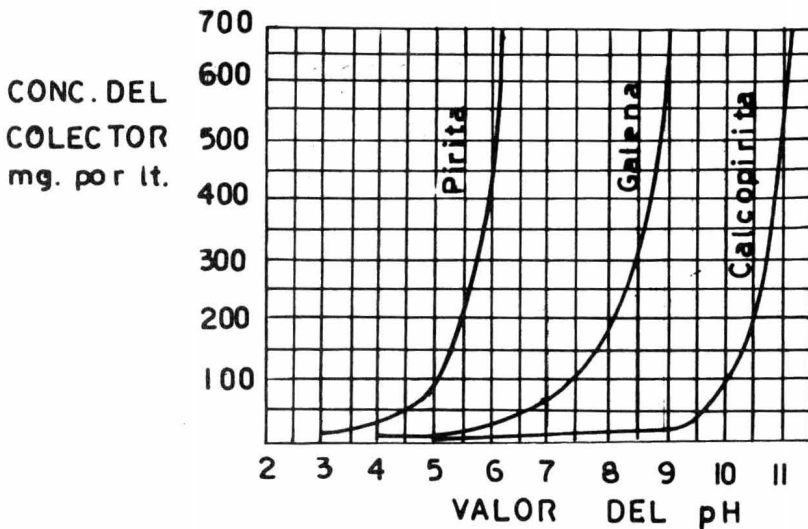


FIG. 4.- RELACION ENTRE LA CONC. DEL COLECTOR Y pH.

espumación: el agente es un colector. En otros casos, la acción de colección es débil y no existente en una concentración que dá buena espumación: El agente es un espumante. En otros casos, son obtenidos el espumante y el colector: El agente es un colector espumante.

Desde un punto de vista práctico, - la disociación de espumantes de propiedades colectoras es conveniente, mientras ésto permita el control separado de estas variable.

Los espumantes actúan sobre la interfase gas-líquido y no en la superficie del sólido.

Los espumantes más usados son: Aceites de pino, ácidos crésílicos, aceite de eucalipto, alcanfor, sustancias pesadas de alcohol, fenol, cetona, y - estructuras de aldehídos; siendo también efectivos los éteres, ésteres y algunas aminas.

MODIFICADORES. - La lista de modificadores o agentes -- condicionantes usada en flotación, es larga y variada. - Esta incluye en forma general a todos los reactivos cuya principal función no es ni la de colector, ni la de espumante.

Los agentes modificadores, pueden - actuar como depresores, activadores, reguladores del p^H , - dispersantes, etc. Un depresor es cualquier reactivo que inhibe o prevee la adsorción de un colector para una partícula mineral y por lo tanto previene su flotación. Los activadores, por otro lado, realzan la adsorción del colector. Con frecuencia un compuesto particular puede llevar a cabo varias funciones, por ejemplo: la soda ash --- (Na_2CO_3) puede ser un activador (para la pirita) y un depresor (para la calcita), así como un dispersor de la pulpa, y un regulador del p^H .

CONCENTRACION DE IONES HIDROGENO. - La efectividad de - la concentración del ion hidrógeno como un agente controlador es de primera magnitud. La efectividad de altas -- concentraciones del ión hidrógeno (alto valor del p^H), en

prevención de la flotación de minerales, es interpretada como el resultado de la competencia entre el anión colector efectivo y el ión hidróxido por la superficie del mineral.

El control del p^H tiene importancia por otras dos razones. Primeramente la concentración de sales solubles, pueden ser reducidas a un punto donde la tendencia de las superficies a hacerse semejantes es conservada en los límites. Esto es ventajoso, especialmente si es practicada la flotación selectiva. En segundo lugar, una sal soluble que consume colector, puede ser encerrada como precipitado, y consumir en esta forma menos colector.

FORMACION DE IONES COMPLEJOS. - Un sólido suspendido en un líquido y humedecido por éste, está rodeado por una doble capa más o menos extensa de iones consistentes de una primera capa de iones anclados al sólido y otra difusa a la primera capa a una distancia muy pequeña.

Una manera de eliminar iones inconvenientes aún más efectiva que por el control del p^H , es adicionando sales capaces de formar complejos que estén disociados en un grado muy pequeño. Así el ión cúprico puede ser "encerrado" como ión cuprocianuro. Estos iones complejos tienen además la ventaja de que los iones individuales pueden ser regenerados para ajustes convenientes de las condiciones químicas.

ION HIDROXIDO COMO DEPRESOR ESPECIFICO.

En la figura 4 se ilustra el efecto de la concentración del ion OH y de el colector sobre la flotación de 3 minerales sulfurosos. Se puede apreciar que puede ser posible una separación por el mero control del p^H . Así en una concentración de dietil ditiofostato de sodio de 25 miligramos por litro, la calcopirita sería flotable de la galena en un rango de p^H de 7 a 9; la galena de la pirita de 4 a 6 y la calcopirita de la pirita a un p^H de 4 a 9.

Otros iones depresores de especial importancia en conexión con los minerales sulfurosos son el ion cianuro y el ion hidrosulfuro.

Los depresores mas usados en la flotación practica de sulfuros son: hidroxidos alcalinos, sulfuros y cianuros alcalinos, cal y silicatos alcalinos.

L ACTIVACION. - La activación es un proceso de alteración de la superficie de los minerales que les permita responder a los colectores. Por este proceso los minerales no accesibles a la flotación se hace que respondan. En otros casos, la respuesta del mineral es meramente aumentada. -- El termino "alteración de la superficie" en un amplio sentido incluye la adsorción e interacción ionica de agentes modificadores en una superficie cercana al mineral.

Para que el agente "modificador de superficie" sea efectivo debe tener una adherencia selectiva. El resultado puede ser una activación o una depresión dependiendo de la reacción del colector con el agente adsorbido en la superficie a modificar.

CAPITULO III

OPERACION.

El éxito en la operación de flotación, requiere el conocimiento y control de los ingredientes que entran al proceso. Los elementos básicos de control son: agua, reactivos, temperatura, densidad de la pulpa, tiempo de acondicionamiento y tamaño de la partícula alimentada.

El tamaño de partícula ya fue expuesto, por ser de gran importancia ya que el éxito de una operación en uno y otro proceso se puede obtener teniendo la reducción de partículas de mineral al tamaño adecuado y el tiempo de retención químico apropiado. Esto no quiere decir que las demás variables no sean de importancia. A continuación se dará el efecto de cada una de ellas para una buena operación.

AGUA.- El agua que se suministre al proceso, debe ser tan pura como sea posible. Si se usa agua contaminada, debe mantenerse su composición uniforme, así se usa agua de recirculación se debe vigilar que no contenga ingredientes nocivos. Estos son en orden decreciente: materia orgánica coloidal, aceites, agentes espumantes, sales de metales pesados, sales de metales alcalinos.

DENSIDAD DE PULPA.- En la etapa de separación en flotación, la pulpa debe estar lo suficientemente diluída de tal forma que permita una colocación de la partícula para que proceda libremente.

Prácticamente hablando el por ciento de sólidos apropiado es de 35 a 40, existiendo por supuesto objeciones no metalúrgicas para tener una pulpa más diluída, de 15 - 20 % de sólidos durante la etapa de separación. De hecho se puede obtener en muchos casos mejores resultados con pulpas más diluídas. Sin embargo, hay objeciones económicas en sobrediluir la pulpa, ya que tales pulpas, requieren grandes cantidades de agentes, más agua, más energía y más maquinaria para cada tonelada de material crudo por cada tonelada de producto.

Cuando la densidad de la pulpa aumenta excesivamente, hay una drástica deterioración en la aereación de la pulpa y en la flotabilidad de partículas --- grandes. En adición, la flotación de partículas de ganga finas aument, y la calidad en el concentrado se reduce.

Se hace por lo tanto necesario, establecer experimentalmente la densidad de pulpa más apropiada. En la tabla 1 se muestran los valores de contenido de sólidos para minerales de sulfuro de cobre.

Densidades de Pulpa Aproximadas				
Tipo de Mineral	Contenido en % de sólidos			
	Flotación Basica		Repurificación	
	Máximo	minimo Promedio	Máximo	minimo Promedio
Sulfuro de Cobre	28	40	34	10 - 30 20

La reducción en la densidad de pulpa en la repurificación es debida a la necesidad de obtener un concentrado de la mejor pureza posible (las fracciones de ganga finas, que usualmente contaminan los concentrados no pasan tan rapidamente a la espuma en pulpas diluídas).

ACONDICIONAMIENTO.- Muchos de los efectos deseados en - flotación son obtenidos tan rapidamente que se considera - con frecuencia que son instantaneos. Sin embargo, se requiere un tiempo determindado a fin de obtener una buena - respuesta de las partículas minerales a la acción de los - reactivos. La mezcla se puede efectuar en un tanque espe - cial o en las celdas de flotación. Si se requiere de un - tanque debe tener preferentemente una capacidad ajustable.

TEMPERATURA.- La flotación es por lo regular conducida a una temperatura natural de la pulpa, frecuentemente en un rango de 12 a 20°C, sin embargo en algunos casos es calentada a fin de acelerar una acción lenta.

REACTIVOS.- La cantidad de reactivos y el tipo que se debe usar, se determina por pruebas y comparaciones con -- practicas corrientes. Estos nos dan el mantenimiento de -- la mayoría de las ventajas químicas.

No existe una regla para determinar la cantidad de reactivos, ya que las variaciones son muy grandes de un mineral a otro y hay variaciones considerables de un día para otro e inclusive de hora a hora.

Las cantidades promedio usadas son -- en orden de magnitud:

	Kg. por Ton.
Espumante	0.00933 - 0.09
Colectores	0.01866 - 0.933
Aceites hidrocarburos	0.3732 - 1.866
Reguladores del pH	0.1866 - 3.732
Activadores	0.1866 - 0.7464
Depresores	0.01866 - 0.3732
Desactivadores	0.01866 - 0.1866

Hay una cantidad optima de cada reactivo, ya que por ejemplo, si se usa cianuro en la separación de calcopirita de la pirita, la primera flota con xantatos mientras que la segunda no. Pero un aumento en la cantidad de cianuro puede hacer que no flote ninguno de -- los dos; y un aumento en la cantidad de xantato puede hacer flotar a ambos. Por otro lado una pequeña cantidad de cianuro no dara una adecuada selección y también una pequeña cantidad de xantato no flotará suficiente calcopirita.

Se puede considerar los siguientes -- puntos:

1.- El aumento en la finura de la molienda, requiere un aumento de reactivos excepto de espumantes los cuales pueden o no tener el mismo aumento.

2.- El uso de pulpas espesas tiene cierta influencia en la economía de los reactivos.

3.- Los cambios en el tipo de máquina de flotación puede - requerir algunos ajustes en la cantidad de reactivos. Lo mismo es igualmente cierto en los cambios de lugar, tiempo y metodo físico de adición.

La determinación de la cantidad óptima de reactivo es materia de ensayo y error: Esto es un -- arte no una ciencia. La experiencia e interes cuentan mucho en este campo.

FORMA Y LUGAR DE ADICION DE REACTIVOS.- Se pueden considerar los siguientes factores:

- 1.- El objeto del reactivo.
- 2.- Solubilidad en el agua del reactivo.
- 3.- Condiciones físicas del reactivo.

La adición puede ser en forma sólida como es el caso de la cal. Por lo general, los sólidos no muy solubles en agua como los xantatos alcalinos y cianuros la adición puede ser en forma de solución acuosa.

Los solidos pueden adicionar por medio de una banda a muy baja velocidad; las soluciones acuosas se hacen generalmente en tanques, y la alimentación se obtiene por atracción de la solución con copas montadas en la periferia de un disco. Los aceites pueden alimentarse de la mis-a forma que las soluciones acuosas, solo que estas van adicionados en embulsiones en agua.

C A P I T U L O I V.

MAQUINAS DE FLOTACION.- Las máquinas de flotación son los aparatos en los que tiene lugar el proceso de flotación. Hay muchos y muy variados diseños de tales máquinas y sólo se hablará en el presente trabajo de las más importantes.

Los requerimientos técnicos de una máquina de flotación son:

- 1.- La máquina debe aerar la pulpa tan completamente como sea posible.
- 2.- Las partículas sólidas en la pulpa deben ser distribuidas uniformemente a través de ella, sin asentamientos.
- 3.- La máquina debe trabajar continuamente y ser controlable rápidamente.

CLASIFICACION.- La más simple e importante es la basada en el método de aereación de la pulpa, dado que ésta es la característica básica y esencial requerimiento en las máquinas de flotación. Los tipos son:

- 1.- Celdas mecánicas, en las que la pulpa es aereada por la mezcla de ésta con aire, usando mezcladores (impulsores) que pueden ser de los siguientes tipos: Impulsor con hojas radiales; impulsor con espiral y de jaula de ardilla.
- 2.- Celdas de tipo neumático, en las que la pulpa es aereada directamente por soplado, el cual se puede introducir a través de "cuerpos" porosos o por disipación de aire.

Las máquinas más ampliamente usadas en la industria, son del tipo mecánico.

Las máquinas de flotación, se pueden subdividir de acuerdo a la forma en que la pulpa fluye dentro de ellas en los siguientes tres grupos: Tipo caja, de nivel común y seccionada.

MAQUINAS TIPO CAJA.- Son celdas particulares elongadas como se muestra en la figura 5. La pulpa preparada para la flotación, entra por la parte de abajo; las colas salen de la celda por la parte opuesta. La espuma fluye sobre unos canales colocados a ambos lados de la celda y dispuestos a todo lo largo de ésta. El nivel de la pulpa es el mismo en toda la máquina.

MAQUINAS DE NIVEL COMUN.- Estas difieren de las de tipo caja, en que están divididas en compartimentos separados por una serie de bordes transversales como se muestra en la figura 6. Estos bordes no llegan hasta el fondo de la celda y en la mayoría de los casos, su parte más alta está un poco más abajo del nivel de la pulpa. De esta manera, los compartimentos de éstas máquinas, se comunican uno con otro por el fondo y por la parte superior; el nivel de la pulpa es el mismo a lo largo de toda la máquina.

Cada compartimento tiene un aereador, usualmente del tipo mecánico.

MAQUINAS SECCIONADAS.- Este tipo de máquina, consiste de celdas separadas como se muestra en la figura 7. Estas máquinas disponen de un artefacto especial adaptado para regular el flujo de la pulpa entre una celda y otra. De esta manera se logra mantener niveles de pulpa completamente diferentes entre las celdas y producir de esta manera varias condiciones para la flotación.

El principio de la máquina seccionada se usa para máquinas del tipo mecánico, el de caja para neumáticas, mientras que las de nivel común, se pueden usar para ambos.

MAQUINAS MECANICAS CON IMPULSOR RADIAL.- Las partes de éste tipo de máquina se muestran en la figura 8.

El flujo de la pulpa de una celda a otra se hace por gravedad a través de un tubo alimentador T, cayendo ésta directamente sobre la parte superior del

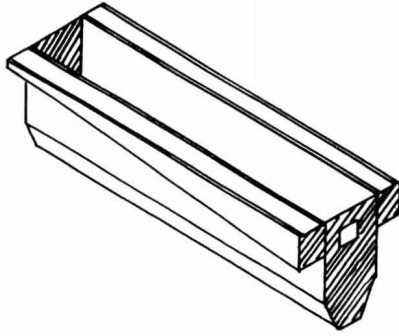


FIG. 5.- DIAGRAMA DE UNA MAQUINA DEL TIPO CAJA.

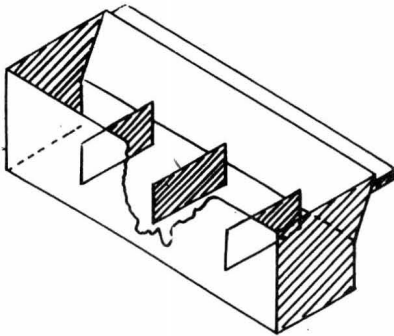
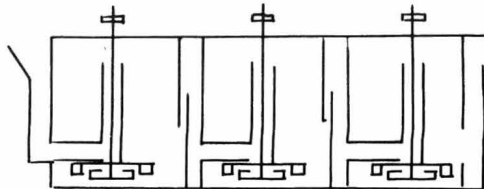


FIG. 6.- DIAGRAMA DE UNA MAQUINA DE NIVEL COMUN

FIG. 7.- DIAGRAMA DE UNA MAQUINA SECCIONADA



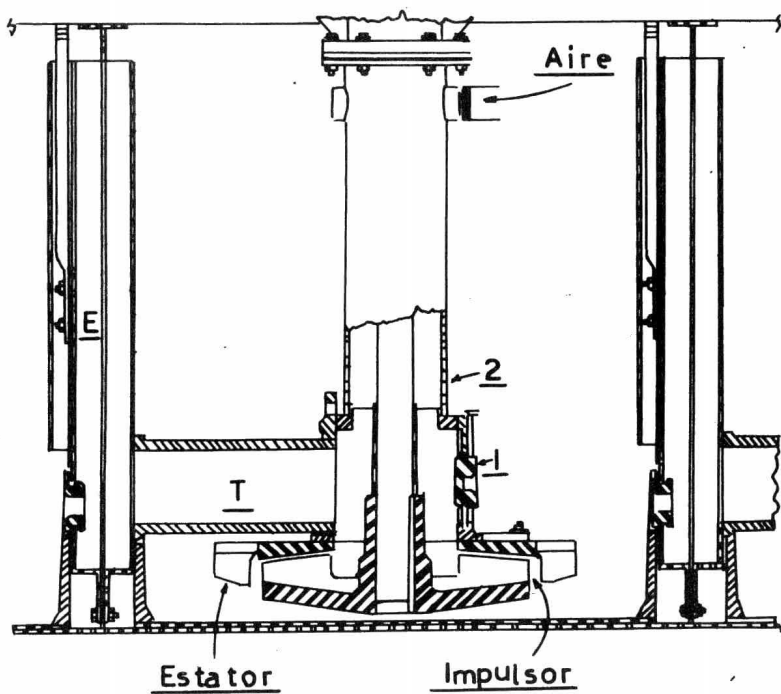


Fig. 8.- MAQUINA MECANICA CON
IMPULSOR RADIAL.

impulsor rotatorio que se encuentra debajo de la cubierta estacionaria o estator, manteniéndose la pulpa en constante movimiento por la acción del impulsor lográndose la -- reacción de flotación.

El derrame de la pulpa que tiene lugar en cada celda, cae sobre una compuerta, y el paso de ésta a otra celda se hace a través de un espacio E, el cual está conectado al tubo alimentador T. En la parte lateral de cada celda, y unido a una de las paredes del espacio E, el cual está conectado al tubo alimentador T.- En la parte lateral de cada celda, y unido a una de las paredes de el espacio E, se encuentra una válvula con la cual se controla el nivel de la pulpa. A fin de dar circulación a partículas de tamaño relativamente grande (arenas), se cuenta con unos orificios O que comunican directamente al tubo de alimentación y que pueden mantenerse abiertos o cerrados según las necesidades. Estas partículas también se pueden recircular, para lo cual se tiene un orificio 1 arriba del estator en el tubo vertical 2.

La aereación y mezclado de la pulpa con los reactivos tiene lugar en la zona inferior de la celda. El paso de la pulpa a través de la celda y la -- acción creada en la zona del impulsor, provoca una reducción de presión jalando aire atmosférico hacia abajo a -- través del tubo estacionario.

La pulpa aereada, después de abandonar la zona de mezclado, pasa hacia arriba por desplazamiento a la sección central de la celda. Esta es una zona de quietud y libre de cruces de corrientes y agitación. En esta zona el mineral cargado en las burbujas de aire, se separa de la ganga pasando hacia arriba; mientras que el material de ganga sigue el flujo de la pulpa y es desechado en la descarga final de la máquina.

CARACTERISTICAS.- 1.- El estator está colocado sobre el impulsor, lo cual origina un control en el flujo -

de la pulpa y mejora la operación; sin embargo, la -- cantidad de pulpa que llega al impulsor no puede ser controlada, por lo que las condiciones óptimas de operación del impulsor no pueden ser seleccionadas y variadas de acuerdo con las condiciones de flotación -- (densidad de pulpa, tamaño de partícula mineral, ---- etc.). Algunas máquinas traen adaptadas paletas fijadas que guían el flujo de la pulpa del impulsor directamente.

- 2.- El nivel de la pulpa se puede controlar con cierta facilidad.
- 3.- En el centro del aereador se produce una area de presión reducida, facilitando la alimentación de producto circulado de las celdas inmediatas; bajo éstas condiciones los productos de circulación son en cierto grado absorbidos, lo cual facilita la creación de esquemas o diagramas de flujo de flotación complejos.

Dentro de las desventajas, está principalmente la debida al bajo nivel de aereación de la pulpa especialmente en la parte media superior de la carga. Para compensar ésto, se puede agragar aire adicional por medio de sopladores con el correspondiente aumento con el consumo de potencia. El uso de sopladores es más usado en las celdas de mayor tamaño, debido a que la acción del impulsor no alcanza a jalar de la atmósfera el aire necesario para llevar a cabo el proceso de flotación.

En la tabla siguiente, se muestra -- una relación del volumen nominal de la celda y la potencia del motor que acciona el mecanismo del impulsor:

VOLUMEN DE LA CELDA (M ³)	HP DEL MOTOR
0.08496	1
0.2832	1.5
0.3398	1.5
0.5097	3
0.5664	3
0.708	5
0.8496	5

VOLUMEN DE LA CELDA (M ³)	HP DEL MOTOR
1.1328	5
1.416	7.5
1.6992	7.5
2.832	10-15
5.664	20-25
8.496	25-30
11.329	40-50
16.992	50-60

MAQUINAS DE FLOTACION CON ROTOR Y ESTATOR DE JAULA DE-
ARDILLA (Sistema Fagergren).- Este tipo de máquina consis-
te de una serie de celdas de hierro 1 (Fig. 9), con un --
sistema de aereación consistente de un rotor 2 y un esta-
tor, los cuales están formados por una serie de varillas-
con cierto espacio entre ellos. Las varillas están forra-
das de hule para reducir el desgaste. El rotor (Fig. ---
10a), tiene dos discos que sujetan a las varillas. Estos
discos tienen unos agujeros donde están acopladas unas ho-
jas curvadas de tal forma que cuando el rotor gira, el -
aire es absorbido en el rotor a través del disco superior
y la pulpa por el disco inferior. El estator está fijo -
en la celda (Fig. 10b). El rotor es impulsado por el eje
3, el cual está rígidamente conectado a un motor eléctri-
co 5. La pulpa es alimentada al rotor a través del cana-
6, y jalada hacia el rotor por las hojas del disco infe-
rior.

La pulpa circula dentro de las cel-
das a través de los hoyos 15 en el piso de la celda. La
mezcla pulpa-aire es impulsada al interior de la celda --
por la acción rotatoria de la jaula; en esta forma pasa -
rápidamente a través de la abertura formada entre las va-
rillas del rotor y el estator. El alto grado de mezclado
y los multiples cambios de presión, conducen a la forma-
ción de burbujas de aire en la pulpa. Las burbujas as---
cienden con sus partículas minerales adheridas, formando-

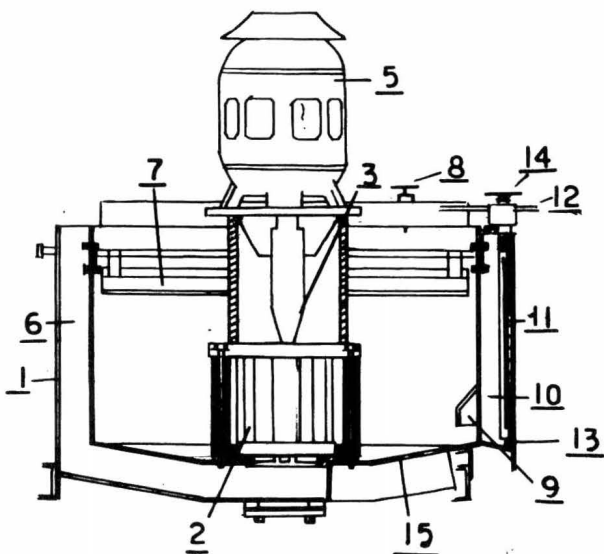


Fig.9.- MAQUINA CON ROTOR Y ESTATOR
JAULA DE ARDILLA.

una espuma abundante y móvil que se derrama sin la ayuda de las aspas. El nivel de la pulpa en la celda y la velocidad de derrame en la espuma son controladas, alterando la altura de las compuertas 7 por medio de la rueda de mano 8. El producto de la celda sale a través de la abertura 9 hacia el tanque de colas 10. Esta entonces pasa a la próxima celda o abandona la máquina por los hoyos 11 y 13.

El hoyo 13 es para extraer arenas, y se controla por la rueda de mano 12, mientras que el hoyo 11 es controlado por la rueda de mano 14.

Las variaciones en el diámetro de estas celdas van de 60 a 150 centímetros. El consumo de potencia de este tipo de máquina es menor que cualquier otro tipo; éste no excede a 2.2 Kilowatt-hora por tonelada de mineral procesado. El alto grado de aereación de la pulpa y el buen movimiento de la espuma (sobre un gran perímetro, la espuma recorre sólo una corta distancia), haciendo posible la flotación de partículas relativamente grandes.

- CARACTERISTICAS.- 1.- El mecanismo especial de aereación de un estator y rotor de jaula de ardilla, da una alta y efectiva dispersión de aire para la formación de burbujas.
- 2.- El control independiente del nivel de la pulpa en la celda y la altura de la espuma hacen que las capas espesas de la espuma y la velocidad de su removimiento pueda ser alterada sin considerar el nivel de la pulpa.

MODIFICACIONES.- En los últimos cinco años, se ha desarrollado un nuevo mecanismo de rotor estator para este tipo de máquinas denominando comercialmente sistema (1 + 1). Fig. 11.

La principal diferencia entre este tipo de máquina y la convencional está en el sistema rotor-estator. Fig 12.

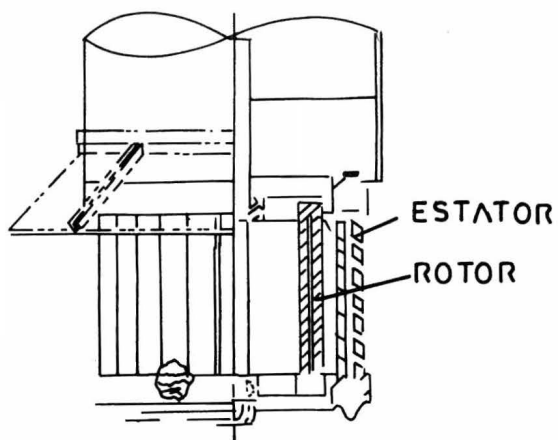


FIG.10 ROTOR Y ESTATOR JAULA DE ARDILLA

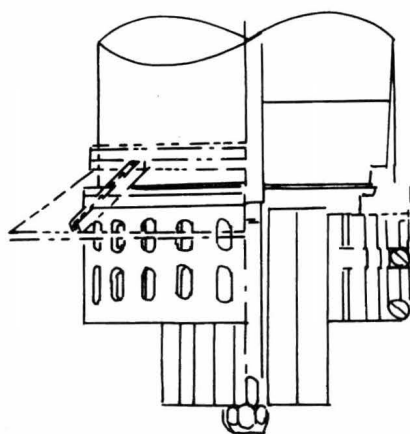
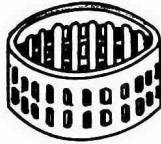


FIG.- II.- ROTOR-ESTATOR (1+1)



ROTOR



ESTATOR

FIG. 12.- SISTEMA (1 + 1)

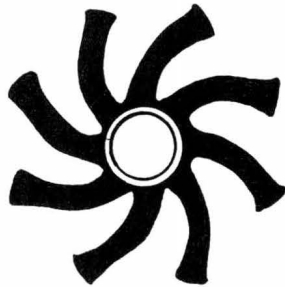


FIG. 13.- FLEXION DE LAS HOJAS DEL ROTOR CUANDO SE PRESENTA UNA CARGA ELEVADA

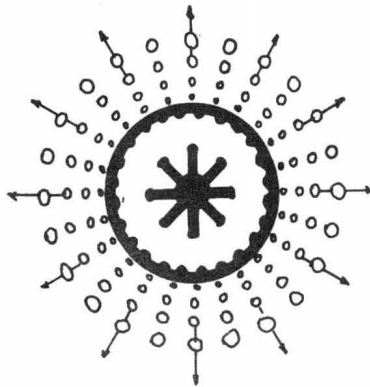


FIG. 14.-CORRIENTE RADIAL DE LA PULPA

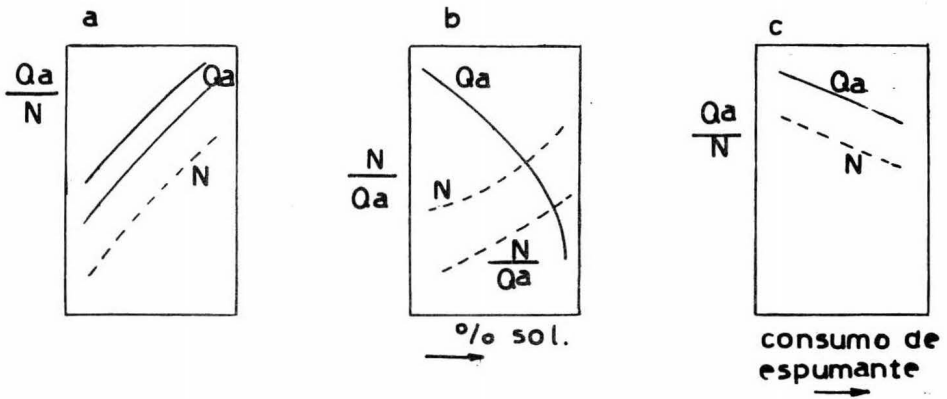


FIG. 15.-EFECTO DE DIFERENTES FACTORES SOBRE LA OPERACION DE IMPULSORES DE HOJAS RADIALES.

- a.-velocidad periferica del impulsor.
- b.-densidad de la pulpa.
- c.-consumo de espumante.
- Qa .- cantidad de aire jalado.
- N .-potencia empleada.

El nuevo diseño del estator permite que al empezar la operación las hojas del rotor se flexionen si hay una carga elevada al arrancar la máquina - (Fig. 13), lo cual permite que automáticamente se reduzca el diámetro del rotor. Cuando los sólidos con la pulpa bajan, las hojas del rotor regresan a su diámetro normal de operación.

La disposición del estator permite que la pulpa tenga una corriente radial, y fluya hacia las paredes del tanque (Fig. 14). La disposición de unos tubos colocados en la parte interior del anillo dispersor permiten que la pulpa tenga un flujo ciclónico; de esta manera los dos efectos mencionados conducen a un elevado aumento de eficiencia, asegurando la expulsión efectiva de la pulpa, permitiendo así menores velocidades de operación.

En la siguiente tabla, se da una relación de las dimensiones de la celda, volumen, potencia instalada y consumida, así como rango de capacidad.

VOLUMEN DE LA CELDA	M ³	HP DE POTENCIA INSTALADA	CONSUMIDA	RANGO DE CAPACIDAD TPD DE SÓLIDOS.
0.0283		0.5	0.4	10/35
0.09056		1.0	0.8	30/100
0.3113		3.0	2.0	100/300
0.5943		5.0	3.0	200/600
1.132		7.5	5.5	400/1 200
1.698		10.0	8.0	600/2 000
2.83		10.0	8.0	1 000/3 000
4.245		15.0	12.0	1 500/5 000
8.49		30.0	24.0	3 000/10 000
14.15		40.0	34.0	5 000/15 000

PRINCIPIOS DE OPERACION DE LAS MAQUINAS DE TIPO MECANICO.

OPERACION DEL IMPULSOR DE HOJAS RADIALES.- La velocidad periférica del impulsor (Fig. 15a) afecta a la can-

tividad de aire jalado Q_a y la potencia N requerida por el motor eléctrico para este propósito. A mayor velocidad periférica, mayor cantidad de aire jalado y más alto consumo de potencia. Sin embargo, una mezcla excesiva de pulpa causada por la alta velocidad periférica del impulsor, conduce a la desunión de las partículas grandes de las burbujas.

La densidad de la pulpa tiene un profundo efecto sobre la operación de la máquina (Fig. 15b). Cuando aumenta la densidad de la pulpa, la cantidad de aire jalado se reduce y el consumo de potencia aumenta. Sin embargo esto no quiere decir que las pulpas más diluidas sean usadas en flotación. Desde el punto de vista de aeración de la pulpa, una densidad de pulpa promedio es lo mejor.

En la operación del impulsor, son -- factores determinantes; la cantidad de pulpa que llega a éste. y el punto de alimentación. La óptima cantidad de pulpa para el que la máxima cantidad de aire sea jalado, es obtenido si la pulpa es alimentada a la parte central del impulsor (Fig. 16, corrientes 1 y 2). Si la pulpa pasa de la cantidad óptima, al llegar a la zona central del impulsor, provoca una caída en el aire consumido.

Cuando la pulpa se alimenta al impulsor por la periferia (Fig. 16, corriente 3), aumenta el consumo de aire al aumentar la circulación de la pulpa, alcanzando un punto más alto que cuando se alimenta la pulpa a la zona central del impulsor.

El efecto del espumante sobre la operación del impulsor es único (Fig. 15c). Al aumentar la concentración de espumante a su punto óptimo, se reduce la cantidad de aire atmosférico jalado por el impulsor. Esto es un resultado de la más intensiva circulación de pequeñas burbujas de aire a través del impulsor y por el aumento en la evolución de aire en el impulsor.

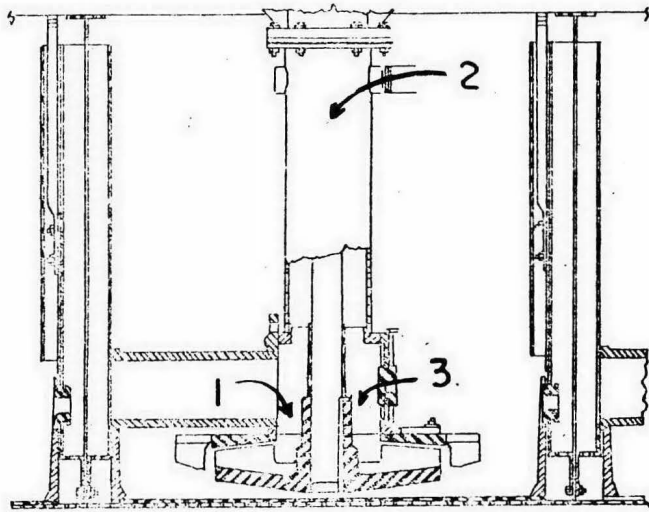


FIG.16.-FLUJO DE PULPA

MAQUINAS DE TIPO NEUMATICO.- Este tipo de máquina difiere de las del tipo mecánico en que el aire es introducido directamente y es usado tanto para aerar la pulpa, como para lograr la circulación de ésta.

La máquina neumática del tipo de dispersión de aire, es de diseño muy simple y económico en uso, y las variaciones de uno a otro tipo son sólo en detalles.

Una desventaja de este tipo de máquina es su relativamente bajo rango de mezclado de la pulpa. Esto reduce el grado de rompimiento del aire y no previene las condiciones favorables para la flotación de partículas pequeñas (debido a que las condiciones para su contacto no son favorables) y partículas grandes (la máquina se atasca cuando está parada).

El uso de máquinas neumáticas, impide que se puedan hacer divisiones de pequeñas celdas y no se puedan bombear productos intermedios; y el no poder separar las celdas, hace difícil su aplicación a esquemas complejos de flotación.

C A P I T U L O V.

CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS REQUERIDAS.

La determinación del número requerido de celdas de flotación de un cierto tamaño está determinado por el tiempo de flotación y la producción deseada.

El tiempo necesario para la flotación, es determinado en cada caso específico por experimentos especiales.

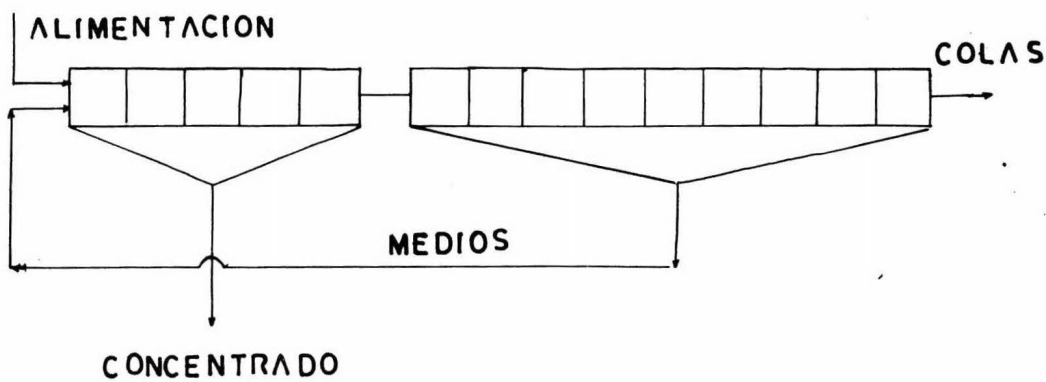
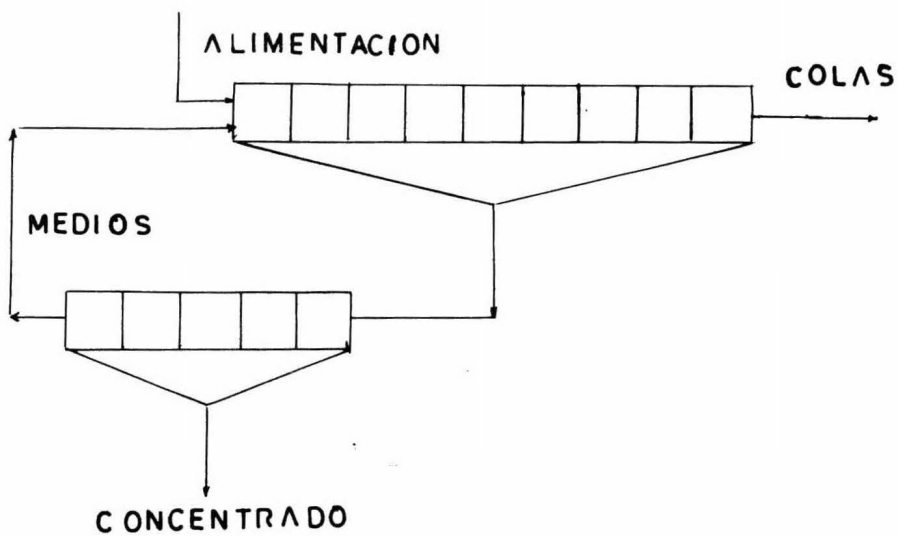
El curso del proceso de flotación, y los resultados obtenidos, depende de un gran número de factores como son: finura del mineral antes de la flotación, alimentación de reactivos, flujo y duración de las operaciones individuales. Otros factores que tienen decisiva importancia en algunos casos son: la densidad de la pulpa, temperatura, intensidad de la aereación y mezclado, tipo de la máquina de flotación, curso de la flotación, etc.

La importancia y efecto de cada uno de estos factores ya fué mencionado, y su selección se hace difícil en vista de que la mayoría de ellos tienen un efecto determinante sobre el proceso y están cerradamente interconectados, y una alteración en uno requiere una correspondiente corrección en los otros.

Las condiciones de operación que se consideran óptimas son aquellas que dan una máxima extracción y la más alta calidad en el concentrado.

DIAGRAMAS DE FLUJO DE FLOTACION.- Los minerales que deben ser separados, tienen diferentes propiedades por lo que en una primera flotación, no se obtiene un alto grado de selectividad. Es por lo tanto necesario usar varias operaciones de flotación, alimentando productos individuales de una operación en otra.

La secuencia en el flujo de flotación depende de las propiedades de el material crudo, la calidad



FIGS. 17 Y 18.- DIAGRAMAS DE FLUJO TÍPICOS PARA EL COBRE.

de los productos de concentración requeridos, y las consideraciones de tipo económico.

La primera operación de flotación, en la que se separan grupos definidos de minerales, se denomina flotación Primaria y el término repurificación o limpieza es usado para describir las operaciones en las que el concentrado primario se somete a repetidas flotaciones a fin de mejorar la calidad del concentrado.

La flotación agotativa, es la operación en la que las colas de la flotación de limpieza son reprocesadas a fin de recuperar metal que se haya ido en estas colas.

Los diagramas de flujo de flotación, se pueden clasificar de acuerdo a sus características básicas y secundaria. Las características básicas incluyen: el número de etapas de concentración, el número de ciclos de concentración, y el propósito de cada etapa y ciclo de concentración. Las características secundarias incluyen: el número de limpiezas y operaciones agotativas en los diferentes pasos y ciclos, y los puntos de retorno para productos intermedios.

Para minerales de cobre, los diagramas de flujo más comunmente usados son los mostrados en las figuras 17 y 18.

Debido a que los minerales de cobre, generalmente contienen cantidades apreciables de pirita, el problema principal es asegurar la flotación del cobre y prevenir la excesiva flotación del fierro. Para este caso un diagrama como el de la figura 17; puede ser satisfactorio.

Muchos minerales de cobre se encuentran diseminados de tal forma que requieren una fina molienda para liberar de ellos el fierro y las partículas de ganga. El tratamiento de tales minerales usualmente involucra la flotación de concentrados primarios de bajo grado. - Todo o parte de estos concentrados deben ser remolidos antes de entrar a la flotación limpiadora.

El uso de la remolienda nos dá una mejor recuperación que si se usara una fina molienda primaria, debido a que se forman menos lamas.

Se pueden considerar las siguientes -- reglas básicas al planearse un diagrama de flujo de flota--- ción y la determinación del punto de retorno de productos in--- termedios.

1.- Los productos intermedios deben -- ser alimentados al proceso en un punto en el que halla pro--- ductos con un contenido similar en el mineral flotado, así -- como propiedades similares de flotación.

2.- Las partículas minerales de cada -- sección del diagrama deben tener acceso a todos los produc--- tos finales, de tal forma que las partículas que sean encon--- tradas en su camino en cualquier operación, como un resulta--- do de repurificación o flotación de colas pueden finalmente alcanzar los productos apropiados.

En la planeación de diagramas de flujo, es esencial considerar el efecto de la densidad de pulpa, a fin de tener una apropiada operación de flotación, así que -- su densidad debe mantenerse a su óptimo nivel , requiriéndo--- se en ocasiones el uso de espesadores.

DIAGRAMA DE FLUJO PARA MINERAL DE COBRE PORFIRITICO.

El mineral de cobre que se considera -- en este trabajo es del tipo porfirítico, y el diagrama de -- flujo comercial y universalmente empleado para este tipo de mineral es el mostrado en la figura 19.

El mineral una vez triturado se pasa a molienda primaria, usando para ello molinos de bolas que ac--- túan en circuito cerrado con un clasificador, a fin de recir--- cular el mineral que no haya obtenido el tamaño deseado.

Del derrame del clasificador, el mine--- ral con un tamaño de partícula de aproximadamente 60 por -- ciento -200 + 270 malias, se pasa a la flotación primaria, de

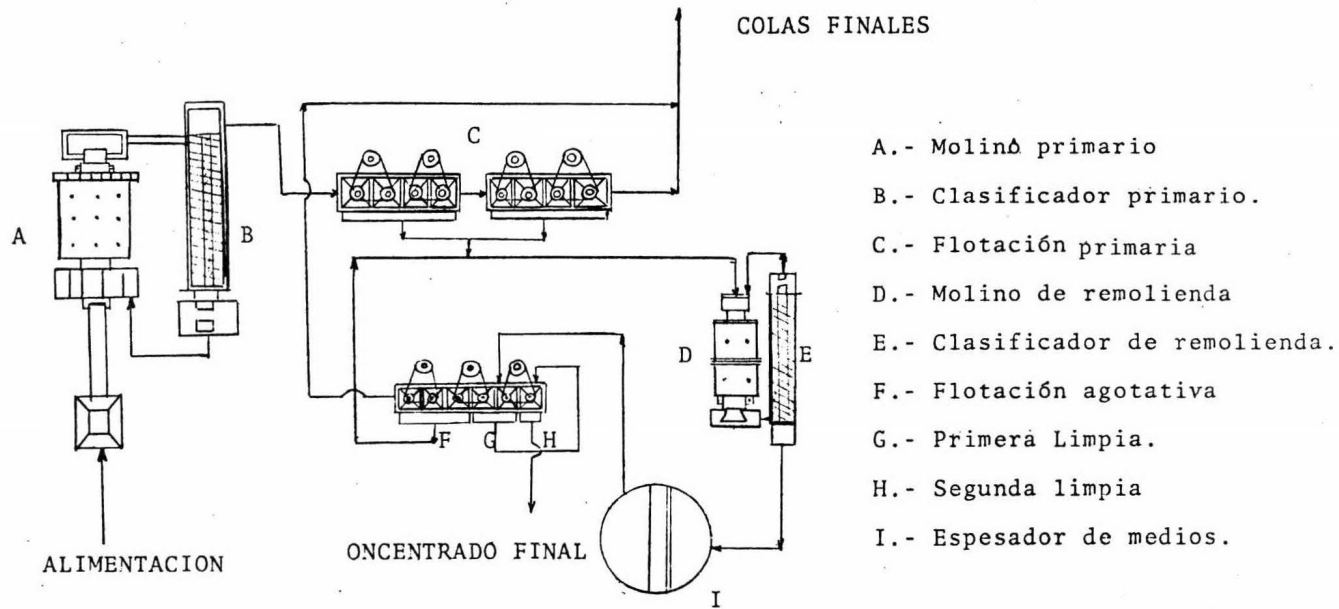


FIG. 19.- DIAGRAMA DE FLUJO PARA MINERAL DE COBRE TIPO PORFIRITICO.

donde se va a obtener un concentrado y unas colas.

Los concentrados de la flotación primarias, se bombean a unos clasificadores, para hacer una separación entre partículas terminadas que van a las limpiadoras y las que requieren más molienda. El derrame del clasificador, lleva material con un 90 por ciento menos 325 mallas aproximadamente, y es mandado a unos espesadores de medios para su asentamiento, siendo de ahí enviado al circuito de las celdas limpiadoras.

La descarga de los clasificadores de remolienda, que lleva material de 85 por ciento -200 + 270-mallas, es remolido a una finura de 90 por ciento menos 325 mallas, producto adecuado para el circuito de limpiadoras y relimpias.

De los espesadores de medios, el material se alimenta a la primera limpia y el concentrado obtenido de ésta operación pasa a una segunda limpia de donde se obtendrá el concentrado final.

Las colas de la segunda limpia se recirculan a la primera limpia, pasando las colas de la primera limpia al circuito de celdas agotativas donde se va a recuperar cobre que no halla sido flotado en la primera y segunda limpia.

El concentrado de la flotación agotativa se recircula al clasificador de remolienda y las colas se juntan con las colas primarias para formar el producto de desecho.

REACTIVOS Y SUS CARACTERISTICAS.- Existen en el mercado -- una gran variedad de reactivos de flotación, siendo éstos -- comunmente conocidos en el ambiente minero, no por su fórmula química, sino por el nombre comercial del fabricante.

Los reactivos empleados para este caso son: Z-6 y A-238 que actúan como colectores; D-250, --- MIBC y ácido cresílico como espumantes, y cal como modificador y depresor.

El Z-6 es un amilxantato de potasio - de fórmula molecular $C_5 H_{11} OCS_2 K$, y su uso está orientado a las operaciones de flotación que requieren un alto grado - de poder colector, y debido a que nuestro mineral en cues--- tión trae fierro en cantidades considerables, se puede obtener una mayor selectividad con este reactivo, si la pulpa es tá alcalinizada con cal.

El A-238 es un ditiofosfato dibutílico secundario de sodio, y es adecuado para menas de cobre -- donde se requiere una acción rápida combinada con selectividad respecto a sulfuros de hierro. Comparados con los xantatos, este colector es más selectivo en la flotación de sulfuro de cobre en presencia de sulfuro de hierro (como es nuestro caso).

Este reactivo es prácticamente no espumante y soluble en agua, y viene en forma de polvo granulado siendo especialmente útil en la colección de sulfuros de cobre, y en la flotación de calcopirita en presencia de pirita cuando se desea la selectividad.

El MIBC (metil isobutil carbinol) y - el ácido cresílico, son espumantes adecuados para menas de - cobre. El poder espumante del ácido cresílico es variable y puede dar espumas más livianas y menos persistentes que ---- otras. Su uso es de spumante enérgico que a diferencia de - los espumantes alcoholicos, tiene algunas propiedades colectoras y por lo tanto, tiende a ser no selectiva.

El D-250 son éteres de metil glicol -- polipropileno, y son líquidos de baja viscosidad y completamente solubles en agua. Se pueden representar por la fórmula $CH_3 - (O-C_3 H_6)_x - OH$. Su acción es rápida y más fácilmente ajustable a variaciones en el mineral alimentado. Producen burbujas finas y ampliamente dispersas, lo cual dá una flotación más eficiente.

Una consideración importante es que este espumante causa menos ataque al hule que cubre el impulsor y estator de las máquinas, así como el de las bombas en comparación con otros espumantes como el ácido crecílico.

PRUEBAS EN PLANTA PILOTO.- Los siguientes resultados fueron obtenidos en pruebas llevadas a cabo a nivel planta piloto, en ellas se hicieron de terminaciones del por ciento de cobre, por ciento de sólidos y cantidad de reactivos adicionados.

El dato del por ciento de cobre en cada etapa de flotación fué tomado para determinar cual de las pruebas tuvo mayor porcentaje de recuperación y a la vez, utilizar este valor, para calcular las toneladas de sólido seco en cada punto de proceso en la planta a nivel industrial, partiendo de la cantidad de concentrado de cobre deseado.

El por ciento de sólidos se tomó para calcular la cantidad de pulpa.

La cantidad de reactivos se midió para ver como influyen éstos en la recuperación obtenida.

LOS RESULTADOS DE LAS TRES PRUEBAS MAS SIGNIFICATIVAS FUERON:
Análisis Químico.

	Prueba 1 % Cu	Prueba 2 % Cu	Prueba 3 % Cu
Alimentación primaria	0.785	0.750	0.776
Concentrado primario	5.19	6.89	5.95
Colas primarias	0.080	0.086	0.078
Concentrado de 1a. limpia	28.1	32.1	28.7
Colas de 1a. limpia	1.36	1.87	0.729
Concentrado agotativo	4.96	7.43	4.43
Colas agotativas	0.396	0.486	0.328
Concentrado de 1a. limpia	34.2	35.4	31.2
Colas de 2a. limpia	8.66	11.1	8.22
Colas totales	0.117	0.123	0.103

% de sólidos en la alimentación de:

	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3
Flotación primaria	29.8	30.1	29.5
Primera limpia	16.3	13.4	15.2
Flotación Agotativa	15.1	11.9	13.4
Segunda limpia	23.2	20.7	20.8

C O N S U M O D E R E A C T I V O S .

lb/Ton.

Lugar de Adición	Prueba	Espumante (MIBC+Crecilico)	Cal Solución	A-238 Solución 0.2%	Z-6 Solución 0.2%	Espumante Dowfroth (0.05%
MOLIENDA	1		5.67	0.033		
	2		5.46	0.03		
	3		4.81	0.042		
TERCERA CELDA PRIMARIA	1				0.01	
	2				0.009	
	3				0.001	
ALIMENTACION FLOTACION PRIMARIA	1	0.134			0.035	
	2	0.114			0.03	
	3	0.137			0.04	
MOLINO REMOLIENDA	1		0.6			
	2		0.54			
	3		0.61			
ESPESADOR	1			0.009		0.001
	2			0.009		0.0013
	3			0.01		0.0006
FLOTACION AGOTATIVA	1				0.009	
	2				0.008	
	3				0.01	
2a. LIMPIA	1					0.0004
	2					0.0001
	3					0.0005

El porcentaje de recuperación para cada una de las pruebas se puede calcular a partir de la siguiente fórmula:

$$R = \frac{100c}{K a} \quad \text{donde } K = \frac{c-b}{a-b} \quad \text{y}$$

R es el porcentaje de recuperación.

K es la relación de concentración.

c es el ensaye en porcentaje de Cobre en el concentrado.

b es el ensaye en porcentaje de Cobre en las colas, y

a es el ensaye en porcentaje de Cobre en la alimentación.

Cálculo de recuperaciones:

De los datos obtenidos en la prueba 1 tenemos que:

% Cu

$$c = 34.2$$

$$b = 0.117$$

$$a = 0.785, \quad \text{y así:}$$

$$K = \frac{34.2 - 0.117}{0.785 - 0.117} = 51.02$$

$$R = \frac{34.2}{51 (0.785)} \times 100 = 85.4 \%$$

PRUEBA 2.

De los datos obtenidos en la prueba 2 tenemos que:

% Cu

$$c = 35.4$$

$$b = 0.123$$

$$a = 0.750 \quad \text{y así:}$$

$$K = \frac{35.4 - 0.123}{0.750 - 0.123} = 56.26$$

$$R = \frac{35.4}{56.26 (0.750)} \times 100 = 83.8 \%$$

De los datos obtenidos en la prueba 3 tene--

mos que:

% Cu

c = 31.2

b = 0.103

a = 0.776 , y así:

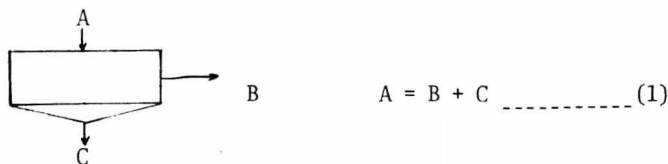
$$K = \frac{31.2 - 0.103}{0.776 - 0.103} = 46.2$$

$$R = \frac{31.2}{46.2 \cdot (0.776)} \times 100 = 87\%$$

Resumiendo: los porcentos de recuperación fueron de 85.4 %, 83.8% y 87 % para las pruebas 1,2 y 3 respectivamente; por lo que se concluye que la prueba más eficiente fué la 3, y sus valores serán usados para fines de cálculo.

CALCULO DE SOLIDOS SECOS EN PROCESO.- Esta de terminación se hace con la finalidad de obtener primeramente la cantidad de mineral que se requiere procesar, para obtener la producción deseada; y para tener una relación de las cantidades de sólido seco, que se alimentan a cada etapa intermedia del circuito de flotación. El cálculo se puede efectuar de la siguiente manera:

En cada etapa de concentración, se puede considerar que hay una alimentación A, y se obtienen como productos un concentrado C y unas colas B. Esquemáticamente sería:



En la alimentación y cada uno de los productos va un determinado porcentaje de cobre; así que:

$$A_a = B_b + C_c \text{ -----(2)}$$

donde: a = % de cobre en la alimentación.
 b = % de cobre en las colas.
 c = % de cobre en el concentrado.

de las fórmulas 1 y 2:

$$B = A - C$$

$$B = \frac{A_a - C_c}{b}$$

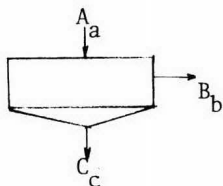
resolviendo por sumultáneas nos queda:

$$A = C \frac{c-b}{a-b} \text{ -----(3)}$$

indicando la ecuación anterior que si se conocen los ensayes en la alimentación a, concentrados c, y colas b, así como la cantidad de concentrado C, se puede obtener la cantidad que se necesita alimentar para obtener dicha producción de concentrado C.

Para calcular la toneladas de sólido seco en las diferentes corrientes del diagrama, es necesario considerar primeramente a todo el proceso como una unidad. Esto se muestra esquemáticamente en la figura 20.

Haciendo una representación más simple se tiene lo siguiente:



donde C = 1300 toneladas que es la producción -- deseada.

B = Colas totales

A = Alimentación primaria

a = 0.776 % Cobre en la alimentación

b = 0.103 % Cobre en las colas totales

c = 31.2 % Cobre en el concentrado final.

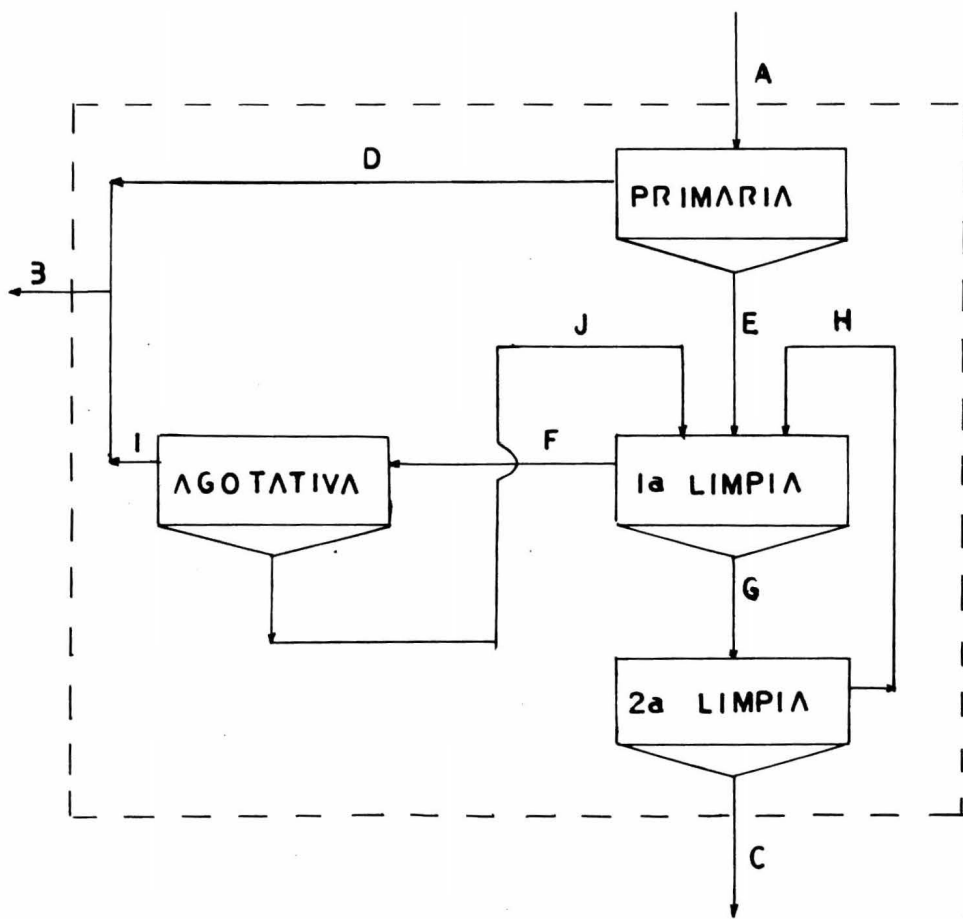


FIG. 20.- DIAGRAMA DE BLOQUES.

Las toneladas que se requiere alimentan A, para obtener 1300 toneladas de concentrado son:

$$A = C \frac{c-b}{a-b}$$

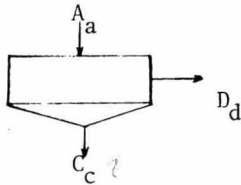
$$A = 1300 \frac{31.2 - 0.103}{0.776 - 0.103} = 60068.49 \text{ Toneladas de mineral alimentados}$$

la dantidad de colas finales será:

$$B = A - C \quad B = 60068.49 - 1300 = 58768.49 \text{ Toneladas de colas finales}$$

Para calcular las toneladas de sólido seco - en las corrientes intermedias es necesario considerar a cada etapa de -- flotación en particular.

Flotación primaria:



A = Alimentación = 60068.49 Tons.

D = Colas primarias

E = Concentrado primario

a = 0.776% Cobre en la alimentación

d = 0.778% Cobre en las colas primarias

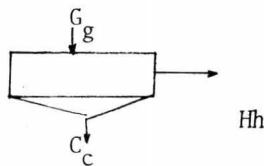
e = 5.95 % Cobre en el concentrado primario

$$E = A \frac{a-d}{c-d} \quad \text{y} \quad D = A - E$$

$$E = 60068.49 \frac{0.776 - 0.078}{5.95 - 0.078} = 7140.29 \text{ Tons de concentrado primario}$$

$$D = 60068.49 - 7140.29 = 52928.2 \text{ Tons.de colas primarias}$$

Segunada limpia:



C = concentrado final = 1300 Tons.

G = concentrado de la primera limpia y/o -- alimentación a la segunda limpia.

H = Colas de la segunda limpia.

c = 31.2 % Cobre en el concentrado final.

g = 2817 % Cobre en el concentrado de la -- primera limpia.

$$G = C \frac{c-h}{g-h} \quad \text{y}$$

$$H = G - C$$

G = 1458.69 Tons. de concentrado de la primera limpia y/o alimentación a la segunda limpia.

E + J + H = alimentación a la primera limpia.

7140 + 617.08 + 158.69 = 7915.77 Tons. alimentadas a la primera limpia.

CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS.-La cantidad de celdas requeridas en el proceso de flotación, está determinada por: la cantidad de pulpa que entra a una operación determinada, el tiempo requerido para la flotación, y la capacidad disponible de cada celda.

Para la determinación de la cantidad de pulpa se requiere conocer las toneladas de sólido seco que se procesan en cada etapa de flotación, la densidad del material y la relación de líquido a sólido. La siguiente fórmula nos sirve para hacer esta operación:

$$V_p = \frac{T [(Cg-e) (d) + 1]}{(g-e) 1440}$$

donde

V_p = Volumen de pulpa en $m^3/mín.$

T = Toneladas de mineral alimentadas por día.

d = grado de dilución $(\frac{\text{líquido}}{\text{sólido}})$

(g-e) = gravedad específica del mineral

1440 = factor de conversión de días a minutos.

El tiempo de flotación es muy variable y debe ser determinado experimentalmente. Para minerales de tipo porfirítico los tiempos comerciales son 10.4 minutos para la flotación primaria, 7.7 minutos para la primera limpia, 16.3 minutos para la segunda limpia, y 9.7 minutos para la flotación agotativa.

Las capacidades de las celdas son muy variables y dependen del fabricante. Esto es debido a que en la práctica de cada proceso particular, se han encontrado ciertas necesidades de capacidad, que han orientado a cada proveedor a producir celdas de muy variados tamaños, para lograr satisfacer estas necesidades de operación.

La selección del tamaño adecuado de la celda está en función de las toneladas que se van a manejar, espacio disponible y consideraciones de tipo económico.

Para nuestro caso espec ífico, se recomienda el uso de celdas de capacidades mayores en virtud de que los tonelajes en proceso son elevados, además de presentar este tipo de celdas algunas ventajas sobre las de menor tamaño como son: menor consumo de potencia por metro cúbico de volumen de la celda (Fig. 21); menor espacio de piso ocupado por unidad de volumen de la celda (Fig. 22); el número de motores, bombas y muestreadores-- se reduce considerablemente, así como los costos de mantenimiento y operación.

Por la experiencia que se ha obtenido en la práctica de procesar cantidades parecidas a las de nuestro caso específico, como las efectuadas en algunas compañías extranjeras que procesan de 45 000 a 90 000 toneladas de mineral de cobre de baja ley, se recomienda el uso de celdas de 14.15 m^3 de capacidad para la flotación primaria y de 8.496 m^3 para el resto del circuito.

Esta diferencia en capacidad se debe a que en la flotación primaria las toneladas alimentadas son mayores que en el resto de las operaciones de concentración

La cantidad de celdas requerida para cada etapa de flotación es:

Flotación Primaria:

Toneladas alimentadas por día	=	60068.49	Tons.
Gravedad específica del mineral	=	2.75	
Por ciento de sólidos	=	29.5	

$$\text{Grado de dilución} = \frac{70.5}{29.5} = 2.38$$

Pulpa que entra al circuito:

$$V_p = \frac{60068.49 (2.75 \times 2.38 + 1)}{2.75 (1440)} = 114.44 \text{ m}^3 / \text{mín.}$$

$$\text{Tiempo de flotación} = 10.4 \text{ mín.}$$

Celdas de 14.15 m³ requeridas:

$$114.44 \text{ m}^3 / \text{mín.} \times 10.4 \text{ mín} = 1190.25 \text{ m}^3$$

$$1190.25 \text{ m}^3 \div 14.15 \frac{\text{m}^3}{\text{celda}} = 84 \text{ celdas para la flotación primaria.}$$

Primera limpia:

$$\text{Toneladas alimentadas por día} = 7915.77$$

$$\text{Gravedad específica del mineral} = 3.267$$

$$\text{Por ciento de sólidos} = 15.2$$

$$\text{Grado de dilución} = \frac{84.8}{15.2} = 5.57$$

Pulpa que entra al circuito de la primera limpia:

$$V_p = \frac{7915.77 (3.267 \times 5.57 + 1)}{3.267 (1440)} = 32.3 \text{ m}^3 / \text{mín.}$$

$$\begin{aligned}
\text{Tiempo de Flotación} &= 7.7 \text{ Mín.} \\
\text{Celdas de } 8.496 \text{ m}^3 \text{ requeridas} & \\
32.3 \text{ m}^3/\text{mín.} \times 7.7 \text{ mín.} &= 248.7 \text{ m}^3 \\
248.7 \text{ m}^3 + 8.496 \frac{\text{m}^3}{\text{celda}} &= \underline{29.2 \text{ Celdas para}} \\
&\quad \text{la primera limpia.}
\end{aligned}$$

Segunda Limpia:

$$\begin{aligned}
\text{Toneladas alimentadas por día} &= 1458.69 \\
\text{Gravedad específica del mineral} &= 3.378 \\
\text{Por ciento de sólidos} &= 20.8 \\
\text{Grado de dilución} = \frac{79.2}{20.8} &= 3.8 \\
\text{Pulpa que entra al circuito de la segunda limpia:} & \\
V_p = \frac{1458.69 (3.378 \times 3.8 + 1)}{3.378 (1440)} &= 4.14 \text{ m}^3/\text{mín.} \\
\text{Tiempo de flotación} &= 16.3 \text{ mín.} \\
\text{Celdas de } 8.496 \text{ m}^3 \text{ requeridas} & \\
4.14 \text{ m}^3/\text{mín.} \times 16.3 \text{ mín.} &= 67.48 \text{ m}^3 \\
67.48 \text{ m}^3 + 8.496 &= \underline{7.9 \text{ Celdas para la segunda limpia.}}
\end{aligned}$$

Agotativa:

$$\begin{aligned}
\text{Toneladas alimentadas por día} &= 6457.37 \\
\text{Gravedad específica del mineral} &= 2.906 \\
\text{Por ciento de sólidos} &= 13.4 \\
\text{Grado de dilución} = \frac{86.6}{13.4} &= 6.46 \\
\text{Pulpa que entra al circuito de la Flotación Agotativa} & \\
V_p = \frac{6457.37 (2.906 \times 6.46 + 1)}{2.906 (1440)} &= 30.5 \text{ m}^3/\text{mín.} \\
\text{Tiempo de flotación} &= 9.7 \text{ mín.}
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 &\text{Celdas de } 8.496 \text{ m}^3 \text{ requeridas} \\
 &30.5 \text{ m}^3/\text{mín.} \times 9.7 \text{ mín} = 295.96 \text{ m}^3 \\
 &295.96 \text{ m}^3 + 8.496 \frac{\text{m}^3}{\text{celda}} = \underline{34.83 \text{ Celdas}} \\
 &\hspace{15em} \underline{\text{para la flotación --}} \\
 &\hspace{15em} \underline{\text{Agotativa.}}
 \end{aligned}$$

Resumiendo: Se requieren 84 celdas - de 14.15 m^3 para la flotación primaria, 29 celdas de 8.496 m^3 - ara la primera limpia, 8 celdas de 8.496 m^3 para la segunda -- limpia y 35 celdas para la flotación agotativa, dando un total de 72 celdas de 8.496 m^3 .

Tomando un factor de seguridad de 20-- por ciento, tendremos un total de celdas de flotación como si-- gue:

101 celdas de 14.15 m^3 para la flotación primaria.
 35 celdas de 4.496 m^3 para la primera limpia.
 10 celdas de $4,496 \text{ m}^3$ para la segunda limpia.
 86 celdas de 4.496 m^3 para la flotación agotativa.



QUÍMICA

C A P I T U L O VI.

C O N C L U S I O N E S:

Aún cuando el planteamiento de este trabajo está orientado a un problema específico; la teoría y las secuencias de cálculo están dadas en forma tal, que pueden tomarse como base para cualquier otro problema de requerimientos de celdas de flotación, siendo ésta la pretendida utilidad del presente trabajo.

La determinación de las toneladas de sólido seco a partir del análisis químico en el mineral en cada etapa de flotación es de gran utilidad, no sólo en la determinación de las celdas requeridas, sino que también en la operación diaria, ya que a partir de éstos datos es factible el cálculo del porcentaje de recuperación. En nuestro caso específico el porcentaje de recuperación se utilizó para la selección de la prueba más eficiente, mientras que en la operación encuentra su utilidad en que nos proporciona la eficiencia diaria.

Una buena operación exige la determinación del porcentaje de sólidos en varios puntos del proceso, así como las gravedades específicas, aunque por lo regular su valor no varía mucho dentro de un mismo proceso. De esto se concluye que si en una planta en operación se requiere el cálculo de celdas adicionales, si se va a aumentar la producción, o bien que se quieran cambiar las celdas existentes por otras de mayor capacidad, se tendrán a la mano los datos necesarios para efectuar dicho cálculo. Datos que en este caso se obtuvieron a partir de pruebas a nivel planta piloto.

Los depósitos minerales existentes-
contienen leyes cada vez más bajas, por lo que se requie-
re procesar tonelajes cada vez mayores para hacer económi-
camente costeable el procesamiento de tales minerales. -
De aquí la gran importancia de hacer una buena prepara-
ción del mineral para el logro de estos fines.

C A P I T U L O VII.

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

- 1.- Flotation: V. A. Glembotskii, V. I. Klassen and I.N. Plaksin Primary Sources. New York, 1963.
- 2.- Principles of Mineral Dressing: A.M. Gaudin Mc Graw- Hill Book Company. New York and London, 1967.
- 3.- Handbook of Ore Dressing: Arthur F. Taggart, John Wiley & Sons, Inc. New York, 1964.
- 4.- Flotation: A. M. Gaudin, Mc Graw-Hill Book Company, Inc. New York, 1932.
- 5.- Flotation Fundamentals and Mining Chemicals: The Dow-Chemical Company Midland. Michigan, 1968.
- 6.- Manual Cyanamid de productos Químicos para la Minería: Publicación de Cyanamid de México, S. A. de C. V. ---- 1970.
- 7.- Denver Equipment Index: Denver equipment division. -- Denver, Colorado, 1968.
- 8.- W E M C O .
- 9.- Tratado de Química Física: Samuel Glasstone; Editorial Aguilar. Madrid, 1961.