

23 201



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

ESTUDIO METALURGICO PARA EL USO DEL
CARBONATO DE SODIO Y SULFURO DE SODIO
COMO ELEMENTOS AUXILIARES EN LA FLOTA-
CION DE MENAS COMPLEJAS SEMIOXIDADAS
DE PLOMO Y PLATA EN EL ESTADO DE
MORELOS

T E S I S
QUE PRESENTA:
HECTOR OREGON ZAPATA
PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO QUIMICO METALURGICO

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN



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 está 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.

R E S U M E N

I N T R O D U C C I O N	1
I. ANTECEDENTES	3
II. CARACTERISTICAS MINERALOGICAS	8
III. BASES TEORICAS DE LA FLOTACION	10
IV. PROPIEDADES, CARACTERISTICAS Y USOS DEL CARBONATO DE SODIO Y DEL SULFURO DE SODIO (EN FLOTACION)	54
V. INVESTIGACION EXPERIMENTAL	60
VI. CONCLUSIONES	90
VII. OTRAS ALTERNATIVAS DE PROCESOS (COMENTARIOS)	93
ANEXOS	94
BIBLIODGRAFIA	108

Resumen

En el siguiente trabajo se presentan fundamentos actualizados del proceso de flotación, haciendo énfasis en la flotación de minerales sulfurados y óxidos de plomo y plata.

De tin del trabajo experimental se realizó un diseño de flotas para la recuperación de los minerales sulfurados primeramente y de los óxidos posteriormente para la flotación de los minerales óxidos, se recurrió a la técnica de sulfuración antes de flotación con colectores para minerales sulfurados (xantatos, cianamidas, disulfosfosfatos, etc.).

Para lograr la recuperación de minerales de plomo y metales asociados se recomienda el uso del carbonato de sodio, como agente precipitante de las interferencias en la flotación (Ca^{++} , Mg^{++} , etc.) también por controlar el grado de los concentrados obtenidos, esto por el efecto perjudicante de minerales de plomo, evitando así este el arrastre de materiales estériles al concentrado (concentrados de alto nivel).

Por lo anterior mencionado, este estudio tiene como objetivos conocer la cinética durante la flotación de varios elementos químicos (Ag , Pb , Cu y Fe) que entre otros conforman los minerales localizados en Huautla, Morelos.

Los resultados experimentales muestran un claro beneficio de los valores de plomo con el uso del sulfuro de sodio y un aumento en la calidad del concentrado con el uso del carbonato de sodio.

Este trabajo se recomienda complementario con un estudio de lixiviación (con cianuro, tiosulfato, tiourea y/o cloro), dado que aunque la recuperación de plomo se incrementa notoriamente, en el caso de plata (valor mas importante), es poco el efecto.

INTRODUCCION

La recuperación de minerales metálicos básicos oxidados (carbonatos, sulfatos, etc.), han presentado en ocasiones problemas, al ser procesados por flotación . En algunos casos la presencia de este tipo de minerales, es alta en relación a los valores fácilmente recuperados, por lo que la rentabilidad de su proceso puede ser de poco interés y en ocasiones incosteable, esto ha provocado el abandono de depósitos que en el pasado fueron poco atractivos, pero que actualmente, representan un reto metalúrgico a vencer y una alternativa a futuro, pues cada vez es más difícil encontrar minerales totalmente sulfurosos de fácil proceso.

La recuperación de estos minerales es metalúrgicamente posible, los métodos para lograrlo, pueden variar desde operaciones unitarias sencillas, como son: concentración gravimétrica y flotación o procesos más complicados como: lixiviación y floculación selectiva o la combinación de ellos.

La selección de reactivos químicos y su uso en las condiciones y dosis adecuadas, puede traer como consecuencia, recuperaciones más altas de los valores.

Es también común que con los minerales metálicos básicos vengan asociados minerales de metales preciosos, su recuperación por lo regular se soluciona al recuperar los primeros.

Actualmente existe un gran número de procesos desarrollados, pero serán las características mineralógicas particulares de cada yacimiento y las condiciones técnico-económicas de la unidad procesadora, las que determinen el más adecuado.

De lo anterior mencionado, puede apreciarse la importancia que actualmente tiene el conocimiento de las propiedades metalúrgicas de este tipo de minerales.

I. ANTECEDENTES Y OBJETIVOS

Los yacimientos de plomo-plata localizados en la población de Huautla Estado de Morelos, han sido explotados desde la época colonial, en ese entonces presentaban la existencia de cantidades apreciables de plata nativa y minerales oxidados de plomo, lo que permitió su procesamiento por métodos como amalgamación, concentración gravimétrica o simplemente por la selección y apartado a mano de minerales de alta ley. Posteriormente las condiciones cambiaron, bajo la ley, se redujo la plata nativa, aumentó la complejidad en la mineralogía con respecto a su composición y tamaño de liberación. Se aunó a lo anterior, la inestabilidad política durante el periodo revolucionario, tales circunstancias ocasionaron el cierre de ese centro minero y sería hasta la década de los 60s cuando se vuelve a abrir, adoptándose, dadas las nuevas condiciones, el proceso de flotación.

Con respecto al proceso de flotación se tienen antecedentes del uso del sulfuro de sodio (Na_2S) y de bisulfuro de sodio (NaHS), no dando ningún resultado positivo.

Se han hecho estudios de cianuración, sobre el mineral y los jales existentes, encontrándose posible un incre-

mento en la recuperación media, de 72% a 83% aproximadamente, en el mineral y en el caso de los jales, una recuperación de aproximadamente el 50% de los valores residuales (100 g/ton de Ag en promedio), también que la combinación de los procesos de flotación y cianuración es la mejor opción, aunque esto implica una inversión alta en la instalación del circuito de cianuración.

También se tiene como antecedente el uso de carbonato de sodio (Na_2CO_3), encontrándose que con su uso se podía obtener para los minerales dominantes en ese entonces, una recuperación entre 76% a 79% de los valores de la plata y una recuperación de 30% a 50% de los valores del plomo, cuando en ese entonces la recuperación de este era menor a 30%. También se obtuvo una ley mayor de plata en el concentrado, al elevarse de 8 kg/ton a 12 Kg/Ton, esto por el efecto dispersante que tiene el carbonato de sodio sobre minerales arcillosos, reduciéndose con esto la concentración de materiales estériles en el concentrado.

Actualmente las zonas de minado han cambiado, esto por agotamiento de algunas vetas y la apertura de otras, la respuesta a la flotación también ha variado (se ha reducido la recuperación de plata a 69% como promedio).

Por lo anteriormente expuesto el objetivo de este trabajo es observar el efecto que tienen el carbonato de sodio y sulfuro de sodio sobre la cinética de la flotación de este tipo de minerales y en particular sobre los valores de plata y plomo. El conocimiento de esta información nos puede ayudar a la optimización del proceso o a la reorientación de la experimentación con este mismo fin.

Planta de Beneficio

Actualmente la Compañía Rosario México tiene una planta de beneficio con una capacidad instalada de 350 toneladas por día, pero por problemas de mantenimiento mecánico y baja capacidad de producción de mina solamente se procesan de 230 a 270 toneladas por día.

La planta de beneficio cuenta con el siguiente equipo (datos de 1987)

- I. Tolvas de Gruesos (seis) de 150 Tons. c/u
- II. Quebradora de Quijadas de 20" x 36"
- III. Quebradora de Cono de 3'
- IV. Criba Vibratoria de 5' x 10'
- V. Tolva de Finos de 400 Tons.
- VI. Molino de Bolas 5' x 4'
- VII. Molinos de Bolas 5' x 4'
- VIII. Molino de Bolas 7' x 6'
- IX. Molino de Bolas 7' x 6'
- X. Tanque Acondicionador
- XI. Celdas DR de 100 ft³ (2 primarias y 4 agotativas)
- XII. Celdas Denver Sub A No. 21 de 25 ft³ (4 limpiadoras)
- XIII. Tanque Espesor de Concentrados
- XIV. Filtro de Discos (de vacio)

II. CARACTERISTICAS MINERALOGICAS

La mineralización se presenta preferentemente en vetas de cuarzo, ubicadas en una zona correspondiente a óxidos, por lo cual la existencia de minerales secundarios (carbonatos, sulfatos y óxidos) y altos contenidos de arcillas es lo encontrado comúnmente.

Por análisis de fluorescencia de rayos X encontramos que los elementos químicos más abundantes son:

<u>Ligeros</u>	<u>Pesados</u>
Si	Fe
Al	Zn
Ca	Ti
K	Pb
S	Cu
	Ag

Por difracción de rayos X se obtuvieron espectros muy complicados de difícil interpretación, pero las siguientes especies minerales se cree están presentes:

Cuarzo	SiO ₂	Positivo
Hematita	Fe ₂ O ₃	Positivo
Calcita	CaCO ₃	Positivo
Rutilo	TiO ₂	Positivo

Cerusita	$PbCO_3$	Positivo
Anglesita	$PbSO_4$	Positivo
Galena	PbS	Positivo
Argentojarosita	$AgFe_3(SO_4)_2(OH)_6$	Probable
Pirita	FeS_2	Positivo
Smithsonita	$ZnCO_3$	Probable
Esfalerita	ZnS	Positivo
Magnetita	Fe_3O_4	Probable
Calcocita	Cu_2S	Positivo
Estromeyerita	$CuAgS$	Positivo
Argentita	Ag_2S	Probable
Plata Nativa	Ag	Probable
Feldespatos		Positivo

Es de hacer notar que las cantidades de los minerales de Pb y Ag y el tamaño de las partículas de estos son muy pequeños y que difícilmente pueden apreciarse macroscópicamente.

Ambos análisis se realizaron en el laboratorio de rayos X del Departamento de Química Analítica de la División de Estudios Superiores de la Facultad de Química.

En general los minerales considerados de importancia (Ag y Pb), se encuentran incrustados en una matriz de cuarzo, teniendo un tamaño muy fino. De esto anterior se ha observado que partículas muy pequeñas pueden te-

ner valores no liberados de estos materiales (en particular de plata). Otra característica importante, es que por estar constituido el mineral principalmente por cuarzo presenta un alto poder abrasivo y alta resistencia a ser molido ($W_i = 17-18$ kwhr/ton corta).

Dadas las características anteriores, se toma como criterio que la molienda debe realizarse entre 10-15% a +100 mallas, esto para conseguir un grado práctico de liberación sin limitar en exceso la capacidad de molienda.

III. BASES TEORICAS DE LA FLOTACION DE MINERALES

Historia de la Flotación

La flotación ha pasado por tres principales etapas de desarrollo:

- 1) Flotación colectiva (Bulk) con aceite
- 2) Flotación de película
- 3) Flotación con espuma

La flotación colectiva (Bulk) con aceite, que es en si la patente más antigua relacionada con la flotación de minerales, fue desarrollada por Haynes en 1860 (1,2), se basaba en el hecho de que los minerales de brillo metálico se humedecen preferentemente por aceite en la presencia de agua, formando la interfase entre el

aceite y agua, mientras que la ganga, humedecida por el agua tiende a separarse. Este proceso requería grandes cantidades de aceite. (1,2)

La flotación de película (desarrollado en el período de 1890-1915), tiene como fundamento el hecho de que cuando un mineral metálico seco y finamente molido, es colocado suavemente en agua inmóvil, las partículas del mineral tienden a flotar más que la ganga. (1,2)

Flotación con espuma. Por el año de 1902, Fromet en Italia y Ballot en Australia (1,2), encontraron que las burbujas de gas constituían un medio flotante ideal, para llevar partículas de mineral sulfuroso, empapadas de aceite, a la superficie de agua. Ellos al igual que otros investigadores, generaron burbujas por acción química o aplicando vacío parcial sobre la pulpa formada por el mineral y agua. Sin embargo, correspondió a Ballot, Sulman y Picard en 1905 (1,2), el mérito de utilizar una corriente ascendente de burbujas de aire y reducir considerablemente la cantidad de aceite requerido.

Durante el período comprendido entre 1906 y 1925 este proceso, aplicado a pulpas ácidas y usando aceites no selectivos como colectores, proporcionó un método económico de concentración de muchos minerales sulfurados.

Sin embargo, el método resultó inaplicable para minerales complejos, tales como Cu-Fe, Cu-Pb-Fe, Cu-Zn-Fe y Cu-Ni-Fe. La necesidad de tratar tales minerales complejos sulfurados, así como los no sulfurados, es lo que ha inspirado el desarrollo de reactivos más selectivos y equipos de flotación más eficientes.

Generalmente se considera que la flotación moderna comenzó en 1923, cuando C.H. Keller (2) descubrió el uso de los Xantatos, como colectores para los minerales sulfurados.

Fechas Memorables de la Flotación (2)

<u>Fecha de Patente</u>	<u>Inventor</u>	<u>Descubrimiento</u>
1986	Haynes	Diferencia en la humectabilidad de los minerales por el agua y el aceite.
1986	Everson	Uso del agua acidificada
1902	Potter (Australia) Fromet (Italia)	El gas como medio flotante
1906	Ballot, Sulman y Picard	Reducción de la cantidad de aceite; el aire introducido por agitación.
1913	Bradford	CuSO ₄ como activador de la esfalerita.
1917	Sheridan y Griswold	El cianuro como depresante de la esfalerita y la pirita.

1924	Sulman y Edser	Jabones ácidos grasos
1925	Keller	Xantatos
1926	Whitworth	Ditiofosfatos orgánicos
1952	Tveter	Espumante soluble en agua

En los últimos años se ha tenido un gran desarrollo en los fundamentos teóricos de la flotación, esto ha permitido a la metalúrgia del procesamiento de minerales, pasar de ser un arte empírico. También en el campo del diseño de equipo se han tenido grandes avances. Actualmente la metalúrgia del procesamiento de minerales, cuenta con un amplio respaldo técnico-científico.

Principios de Flotación

La flotación con espuma es un proceso para la separación de minerales de su ganga asociada. El proceso se basa en la afinidad que tienen ciertas superficies minerales preparadas (tratadas químicamente) por burbujas de aire. Las burbujas son formadas por la introducción de aire dentro de una pulpa, constituida de mineral finamente molido y agua. Los minerales hidrofobos con afinidad por las burbujas son transportadas a una capa de espuma, la cual se forma por la acción de un agente tensoactivo (espumante) además de la agitación y las burbujas. En este proceso, el mineral deberá primera-

mente ser molido para la separación de las partículas de mineral valioso de su matriz estéril (ganga). La molienda usualmente es de alrededor de 200 micras (65 mallas), reducir el mineral a tal tamaño, puede facilitar su levitación por las burbujas de aire. La flotación de un mineral depende de la adsorción de agua en su superficie, esto es, para que un mineral flote, su superficie deberá ser hidrofóbica. La mayoría de los minerales son hidrofílicos (mojables) pudiendo adquirir carácter hidrofóbico por la adsorción de reactivos químicos específicos llamados colectores. (2,3,4)

En flotación la elección de reactivos para lograr la cobertura efectiva y selectiva de los minerales deseados en la presencia de muchos otros, es una tarea difícil, puesto que un mineral puro es raramente encontrado en la naturaleza. Substituciones atómicas en la red cristalina de los minerales, iones adsorbidos y ocluidos, entrelazamiento entre varios minerales, además de que, un mismo compuesto químico puede presentar varias formas cristalinas con propiedades superficiales distintas (distintos minerales) y un mismo mineral puede tener una composición química diferente dependiendo del medio y las condiciones durante su formación. Estas complicaciones requieren del ingenio y la aplicación de la química de superficies en el beneficio de minerales.

La flotación tuvo un gran desarrollo en los principios de siglo como un arte empírico, pero en los recientes años, se han dado grandes pasos hacia el entendimiento de los principios fisicoquímicos básicos implícitos al proceso.



Figura 1. Flotación de partículas de Galena (3)

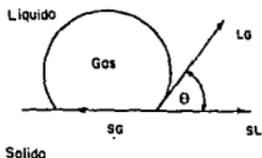


Figura 2. Representación del equilibrio interfacial de contacto entre una burbuja aire y un sólido sumergido en un líquido. (2)

La flotación, como una técnica de concentración de minerales, es usada en conjunción con otras operaciones de ingeniería para el beneficio de minerales, como son: trituración, molienda, clasificación, concentración gravimétrica, lixiviación, espesamiento y filtración.

La flotación es el principal medio de concentración de minerales de oro, plata, cobre, plomo, molibdeno, zinc, roca fosfórica, fluorita, barita, minerales de potasio y muchos otros. La principal ventaja de la flotación, es su operación relativamente más eficiente a un menor costo en comparación con otros procesos. (3,4)

Fundamentos

Angulo de Contacto, Mojabilidad y Flotabilidad

Cuando una burbuja de aire entra en contacto con una superficie limpia de mineral, normalmente no se adhiere a la superficie. Sin embargo, si un reactivo adecuado es agregado, el mineral adquiere una cubierta hidrofóbica y una burbuja de aire se puede adherir sin difi-

cultad. Esto es ilustrado en la Figura 1. Un diagrama esquemático de este fenómeno es mostrado en la Figura 2, la cual puede ser representada por la ecuación de Young:

$$(1) \quad \gamma_{so} = \gamma_{sl} + \gamma_{lo} \cos \theta.$$

En donde γ_{so} , γ_{sl} y γ_{lo} son las tensiones interfaciales sólido-líquido y líquido-aire respectivamente y θ es el ángulo formado entre ellas, llamado ángulo de contacto. La tensión interfacial puede definirse como la resistencia que se opone al agrandamiento de una superficie.

El trabajo para la creación de la interfase sólido-aire (desplazamiento del agua por las burbujas de aire) es referida por la ecuación de Dupre:

$$(2) \quad \Delta G = \gamma_{so} - (\gamma_{sl} + \gamma_{lo}).$$

Este trabajo puede ser expresado también en términos del ángulo de contacto:

$$(3) \quad \Delta G = \gamma_{lo}(\cos \theta - 1)$$

Considerando que γ_{lo} es esencialmente constante para la concentración de colector normalmente empleado en flotación, entonces, el ángulo de contacto es un buen indicador del trabajo para crear la interfase sólido-aire.

Cuando la fase gaseosa no desplaza la fase acuosa de la superficie del sólido, el ángulo de contacto es cero, de manera inversa si la fase acuosa es desplazada totalmente del sólido, el ángulo de contacto es 180° . Valores entre estos darán un indicio del grado de mojabilidad o hidrofobicidad de la superficie de un mineral.

Se conocen algunos minerales con flotabilidad natural como son: carbón, molibdenita, azufre y talco, exhibiendo todos ellos ángulos de contacto menor a 108° , que es el mayor ángulo de contacto encontrado en un sólido (teflón). (3, 4, 5)

Carga Superficial

Cuando un sólido es puesto en contacto con una fase acuosa, invariablemente ocurren separaciones de carga eléctrica entre el sólido y la fase acuosa adquiriendo el sólido una carga superficial con respecto al líquido. La movilidad de la carga en el sólido se restringe a los átomos exteriores de su red cristalina (capa rígida), mientras que la carga en la fase acuosa es móvil y se distribuye en una región adyacente a la superficie sólida (capa difusa). Lo anterior puede ser resultado de la disociación de grupos iónicos superficiales, defectos atómicos, interacciones químicas, rup-

tura de ligaduras entre átomos durante la conminución, etc.

La Figura 3 es una representación de la doble capa eléctrica que exhibe una superficie mineral en estas condiciones, mostrando los iones determinantes de potencial rodeando esta superficie y extendiéndose dentro de la solución por alguna distancia, se encuentran los iones de carga contraria (en este caso cationes hidratados), los cuales mantienen la electroneutralidad.

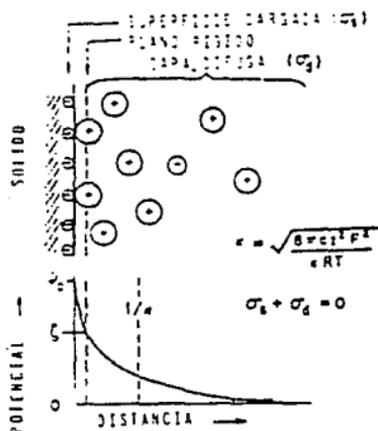


Figura 3. Representación esquemática de la doble capa eléctrica de una sólido con carga superficial negativa, mostrando los iones de carga contraria (cargados positivamente) y los co-iones de carga negativa. La distribución del potencial también es mostrada. $1/k$ es la densidad de carga efectiva de la doble capa. (4, 8)

Potencial Zeta

La diferencia de potencial entre la superficie sólida y la solución, es conocido como el potencial total de la doble capa, ψ_0 , este potencial sin embargo no es posible medir, pero la diferencia de potencial entre un plano hipotético y la superficie (potencial a la distancia de acercamiento de los iones de carga contraria a la superficie cargada), la cual es llamado potencial zeta, ζ , si es medible. Aunque el potencial zeta no es el potencial superficial su conocimiento es de gran valor tanto como si fuera este el valor exacto.

El potencial superficial, ψ_0 y la concentración de los iones en solución que determinan el potencial a_+ o a_- se relaciona como sigue:

$$(4) \quad \psi_0 = \frac{RT}{nF} \ln \frac{a_-}{a_-^0} = -\frac{RT}{nF} \ln \frac{a_+}{a_+^0}$$

Donde R es la constante de los gases, T es la temperatura absoluta, n es la valencia, F es la constante de Faraday, a_+ y a_- son las actividades de los iones que determinan el potencial en la solución y a_+^0 y a_-^0 son las actividades de los iones que determinan el potencial en el PZC (punto de carga cero). La concentración de los iones que determinan el potencial, controlan el signo y la magnitud del potencial superficial. La va-

lencia del ion también hace una contribución significativa.

El conocimiento del potencial zeta en minerales es una herramienta para la explicación de la adsorción de algunos colectores (fisisorción). Un ejemplo de la variación del potencial zeta para un sólido iónico, en soluciones de los iones de su red cristalina, es mostrado por la Figura 4. Para AgI en agua pura, se obtiene un potencial negativo. Aproximadamente a una concentración de 10^{-5} M de Ag^+ (AgNO_3) se obtiene un potencial zeta igual a cero (PZC); para concentraciones mayores de 10^{-5} M el potencial zeta progresivamente se incrementa debido a la continua adsorción de Ag^+ (esto cada vez más positivo), mientras que para cualquier adición de KI, el potencial zeta es más negativo que su valor en agua pura.

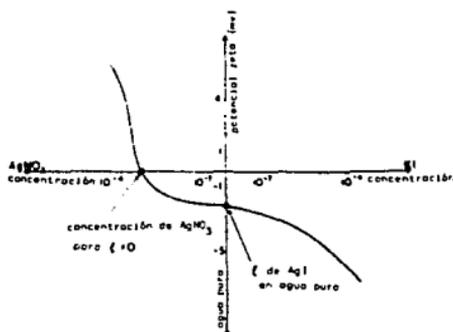


Figura 4. Curva del potencial zeta para un sólido iónico, AgI, en soluciones de sus constituyentes iónicos. (5)

De la misma manera para otros minerales ligeramente solubles ($K_{sp} 10^{-10}$), los iones de la red cristalina son también los determinantes del potencial. La barita ($BaSO_4$), es un excelente ejemplo de esta clase de minerales y la concentración de Ba^{2+} y SO_4^{2-} son los determinantes del signo de la carga y el potencial en solución. El PZC varía para cada especie mineral.

En el caso de los minerales tipo óxido insoluble, los iones H^+ y OH^- son los iones determinantes de potencial y esos minerales, estarán cargados positivamente a valores de pH's por abajo de su PZC y cargados negativamente a pH's mayores.

Otros iones pueden también alterar la carga superficial de un mineral en solución. Iones polivalentes como son Al^{3+} , Fe^{3+} y Co^{2+} , cerca de su pH de precipitación en soluciones diluidas, pueden ser específicamente adsorbidos, cambiando con este el potencial o el signo de su carga. Este cambio es aplicado en floculación y en fenómenos de activación.

Surfactantes heteropolares de la clase de los electrolitos coloidales (aminas y ácidos grasos) pueden ser adsorbidos sobre los minerales de carga opuesta, esto por atracción electrostática y cambiar el signo de la

carga de un mineral en solución. Estos iones son probablemente adsorbidos de manera simple (una capa) en concentraciones bajas, pero a mayores concentraciones (10^{-4} - 10^{-5} moles/l), se forman aglomerados de colector llamados hemimicelas. En estas condiciones pueden hacer reversible la carga del mineral. (3,4,5)

Fases

En flotación las fases gas, líquido y sólido deben ser consideradas.

Fase Gaseosa. El aire es el gas usado en flotación, aunque cualquier gas puede ser utilizado, el oxígeno juega un papel especial en la flotación de sulfuros.

Fase Líquida. El líquido normalmente utilizado es el agua, en algunas ocasiones salmuera o agua de mar son usadas. Las sales disueltas en el agua de proceso pueden dar características muy particulares para distintos lugares. A la fase acuosa son agregados varios reactivos para el control selectivo de la mojabilidad de los minerales y dar las condiciones deseadas para la flotación.

Fase Sólida. La estructura cristalina de los minerales y su naturaleza juegan un papel muy importante en flotación. En adición a las anteriores substituciones secundarias de elementos y adsorción de iones de manera

casual pueden ser determinantes para su flotación. La fase sólida (minerales) puede ser burdamente categorizada dentro de 5 grupos: sulfuros, sales semisolubles, óxidos insolubles, sales solubles y minerales con flotabilidad natural. Donde cada clase de minerales es flotada de diferente manera, esta categorización es un medio para valorar la flotabilidad potencial de algún mineral. Correlacionando la energía superficial con la flotabilidad de los minerales encontramos que: Los minerales con flotabilidad natural tienen una energía superficial baja, mientras que los minerales de difícil flotación tienen una energía superficial alta. Los sulfuros sin embargo aunque presentan una energía superficial relativamente alta, flotan fácilmente. Esto anterior debido a que los sulfuros fácilmente se oxidan superficialmente en soluciones acuosas, esto hace que su energía superficial baje. (4)

Agentes de Flotación

Son aquellas sustancias utilizadas en el proceso de flotación, pudiendo ser clasificadas como: colectores, modificadores y espumantes. (2,3,5,6,7)

Colectores

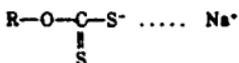
Son compuestos heterogéneos que contienen un grupo funcional inorgánico, unido con una cadena de hidrocarburo. En general el grupo inorgánico es la parte de la molécula del colector que es adsorbida sobre la superficie mineral, mientras la cadena de hidrocarburo, siendo de naturaleza no-ionica, forma la superficie hidrofóbica en el mineral, esto como resultado de la adsorción del colector.

Colectores Aniónicos Para Minerales Sulfurosos

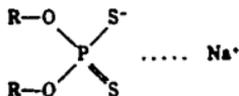
Nombre

Forma Estructural

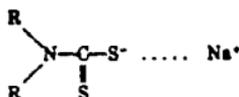
Xantatos:



Ditiofosfatos:



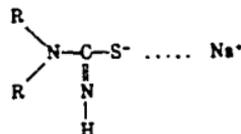
Tiocarbamatos:



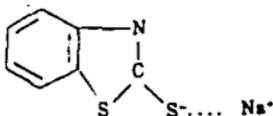
Mercaptanos:



Tiourea:



Mercaptobenzotiazol:



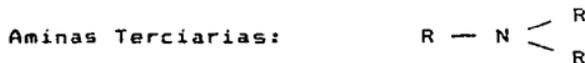
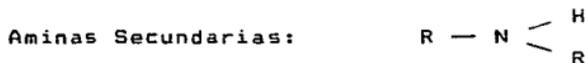
Colectores Aniónicos Para Minerales No-Sulfurosos

Nombre

Forma Estructural



Colectores Catiónicos Para Minerales No-sulfurosos



Compuestos Amoniacales Cuaternarios:



Modificadores

Son sustancias, en su mayoría inorgánicas. Se clasifican por su uso en tres clases:

- a) Modificadores de pH
- b) Modificadores de superficie (activadores, depresores)
- c) Precipitantes para sales solubles

Modificadores de pH

Cal:	CaO
Carbonato de Sodio (soda ash):	Na ₂ CO ₃
Sosa Caustica:	NaOH
Acido:	H ₂ SO ₄ , HCl

Modificadores de Superficie

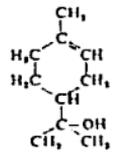
Cationes:	Ba ²⁺ , Ca ²⁺ , Cu ²⁺ , Pb ²⁺ , Zn ²⁺ , Ag ⁺
Aniones:	SiO ₃ ²⁻ , PO ₄ ³⁻ , CO ₃ ²⁻ , S ²⁻ , Cr ₂ O ₇ ²⁻
Coloides Orgánicos:	Dextrina, Almidón, Goma Quebracho, Acido Tanico

Precipitantes Para Sales Solubles y Dispersantes

Cationes:	Na ⁺ , Ca ²⁺ , Ba ²⁺
Aniones:	CN ⁻ , CO ₃ ²⁻ , PO ₄ ³⁻ , SO ₃ ²⁻ , SiO ₃ ²⁻

Espumantes

Son compuestos que abaten la tensión superficial del agua, provocando estabilidad a la espuma durante el proceso de flotación y favoreciendo la adherencia de partículas minerales. Los espumantes son heteropolares, donde el grupo polar (OH) se encuentra inmerso en la solución acuosa (parte hidrofílica), mientras que la parte no polar de la cadena de hidrocarburo, está dirigida hacia la fase gaseosa.

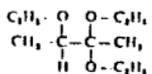
<u>Tipo</u>	<u>Fórmula General</u>	<u>Espumante Representantes</u>
Alcoholes ROH	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{OH} \\ \quad \\ \text{H}_2\text{C}-\text{C}-\text{CH}_2-\text{C}-\text{CH}_3 \\ \quad \\ \text{H} \quad \text{H} \end{array}$	Alcoholes alifáticos donde R es cadena de 5-8 carbonos. Ejem: (MIBC).
Acido Cresílico (Xylenol)		Acido cresílico, R es un anillo de benceno con cadena corta de alquil.
Aceite de Pino (Terpinol)		Aceite de pino, R es un anillo de terpeno.
Poliéteres Hidroxilados	$\text{R}(\text{OC}_2\text{H}_4)_n\text{OH}$	Polipropilén glicol de bajo peso molecular.

Alcoxy Parafinas

RO₂RO₂OH

Metoxipropilen glicol

Polialcoxi-parafinas



Trietoxi-butano

Interacción Mineral Colector

Básicamente la interacción entre el mineral y el colector, se da por la adsorción de colector en la superficie, bajo alguna de las siguientes formas:

Adsorción Física y por Interacción Química

Adsorción Física

Se refiere a la adsorción de colector ocurrida por interacción electrostática, esto por interacción de iones con cargas contrarias en la doble capa; la respuesta a flotación con colectores, depende del pzc, esto es cuando la superficie del mineral está cargado positivamente; los colectores aniónicos son adsorbidos más fácilmente y cuando la superficie está cargada negativamente los colectores catiónicos tienden a ser adsorbidos más fácilmente. (B)

Interacción Química

Se pueden distinguir tres tipos de comportamiento químico en sistemas de flotación mineral-colector: Quimisorción, Reacción Superficial y Precipitación en el Seno de la Solución. (B)

Quimisorción: Es la interacción del reactivo con la superficie, sin movimiento de átomos (iones) de un sitio, en la red cristalina. Este tipo de adsorción se limita a monocapas.(8)

Reacción Superficial: Es la interacción de reactivos con la superficie del mineral, con movimientos de átomos metálicos de su sitio en la red cristalina, pudiendo formar capas múltiples de productos de reacción.(8)

Precipitación en el Seno de la Solución: Es la interacción de iones metálicos y reactivos, formada en el seno de la solución.(8)

Ejemplos de Tipos de Interacción Mineral-Collector: En Minerales Tipo Oxido, Silicatos, Sales Solubles y Sulfuros.(8)

Minerales Tipo Oxido

1. Adsorción física de iones de carga contraria en el plano rígido (plano de Stern). Ejem: aminas sobre cuarzo, sulfonato sobre hematita.

2. Quimisorción sobre puntos metálicos. Ejem:
oleato sobre hematita, hidroxamato sobre hematita.
3. Quimisorción sobre puntos metálicos hidrolizados. Ejem: oleato sobre cromita, hidroxamato sobre crisocola.
4. Activación por enlazamiento de colector por cationes hidrolizados. Ejem: oleato sobre cuarzo activado con iones de calcio.
5. Formación de multicapas por adsorción de ligaduras hidrofóbicas sobre la capa quimisorbida. Ejem: hidroxamato sobre hematita.
6. Co-adsorción de moléculas neutras por ligadura hidrofóbicas.
Ejem: co-adsorción de iones aminicos y moléculas de amina sobre cuarzo.

Silicatos (los mecanismos son similares a los óxidos)

1. Autoactivación por disolución superficial, hidrólisis de cationes y readsorción de iones hidrolizados. Ejem: CuOH^+ en crisocola, MnOH^+ en rodonita.
2. Activación con aniones. Ejem: activación de feldspatos con fluoruro.

3. Adsorción sobre puntos cargados en la red cristalina como iones de carga opuesta. Ejem: adsorción de aminas.

Sales Semi-Solubles

1. Adsorción física de iones de colector en la doble capa. Ejem: aminas sobre barita.
2. Quimisorción por intercambio en la red o por la formación de un compuesto más soluble. Ejem: oleato sobre calcita o apatita.
3. Quimisorción en el plano rígido (plano de Stern). Ejem: laureato sobre barita.
4. Quimisorción sobre puntos metálicos hidrolizados. Ejem: hidroxamato sobre bastnaesita.
5. Reacción superficial, disolución de mineral y precipitación de la sal metal-colector. Ejem: tridecanoato sobre hidroxiapatita.
6. Autoactivación por disolución superficial. Ejem: hidrólisis de cationes y readsorción de iones hidrolizados.

Minerales Sulfurosos

1. Adsorción física en la doble capa. Ejem: amina sobre esfalerita y argentita.
2. Quimisorción sobre puntos metálicos. Ejem: mercaptanos sobre esfalerita.
3. Intercambio ionico entre el colector y productos de oxidación superficiales. Ejem: xantato sobre galena.
4. Oxidación del colector y adsorción de productos de oxidación.
Ejem: dixantógeno sobre pirita.
5. Formación de la sal metal-colector. Ejem: xantato cúprico sobre calcocita.

Flotación de Sulfuros y Oxidos de Metales Básicos

En esta tesis se contemplan solo la flotación de minerales sulfurosos y sus productos de oxidación (carbonatos y sulfatos, etc.) de metales básicos y preciosos y en particular el trabajo experimental se basa en la flotación de minerales de plomo-plata. Por lo anterior mencionado, a continuación se dan los principios y mecanismos básicos para su flotación.

Flotación de Sulfuros

En años recientes ha sido demostrado que los distintos sulfuros minerales, tienen diferente susceptibilidad de reaccionar superficialmente con el oxígeno presente en el sistema de flotación y que esta susceptibilidad determinará el grado de flotabilidad y el tipo de interacción metal-colector, esto es, por ejemplo:

- a) Los sulfuros de alta refractariedad de reacción con el oxígeno, tal como la molibdenita, presentan flotabilidad natural (esta substancia en muchos casos no requiere de colectores para su flotación, solo el uso de un aceite ligero como petróleo ó diesel es suficiente para este efecto)
- b) Los sulfuros de baja refractariedad de reacción con el oxígeno, por ejemplo, galena y calcosita, los cuales

fácilmente se oxidan superficialmente, originando una capa de sulfato, tiosulfato o carbonato, la cual es soluble y al pasar esta capa a la solución, deja sitios metálicos libres (Pb, Cu, etc.), con los cuales puede reaccionar los iones de colector formando el enlace metal-colector y de esta manera la capa hidrofóbica (estas sustancias tienen buena flotabilidad).

c) Los sulfuros de refractariedad intermedia y/o grado de oxidación alta (ejemplo: sulfuros cúpricos y férricos), pueden ocasionar por catálisis superficial o por efecto de óxido-reducción, la oxidación de los iones de colector a sus dímeros (por ejemplo: ion xantato a dixantógeno) y de esta manera quedará adherida una capa de esta sustancia (esta adherencia es de tipo fisico-químico). Ejemplo de estos minerales son la pirita, arsenopirita, calcopirita y covelita entre otros. Estos minerales requieren de un tiempo mayor para su activación por tener una flotabilidad menor con respecto a los anteriores. (3,4,6,7)

Fenómenos Electroquímicos

Como se comentó anteriormente la flotación de sulfuros con xantatos es posible probablemente por dos mecanismos distintos:

- a) La adsorción de oxígeno en la superficie del sulfuro para la posterior adsorción del ion xantato y la formación de la superficie hidrofóbica.
- b) La oxidación del ion xantato a dixantógeno catalizado por la superficie del mineral, cada mecanismo se detallará más adelante.

Por lo arriba señalado es importante conocer la sensibilidad de los minerales sulfurosos por la adsorción de oxígeno. Los sulfuros semiconductores como la galena, desarrollan un potencial cuando son colocados en una solución acuosa. Este potencial llamado potencial de reposo (rest potential) para una superficie previamente formada (que ha reaccionado superficialmente con oxígeno), fue determinado como -0.21 volt (S.C.E.). Para una superficie recién creada (que no ha reaccionado con el oxígeno), el potencial (en las mismas condiciones), cae rápidamente a -0.15 volt (S.C.E.) y gradualmente se restablece a un valor cercano al potencial de reposo, después de varios cientos de segundos. Durante este tiempo la superficie reacciona con el oxígeno presente en el sistema. De aquí puede obtenerse un indicio desde un punto de vista electroquímico de la diferencia esperada en la superficie de sulfuros con exposición a oxígeno.

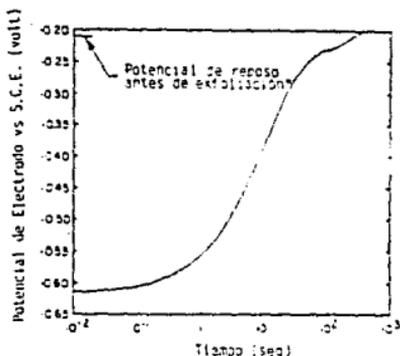


Figura 5. Potencial de electrodo para galena después de exfoliación como una función del tiempo y en una solución de 0.1 M de borato purgada con nitrógeno. (3.9)

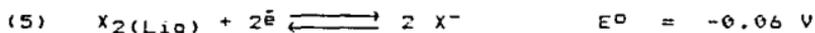
*Exfoliación. Acción de producir una nueva superficie.

El potencial de reposo de varios sulfuros ha sido determinado bajo condiciones de flotación (en una solución de 5.25×10^{-4} moles/litro de xantato etílico a un pH = 7). los resultados son reportados en la tabla 1.

Tabla 1.

Mineral	Potencial de Reposo (v)	Producto
Pirita	0.22	Dixantégeno
Arsenopirita	0.22	Dixantégeno
Pirrotita	0.21	Dixantégeno
Calcopirita	0.14	Dixantégeno
Covelita	0.05	Dixantégeno
Bornita	0.06	Metal-Xantato
Galena	0.06	Metal Xantato

La comparación de estos valores deberá ser hecha con el potencial reversible para la oxidación del xantato en este sistema, el cual es 0.13 volt. (IUPAC). este valor es obtenido como sigue:



$$(6) \quad E_{rev} = E^0 - \frac{RT}{nF} \ln \frac{(X^-)}{(X_2(Liq))}$$

$$(7) \quad E_{rev} = -0.06 - \frac{1.98 \times 298}{2 \times 23060} \ln \frac{(6.25 \times 10^{-4})^2}{1}$$

$$(8) \quad E_{rev} = -0.06 + 0.19 = + 0.13 \text{ V}$$

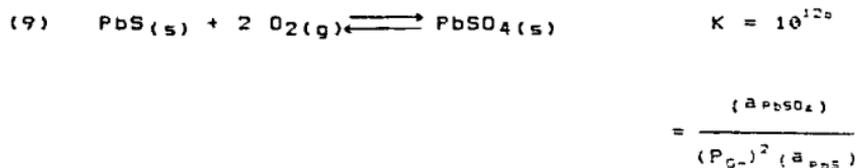
Puesto que el dixantógeno X_2 (Liq) es un líquido puro, su actividad es la unidad.

Cuando el potencial de reposo es mayor que el potencial reversible o de Nernst, la oxidación del xantato a dixantógeno ocurre. Con referencia a la tabla I, el dixantógeno es el producto de reacción encontrado sobre la superficie de varios minerales con el potencial de reposo mayor que +0.13 volt. La covelita parece ser una excepción, pero este resultado anómalo es aparentemente debido a la disolución de la covelita seguida por oxidación de xantato con Cu^{++} y adsorción del dixantógeno desde la solución. (3, 5, 9)

Cuando el potencial es catódico o menor que el potencial reversible xantato-dixantógeno, la oxidación no ocurre y es observado la formación de metal-xantato sobre la superficie del sulfuro.

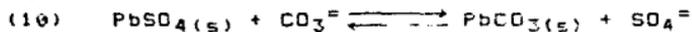
Modelo de la Flotación de Galena

1. Oxidación de la superficie del sulfuro a tiosulfato y sulfato.

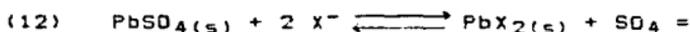
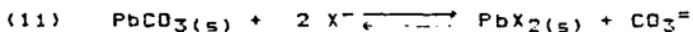


En equilibrio, $P_{\text{O}_2} = 10^{-90}$ atm. cuando la presión del oxígeno en el aire es 0.2 atm.. La oxidación de la superficie del sulfuro a tiosulfato y sulfato ocurre espontáneamente en galena en sistemas abiertos al aire.

2. Reemplazamiento del tiosulfato y sulfato superficial por carbonato. Cuando el contenido de CO_2 del aire es 300 ppm por volumen en sistemas abiertos al aire, el ion carbonato deberá estar presente en la solución y la superficie de la galena se carbonatará a expensas del tiosulfato y sulfato, esto es:

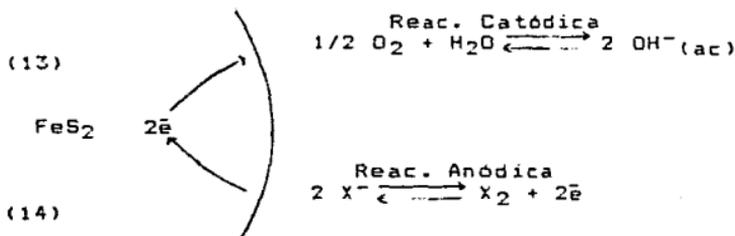


3. Reemplazamiento del carbonato de plomo, sulfato y tiosulfato por xantato. En el intervalo de pH usual de flotación (8 a 9), el xantato de plomo es más estable que el carbonato, sulfato y tiosulfato, entonces el xantato de plomo deberá formarse por reemplazamiento de estas sales de plomo. (3)



Modelo de Flotación de Pirita

1. Formación dixantógeno sobre la superficie de la pirita.



De esta manera el dixantógeno es adsorbido en la superficie de la pirita formando la capa hidrofóbica. (3)

De manera muy parecida a los mecanismos anteriores, otros sulfuros responderán a la flotación con xantato, dependiendo el mecanismo, del potencial de reposo desarrollado (y con esto el tipo de enlace del colector sobre el mineral, metal-xantato o dixantógeno). De forma similar a las anteriores expresadas, otros colectores trabajan cambiando los potenciales de reposo y el tipo de liga mineral colector, por ejemplo: en el caso del ditiocarbamato dietílico de sodio a 100 ppm y pH = 8, el potencial de su oxidación a bisulfuro de tiouram es 0.176 V. Los datos del potencial de reposo de varios minerales y la interacción con este colector se muestra en la tabla II.(9)

Tabla II

<u>Mineral</u>	<u>Potencial de Reposo (V)</u>	<u>Producto</u>
Pirita	0.475	Bisulfuro de Tiouram
Covelita	0.115	Metal Ditiocarbamato
Calcopirita	0.095	Metal Ditiocarbamato
Galena	-0.035	Metal Ditiocarbamato
Bornita	-0.45	Metal Ditiocarbamato
Calcocita	-0.155	Metal Ditiocarbamato

Principios de Flotación de Minerales Oxidados de Metales Básicos

Minerales de Tipo sales Semisolubles

Los carbonatos y sulfatos metálicos exhiben una estructura compleja, en la que el anión presenta enlace covalente, mientras que la unión entre el catión y el anión es de tipo iónico. Cuando el radio iónico del catión es relativamente grande, como en el caso del ión plumbico (1.2 Å), su carbonato y sulfato cristalizan en sistema ortorrómbico. Este es, el sistema cristalino al que pertenecen la cerusita y la anglesita.(10)

Hidratación Superficial

Los minerales oxidados de metales básicos, son mucho más difíciles de flotar que sus correspondientes sulfuros, esta dificultad está íntimamente ligada a la gran hidratación superficial que tienen estos minerales. la cual se debe a la interacción de las moléculas de agua con los sitios polares que se crean en la superficie de estos minerales durante su fractura. Como resultado de esta interacción (adsorción química de moléculas de agua), se forman grupos hidroxilo y la superficie tiende a ser mucho mas hidrofílica, comparada con la superficie de sus sulfuros, bajo las mismas circunstancias.(3,10)

La concentración de grupos hidroxilo en la superficie de los minerales, es muy importante porque estas especies favorecen la iniciación de capas de moléculas de agua adsorbidas. Estas capas de agua, tienen un efecto significativo en la humectación de los sólidos y también en la naturaleza de la adsorción en la interfase agua-mineral. La flotación depende directamente de la naturaleza y propiedades de esa interfase. (3,10)

Solubilidad

Los mismos principios termodinámicos, que en general se aplican en flotación de sulfuros y óxidos metálicos insolubles, puede aplicarse para definir los sistemas de flotación en los que intervienen carbonatos y sulfatos. Sin embargo, cuando se pretende estudiar estos sistemas, la simplicidad aplicada a los sulfuros y óxidos minerales pierde su validez; debido a su estructura cristalina, a su origen secundario, su complejidad y textura fina, estos minerales se convierten algunas veces en problemas difíciles de analizar. Esta dificultad se ve aún más afectada por la alta solubilidad que los caracteriza y que afecta bastante su flotabilidad. Por ejemplo, si comparamos el producto de solubilidad (Kps) entre distintos minerales de plomo, podemos observar que a medida que este valor aumenta, la flotabilidad del mineral disminuye. Estos valores son mostrados en la tabla III. (10)

Tabla III.

<u>Mineral</u>	<u>Fórmula</u>	<u>Kps</u>
Galena	PbS	7×10^{-29}
Cerusita	PbCO ₃	1.5×10^{-13}
Anglesita	PbSO ₄	1.3×10^{-8}

Taggart (11) sugirió que la solubilidad más alta de la anglesita, comparada con la cerusita, es la responsable de su pobre recuperación mediante flotación.

Dado que, en cada uno de estos minerales el catión es común, la diferencia de solubilidad se debe atribuir únicamente a las diferentes propiedades de sus aniones. La diferencia de solubilidad y su flotabilidad, es por el tamaño de sus aniones. Por ejemplo, los radios iónicos de los iones sulfato y carbonato son 230 pm y 185 pm respectivamente. (10)

Otro factor importante en la solubilidad de los minerales oxidados, es su estructura cristalina y los planos de exfoliación que se forman durante la conminución. Glebovsky (12), por ejemplo, encontró en sus estudios con minerales oxidados de plomo, que la solubilidad de una superficie de anglesita es 300 veces más alta que la superficie de cerusita, esta última se distingue por la presencia de un número significativo de cationes de plomo, en los niveles superiores de su superficie. La

anglesita, por el contrario, se caracteriza por la ausencia de iones plomo en los niveles superiores de su superficie de exfoliación y esto determina su carácter más hidrofílico.

Los iones que se disuelven de la estructura cristalina de los minerales, tienen un efecto muy importante en la flotación: la activación de ganga y del mineral mismo. Esta activación, se debe a la disolución del catión, a su hidrólisis y a la readsorción de su hidroxicomplejo en su superficie. También importante en la solubilidad y en el proceso de activación de los minerales es el pH y el tiempo de acondicionamiento. (10)

Técnicas de Flotación de Minerales Oxidados

Flotación con Sulfuración

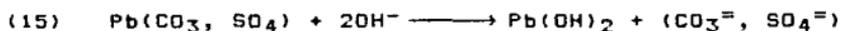
El procedimiento más ampliamente usado para flotar minerales oxidados es el que incluye la sulfuración de su superficie antes de agregar el colector.

El proceso de sulfuración-flotación se ha practicado por muchos años en los minerales oxidados de plomo, anglesita y cerusita, usando xantatos como colectores, esto en donde cuentan con depósitos cuantiosos de estos minerales complejos. Este proceso también es aplicable a minerales oxidados de cobre, principalmente malaquita. Las condiciones de aplicación no difieren mucho, todas emplean adiciones múltiples de sulfuro de sodio o bisulfuro de sodio (hidrosulfuro), como agentes sulfurantes y xantatos como colectores. (10,13,14,15,16)

El objetivo del proceso de sulfuración es convertir la superficie de los minerales oxidados en sulfuros (esta práctica da como resultado una superficie mucho menos hidrofílica, mediante la adsorción química del ion sulfuro). En efecto, como el ion sulfuro tiene un radio relativamente grande, no presenta enlaces de hidrógeno y la superficie sulfurada se hidrata menos que en los carbonatos y sulfatos; además el ion sulfuro precipita

los iones metálicos en solución, reduciendo el consumo del colector durante la flotación. (10,13,14)

Las reacciones de sulfuración comúnmente se llevan a cabo en medios alcalinos (para evitar desprendimientos de H_2S , que es altamente tóxico), bajo estas condiciones, la especie predominante del ion sulfuro, es el bisulfuro (HS^-). Para soluciones alcalinas, se han propuesto las siguientes reacciones de sulfuración:



Se ha encontrado, que la velocidad de sulfuración en el caso de la cerusita y la anglesita, es mayor en el primer mineral y este fenómeno determina la mejor flotabilidad de la cerusita sulfurada, comparada con la anglesita en las mismas condiciones. (10)

Sin embargo el efecto benéfico que se obtiene con la sulfuración, puede volverse totalmente adverso, si el ion sulfuro no se añade en cantidades óptimas, esto es, si la adición del sulfuro no se controla cuidadosamente, este ion actúa como depresor durante la flotación con xantato. (10,13,14)

En el caso de la anglesita y cerusita, la adición de ion sulfuro es muy crítica cuando se flotan con xantato

amilico. Como puede observarse en la Figura 6. La flotación de anglesita es completa con adiciones de sulfuro entre 3×10^{-4} y 5×10^{-4} moles/l.. A concentraciones menores que el primer valor, la depresión del sistema, se debe a la precipitación del agente sulfurante, como sulfuro de plomo. Adiciones mayores a 5×10^{-4} moles/l. también deprimen a la anglesita. En este caso la adsorción química de la especie activa del ion sulfuro (HS^-), dá como resultado una superficie mucho más negativa, evitando así la adsorción del ion xantato, por repulsión electrostática, cuando las soluciones que contienen un exceso de sulfuro se decantan y se agrega posteriormente el colector, el efecto depresivo se elimina. (10,13,14)

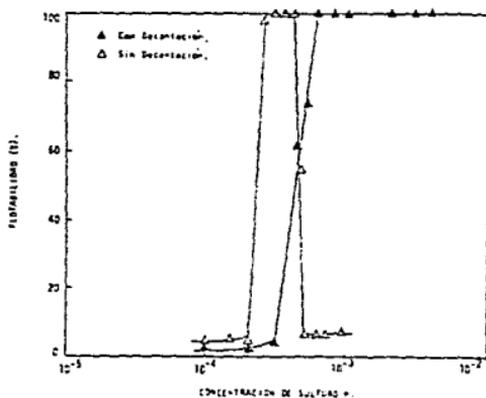
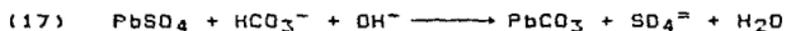


Figura 6. Flotabilidad de anglesita en función de la concentración de sulfuro a pH 9.6 utilizando 1×10^{-4} M de xantato amilico. (10)

La anglesita y cerusita, pueden ser flotadas con aminos a pH moderadamente alcalinos, el exceso de sulfuro soluble, parece no tener ningún efecto negativo en este caso: esto puede apreciarse en la Figura 7, donde también se observa el efecto benéfico que, sobre la flotación de anglesita tiene la adición de bicarbonato de sodio, el cual transforma la superficie de este mineral en el carbonato de plomo, de acuerdo con la siguiente reacción:



La reacción de sulfuración de la anglesita carbonatada, se llevará a cabo después de que todo el ion plomo en solución haya sido precipitado como PbS, la reacción es:



La adición de bicarbonato de sodio a pH 8.6 disminuye la concentración de colector necesaria para flotar cerusita. En este caso el efecto de ion común disminuye la solubilidad de este mineral. (10)

Además de con aminos y xantatos, la anglesita sulfurada, puede ser flotada con ácidos grasos y sulfonatos alquílicos. (10)

Los principios anteriormente expuestos, son aplicables también a minerales oxidados de cobre.

Flotación Directa

Aún cuando el proceso de flotación sin sulfurizar, no se aplica a escala industrial para beneficiar minerales oxidados de plomo, varios estudios de laboratorio, han revelado resultados satisfactorios, por ejemplo, ácidos grasos de cadena larga han demostrado ser buenos colectores de anglesita y cerusita. La efectividad de estos colectores se debe a la cadena larga de hidrocarburo y a la presencia de los componentes insolubles que forma con el ion plomo. También se ha desarrollado una nueva técnica para flotar cerusita, utilizando un quelato (oxima) y aceite combustible.

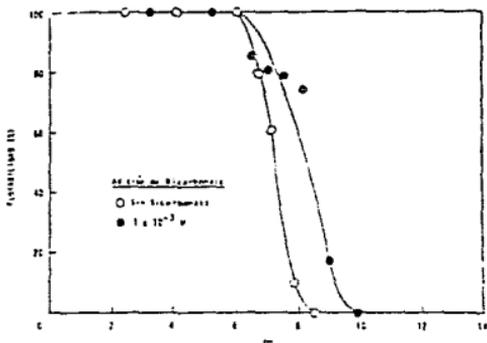


Figura 7. Efecto de los iones bicarbonato y sulfuro en la flotabilidad de cerusita en función de la concentración de amina a pH 8.5. (10)

La cerusita y la anglesita pueden flotarse en condiciones ácidas, empleando un colector catiónico conocido como Alamine 26-D, compuesto de aminas primarias, con diferente longitud de cadena de hidrocarburo.(10)

En el caso de uso de xantatos para flotar anglesita y cerusita, la flotación se lleva a cabo después que el plomo disuelto haya sido precipitado por el xantato amilico.

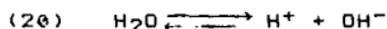
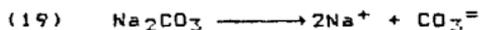
Como la anglesita es más soluble que la cerusita en medios básicos, las concentraciones de colector que se requieren para flotar anglesita son mayores que en el caso de la cerusita.(10,13)

IV. Propiedades, Características y Usos del Carbonato de Sodio y el Sulfuro de Sodio (en flotación)

Carbonato de Sodio

El carbonato de sodio (Na_2CO_3), se utiliza en flotación como regulador de pH, modificador de superficie, dispersante de lamas y precipitador de iones.

Como regulador de pH, se utiliza para controlar la alcalinidad de la pulpa, las reacciones que se verifican en medio acuoso son:



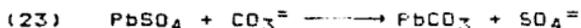
Formación Acido Base:



La reacción (22) tiende a desplazarse hacia la derecha, dejando una concentración baja en iones H^+ , teniendo por lo anterior una concentración mayor de OH^- y por lo tanto esta sal genera pH alcalino en medios neutro.

El carbonato de sodio en el caso de sales semisolubles, actúa como agente carbonatante y de esta manera modi-

fica la superficie de este tipo de minerales, ejemplo de esto es la carbonatación de la anglesita.



En ese ejemplo, al tener el carbonato una solubilidad menor ($K_{pS} = 1.5 \times 10^{-13}$) a la del sulfato ($K_{pS} = 1.3 \times 10^{-8}$), el carbonato es más estable que el sulfato en medio acuoso. (10,17)

El carbonato de sodio, se usa frecuentemente como dispersante de lamas (evita la formación de floculos lamas y capas de las mismas que interfieren en los minerales que están siendo recuperados, con lo anterior favorecen el contacto del colector con la superficie del mineral y evita el arrastre mecánico de la lama floculada en la espuma. Por estos dos motivos el grado del concentrado obtenido y la recuperación de los valores minerales en algunos sistemas de flotación, tiende a aumentar).

Como el carbonato de sodio produce un efecto dispersante, en ocasiones se encuentran dificultades en el espesamiento y filtración de los concentrados y de las colas de un circuito en que se usa este reactivo. (7,16,18)

El uso de carbonato de sodio puede un ser método económico, para la precipitación de algunos iones que inter-

fieren en algunos sistemas de flotación, por ejemplo; con el uso de carbonato de sodio pueden ser separados los iones de calcio presentes en todas las pulpas de mineral de rocas calizas. También los iones magnesio, fierro y algunas otras sales metálicas pueden ser precipitadas al mismo tiempo que los iones calcio. La reacción de precipitación puede tomar un tiempo considerable (de 15 a 20 minutos), por lo que el carbonato de sodio debe ser agregado en el circuito de molienda o a un tanque acondicionador, dando tiempo para que la precipitación de iones interferentes sea completa. Esto es aplicable a sistemas de flotación donde se utilizan ácidos grasos, en los que los iones calcio y magnesio, reaccionan con el radical oleato para formar jabones insolubles, con un correspondiente desperdicio del ácido graso. Por otro lado, los iones calcio pueden actuar como activadores de sílice, al modificar su superficie en sistemas de flotación, con ácidos grasos. En otros casos (en la flotación con xantatos), los iones calcio pueden actuar como depresor de pirita y galena, al depositarse sobre la superficie de estos minerales, como compuestos hidroxicomplejos (también el magnesio), en la flotación con xantatos. Por estos motivos se emplea carbonato de sodio, en la flotación de galena, pirita, fluorita y minerales similares. (2,6,7,8,16,19)

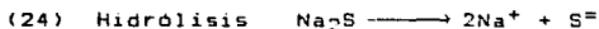
Otros usos del carbonato de sodio: Ayuda a la separación de sulfuros entre sí, al actuar como dispersante de lamas de ganga. Ayuda a la recuperación de arsenopirita, cuando se usa con sulfato de cobre. Ayuda en general en la flotación de metales preciosos y sulfuros, al precipitar iones interferentes, ayuda en la flotación de minerales no metálicos recuperables con ácidos grasos. (7)

Sulfuro de Sodio

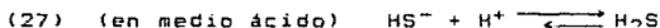
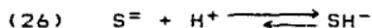
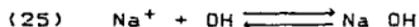
El sulfuro de sodio (Na_2S), se emplea para modificar la superficie de minerales oxidados de plomo, cobre y zinc, recubriéndolos con una capa de sulfuro para hacerlos flotables con xantatos o con colectores para minerales sulfurados. Otros reactivos sulfurantes utilizados son: el ácido sulfhídrico (H_2S), el hidrosulfuro de sodio (NaHS) y el polisulfuro de calcio (CaS_2). El anión sulfuro es el ion activo del reactivo, que reemplaza al anión del mineral con la formación de una película de sulfuro metálico, la cual es capaz de adsorber un xantato u otro colector (para formar la superficie hidrofóbica). Cuando se le da el tiempo adecuado, la reacción puede proseguir hasta una profundidad apreciable, pero entonces la película llega a adherirse en forma falsa y puede desprenderse bajo la acción de la agitación (12). Una monocapa de sulfuro, es todo lo que se necesita para la adsorción del colector. La adición

en etapas (pequeñas dosis a lo largo del proceso) del reactivo sulfurante y a menudo también la del colector. puede evitar la formación de una película demasiado gruesa del sulfuro metálico, conservando al mínimo la concentración de los aniones sulfuro en la pulpa. En minerales semioxidados, es práctica común flotar primero los minerales sulfurados y luego continuar la flotación de los óxidos, con la adición por etapas del sulfuro de sodio y colector, esto es debido a que cantidades excesivas del ión sulfuro actúa como depresor de algunos minerales sulfurados. (2,6,7,8,15,16)

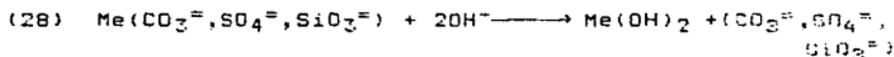
Principales Reacciones en Medio Acuoso de los Agentes Sulfurante:



Formación Acido Base:



Reacciones de sulfuración en medios alcalinos:



Donde Me es un metal (Pb, Cu, etc.)

Otros Usos

Los agentes sulfurantes en flotación de minerales ayudan en la recuperación de sulfuros con películas de oxidación, deprimen el oro y los sulfuros y cloruros de plata, activan los carbonatos de plomo y cobre. Ayudan en la flotación de óxidos de cobalto y vanadio.(7)

V. Investigación Experimental

La investigación metalúrgica se realizó en el laboratorio de preparación de minerales del Departamento de Metalurgia de la Facultad de Química, la evaluación analítica en los laboratorios de análisis químicos del Departamento de Metalurgia en el laboratorio central de SHCP y en los laboratorios de la Industria Militar.

Preparación del Mineral (20)

1. El mineral disponible (30 kg. aprox.) se secó a 80 °C durante 8 hrs., esto con el objeto de reducir al máximo posible reacciones entre el mineral y el agua durante su almacenamiento, evitándose variación en el grado de oxidación en cargas de flotación utilizadas a distintos tiempos.
2. El mineral seco, se trituró y clasificó por etapas, esto es se realizó un quebrado inicial grueso y se cribó a -10 mallas, el material grueso del cribado es alimentado nuevamente a la trituradora, pero ahora un poco más cerrada, repitiendo la operación anterior y completando la nueva etapa y así sucesivamente hasta pasar la mayoría del mineral por la malla de referencia, el material residual difícilmente se puede reducir de tamaño por trituración, por lo cual es necesario hacerlo en un mor-

tero ó en un pulverizador y continuar con la clasificación y reducción de tamaño por etapas. Todo lo anterior tiene como objetivo evitar la formación de finos en exceso, la clasificación a -10 mallas es una estandarización que siguen la mayoría de laboratorios de investigación metalúrgica para la obtención de cargas para estudios de molienda y flotación. El quebrado se inició a una abertura de 1/2" en la quebradora (de quijada), terminando a una abertura aproximada de 1/8", después de varias etapas el material residual aproximadamente 2 kg. se redujo en un pulverizador. Normalmente la primera etapa se realiza en una trituradora de quijada y después en una de cono, hasta hacer pasar un 98% aproximadamente de la carga por la malla 10, después se pulveriza por etapas el resto del material.

3. Homogeneización del material a -10 mallas, el material reducido a -10 mallas se homogeneizó utilizando el método de cono y cuarteo, esto es: El material a -10 mallas se mezcla formando un apilamiento inicial de forma conica, después el material se distribuye de manera circular formando un pastel de un espesor de 5 a 20 cm. de altura dependiendo de la cantidad de material, lo anterior se hace con una pala iniciando el reparto del material desde el centro y llevandolo poco a poco hacia la periferia

con un movimiento espiral y armónico (ondulante) al mismo tiempo. Una vez que el material se ha esparcido se cuartea, es decir se forman cuatro partes iguales, dos situadas con vértices opuestas se juntan y las otras dos de manera similar. En la etapa de homogeneización se repite la operación de coneo y cuarteo (volviendo a formar el cono inicial con todo el material) por lo menos cuatro veces (para este caso fueron seis), después se inicia la reducción que es tomar la mitad de la muestra (dos cuartos opuestos por el vértice) y sacando la otra mitad hasta llegar al tamaño de muestra deseado. Para el objetivo de estas pruebas lo que se hizo fue que partiendo de cada cuarto final de la última homogeneización (sexta), cuartos de 15 kg.. aproximadamente se empezó a reducir en un repartidor Jones por mitades hasta obtener cerca de un kilogramo, a esta muestra se le determinó su humedad, secando por 24 hrs. a 80 °C y se ensayó (cabeza ensayada), el resto del material de ese cuarto, Así como los 3 cuartos restantes se guardaron separadamente en cubetas con tapa hasta conocer la humedad.

4. Preparación de cargas para molienda en flotación: Conocida la humedad la cual fué 0.46%, se prepararon cargas de 1 kg. de material seco (se pasaron cargas de 1004.6 g), para lo cual se volvió a ho-

mogeneizar el contenido de cada cubeta (cuarto), pasandolo cuatro ocasiones por el repartidor Jones, después de esto se empezó a cortar el material hasta obtener en el último corte, cantidades muy cercanas a 1004.6 g (posteriormente se pesa exactamente la carga), procediendo a hacer lo mismo con el resto del material. De esta forma en cada carga se tienen características muy similares en granulometría, mineralogía, ley y propiedades metalúrgicas.

Pruebas de Molienda

Se inició por seleccionar una carga de bolas del molino de laboratorio (8" x 6") se cargó con 7 kg. de bola con la siguiente distribución:

No. de Bolas	Tamaño de Bola (in)	Peso (g)
87	3/4	2970
33	1	2550
16	1 1/4	1480
130		7000

En este caso no se siguió con un estandar de molienda por no contarse con todo el equipo necesario, un molino estandar tiene las siguientes características: 8" de diámetro x 7 1/2" de longitud, con carga de bolas de 8.6 kg y velocidad de trabajo de 71 r.p.m., la distribución de la bola por tamaño también está estandarizada

(esto es para pruebas de índice de bond, no se determino en este caso), pero se consideró que las características del molino y la carga de bolas afectarían por igual a cada prueba.

Se realizaron varias pruebas de molienda para determinar el tiempo requerido para obtener una granulometría de 14% a +100 mallas (liberación práctica de los valores, dato utilizado en planta), la molienda se realizó a 60% de sólidos (1 kg. de mineral +667 ml. de H₂O). Después de realizar varias pruebas, el tiempo encontrado fue de 21 minutos, la granulometría antes y después de la molienda fueron las siguientes:

<u>Malla</u>	<u>Granulometria Antes de Molienda</u>		
	<u>Peso Ret.%</u>	<u>Acum. (+) %</u>	<u>Acum. (-) %</u>
- 10 + 40	57.40	57.40	42.60
- 40 + 60	8.09	65.49	34.51
- 60 + 100	7.80	73.29	26.71
-100 + 150	3.11	76.40	23.60
-150 + 200	4.57	80.97	19.03
-200 + 250	1.03	82.00	18.00
-250 + 325	2.57	84.57	15.43
-325	15.43	100.00	--

<u>Malla</u>	<u>Granulometria Despues de 21' de Molienda</u>		
	<u>Peso Ret.%</u>	<u>Acum. (+) %</u>	<u>Acum. (-) %</u>
- 10 + 40	0.11	0.11	99.89
- 40 + 60	1.16	1.27	98.73
- 60 + 100	12.29	13.56	86.44
-100 + 150	10.52	24.08	75.92
-150 + 200	17.94	42.02	57.98
-200 + 250	3.30	45.32	54.68
-250 + 325	9.69	55.01	44.99
-325	44.99	100.00	--

Nota: Practicamente se ha encontrado que el máximo de aprovechamiento (eficiencia) de la molienda, se encuentra en pulpas entre 50% y 70% de solidos, por eso se utilizo aquí 60%.

Pruebas de Flotación

Se realizaron tres pruebas preliminares con reactivos y dosis cercanas a las utilizadas en la planta, el objetivo era encontrar una dosificación estandar que nos diera la recuperación que se obtiene en la planta (72% +- .5 recuperación de plata). Los reactivos y su dosificación fueron los siguientes:

<u>Punto de Adición</u>	<u>Reactivo</u>	<u>Dosis (g/ton)</u>		
		<u>Prueba Std. 1</u>	<u>Prueba Std. 2</u>	<u>Prueba Std. 3</u>
Molino	Aero 404	15	22.5	30
Acondicionamiento 1	XAP	15	30	45
Acond.2 (minuto 5 de flot.)	XAP	15	15	15
Acond.3 (minuto 10 de flot.)	XAP	15	15	15
Acond.4 (minuto 15 de flot.)	XAP	15	15	15

Los reactivos se prepararon, disolviendo 0.1 g del reactivo en 100 ml de agua, de esta manera y para una prueba de 1 kg de mineral secos, 1 ml es equivalente directamente a 1 g/ton.

Los reactivos antes señalados son (quimicamente):

Aero 404. Es una mezcla de un ditiofosfatos y mercaptobenzotiazol.

XAP. Es xantato amilico de potasio

Tambien se utilizó el espumante Dow Froth 250 que es un ester de polipropilenglicol de peso molecular promedio

250, este se añadió en el acondicionamiento 1. se dosificó a criterio para formar una cama de espuma adecuada (1 ó 2 gotas).

Los resultados de estas pruebas son las siguientes:

Prueba Std. 1

<u>Producto</u>	<u>Peso %</u>	<u>Ensaye Ag g/ton</u>	<u>Contenido Unid.Cal.</u>	<u>Dist. %</u>	<u>Dist.Acum.%</u>
Conc. 1	0.91	11834	107.69	59.53	59.53
Conc. 2	0.92	1155	10.63	5.88	65.41
Conc. 3	1.13	740	8.36	4.62	70.02
Conc. 4	0.87	277	2.41	1.33	71.36
Conc. 5	0.62	190	1.18	0.65	72.01
Cola	95.55	53	50.64	27.99	100.00
Cab.Calc. 100.00		181	180.91	100.00	--
Cab.Ensay. --		180	--	--	--

Prueba Std. 2

<u>Producto</u>	<u>Peso %</u>	<u>Ensaye Ag g/ton</u>	<u>Contenido Unid.Cal.</u>	<u>Dist. %</u>	<u>Dist.Acum.%</u>
Conc. 1	1.24	8951	110.99	61.27	61.27
Conc. 2	1.30	1048	13.62	7.52	68.79
Conc. 3	1.53	502	7.68	4.24	73.03
Conc. 4	0.94	307	2.89	1.60	74.63
Conc. 5	0.72	229	1.65	0.91	75.54
Cola	94.27	47	44.31	24.46	100.00
Cab.Calc.	100.00	181	181.14	100.00	--
Cab.Ensay.	--	180	--	--	--

Prueba Std. 3

<u>Producto</u>	<u>Peso %</u>	<u>Ensaye Ag g/ton</u>	<u>Contenido Unid.Cal.</u>	<u>Dist. %</u>	<u>Dist.Acum.%</u>
Conc. 1	0.82	13786	113.05	61.53	61.53
Conc. 2	1.02	1280	13.06	7.11	68.64
Conc. 3	1.44	468	6.74	3.67	72.31
Conc. 4	0.81	419	3.39	1.84	74.15
Conc. 5	0.82	226	1.85	1.01	75.16
Cola	95.09	48	45.64	24.84	100.00
Cab.Calc.	100.00	184	183.73	--	--
Cab.Ensay.	--	180	--	--	--

Nota: Las muestras de estas pruebas se ensayaron, en la planta de beneficio propiedad del Estado de Guerrero en Mezcala, Guerrero, el método fué por vía seca (copelación).

De estas pruebas se encontró que con la dosis utilizada en la prueba Std. 2, se obtenían las condiciones para la máxima recuperación de plata, la información obtenida en estas pruebas es comparable con los resultados de planta. La dosis utilizada en la prueba Std. 2, se seleccionó para ser usada durante todas las pruebas siguientes de este trabajo (dosis estandar, Std.), la dosis estandar quedó de la siguiente manera:

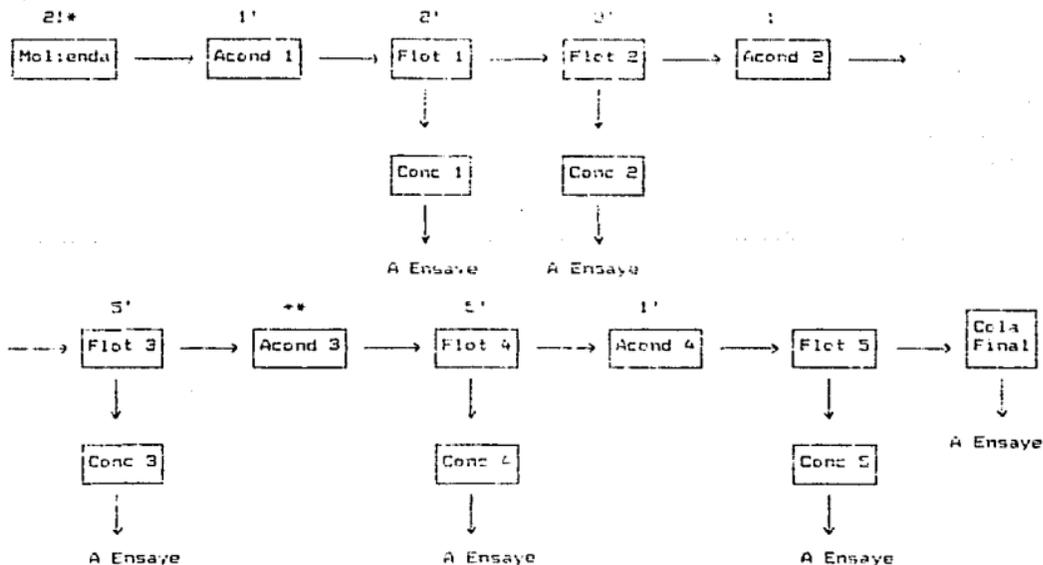
<u>Reactivo</u>	<u>Dosis (g/ton)</u>	<u>Punto de Adición</u>
Aero 404	22.5	Molino
XAP	30	Acondicionamiento 1
XAP	15	Acond.2 (minuto 5 de flot.)
XAP	15	Acond.3 (minuto 10 de flot.)
XAP	15	Acond.4 (minuto 15 de flot.)

La dosis del carbonato de sodio y del sulfuro de sodio se detalla más adelante por cada prueba, también algunas modificaciones de la dosis estandar.

Diseño de Pruebas

Las pruebas se diseñaron con el objeto de observar el comportamiento cinético de varios elementos (Ag, Pb, Zn, Fe), durante 20 minutos de flotación; tomando en consideración las propiedades y efectos de las distintas sustancias químicas, esto es: El Aero 404 y XAP son reactivos para la flotación de sulfuros y minerales semioxidos (tienen un poder colector fuerte aunque poco selectivos), el Aero 404 requiere un tiempo mayor de acondicionamiento que el XAP, por este motivo se adicionó desde el molino. El carbonato de sodio se utilizó como agente carbonatante, agente precipitante de dureza y como modificador de pH, por este motivo fue adicionada desde la molienda. El sulfuro de sodio se empleó como agente sulfurante y precipitante de iones metálicos (Pb, Fe, Cu, etc.), pero dado que sobre algunos sulfuros como la galena y pirita, puede tener un efecto depresor, motivo se añadiera en el acondicionamiento 3, donde se supone ya flotó la mayoría de los sulfuros.

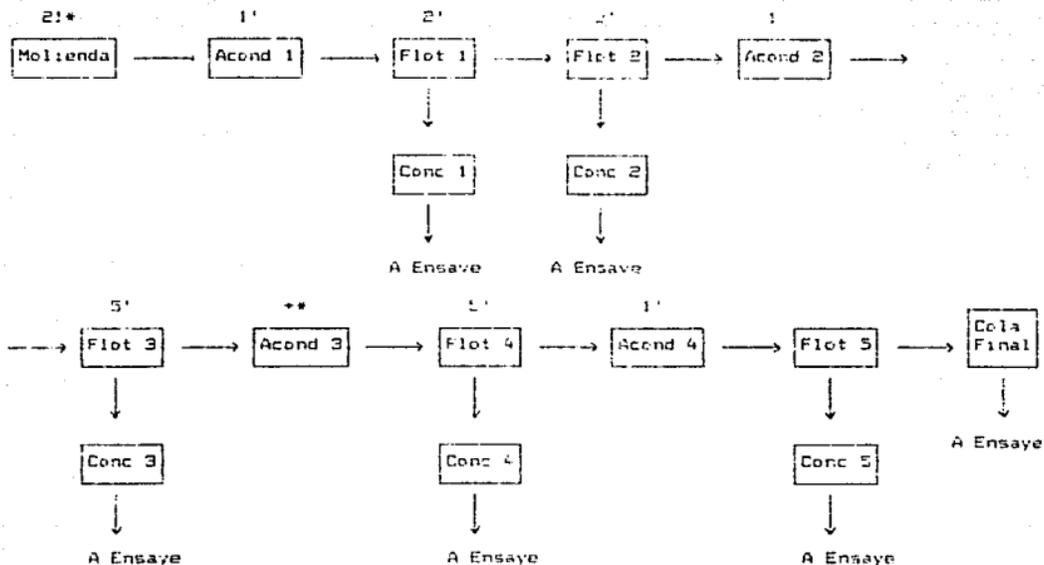
De lo anterior podemos distinguir dos periodos principales de flotación: La flotación de sulfuros (Flot. 1, Flot. 2 y Flot. 3) y la flotación de óxidos (Flot. 4 y Flot. 5), el diagrama de flujo es el siguiente:



Nota: En las pruebas 1 a 6 el tiempo del acondicionamiento 3 fue de 1', en las pruebas 7 a 13 se dieron a este (Acond.3) 5' extras y se añadieron 15 g/ton de Aero 404.

*El carbonato de sodio se agregó desde el molino

**El sulfuro de sodio se agregó en el acondicionamiento 3
(Ver dosis de Na_2CO_3 y/o Na_2S por prueba)



Nota: En las pruebas 1 a 6 el tiempo del acondicionamiento 3 fue de 1', en las pruebas 7 a 13 se dieron a este (Acond.3) 5' extras y se añadieron 15 g/ton de Aero 404.

*El carbonato de sodio se agregó desde el molino

**El sulfuro de sodio se agregó en el acondicionamiento 3
(Ver dosis de Na_2CO_3 y/o Na_2S por prueba)

Dosis (kg/ton) de Na₂CO₃ y/o Na₂S por prueba

Pruebas 1-6 con agua de Huatla y 1300 RPM

	<u>Pba.1</u>	<u>Pba.2</u>	<u>Pba.3</u>	<u>Pba.4</u>	<u>Pba.5</u>	<u>Pba.6</u>
Na ₂ CO ₃ (*)	-	1/2	1	2	-	-
Na ₂ S (**)	-	-	-	-	1/2	1
pH	7-7.5	7.5-8	8	8.5	7-7.5	7-7.5

Pruebas 7-13 con agua de la F.O. a 1500 RPM

	<u>Pba.7</u>	<u>Pba.8</u>	<u>Pba.9</u>	<u>Pba.10</u>	<u>Pba.11</u>	<u>Pba.12</u>	<u>Pba.13</u>
Na ₂ CO ₃ (*)	-	-	-	1/2	1/2	1	1
Na ₂ S (**)	-	1/2	1	1/2	1	1/2	1
pH	7	7	7	7.5	7.5-8	8-8.5	8.5

(*) Se adicionó en el molino

(**) Se adicionó en el acondicionamiento 3

Preparación y Análisis Químico de los Productos de Flotación

Los productos obtenidos en las pruebas metalúrgicas, se filtraron, secaron, pesaron y se prepararon a -100 mallas (esto para lograr su mejor ataque químico), para su posterior análisis. Las técnicas analíticas empleadas fueron las siguientes:

Absorción Atómica (Pb, Zn y Fe) (21,22,23)

1. Se colocó y pesó 0.500 g \pm 0.0005 de muestra en un vaso de polietileno de 50 ml.
2. Se agregaron 10 ml. de HF al 70%, se colocó el vaso en baño maría y se llevo a sequedad (disolución del cuarzo y silicato).
3. Se adicionaron 7 ml. de HClO_4 y se llevó hasta desprendimiento de humos blancos, .
4. Se agregaron 10 ml. de HNO_3 Conc. y de 20 ml. de HCl y se llevó a sequedad (paso 3 y 4, oxidación de sulfuros y disolución).
5. Se recuperaron los productos con 10 ml de HNO_3 .

6. Se aforó a 100 ml., esta solución se llevó a lectura de los elementos cuya concentración caía en el intervalo lineal de lectura (Pb y Cu).

7. De la solución anterior se tomó una alícuota de 5 ml y se volvió a aforar a 100 ml, en esta nueva solución se hizo la lectura de las muestras que originalmente eran altas en concentración y de los elementos cuyo intervalo lineal es muy corto (Zn), el factor de disolución fue 20 (1:20).

Calculo:

$$\% \text{ del elemento} = \frac{\text{Lect (ppm)} \times \text{Vol. fer. aforo (ml)} \times \text{factor de dilución}}{\text{Peso de muestra (g)} \times 10000}$$

En el caso de la solución 1 esto se reduce a:

$$\% \text{ de elemento} = \text{Lect} \times .02$$

Para la solución 2 fue:

$$\% \text{ del elemento} = \text{Lect} \times .4$$

Nota 1: Algunas muestras altas en cuarzo (cabezas y colas), en ocasiones se precipitaba una sustancia gelatinosa (probablemente el Acido Fluorosilícico), este se retiraba por una filtración entre el paso 4 y 5, para evitar el taponamiento del capilar del equipo de absorción atómica. Se hicieron pruebas reatacando este precipitado, no encontrando cantidades apreciables de los elementos ensayados.

Nota 2. La técnica anterior fue una adaptación de varias técnicas analíticas recomendadas, no dando estas un buen resultado para todos los elementos. El método contemplaba el ataque de un mineral silicoso, del cual se pretendía hacer la lectura de Ag, Pb, Zn, Fe y Cu. Después de muchas pruebas se descartó la determinación de Ag por este método, al compararse las lecturas con respecto a la técnica tradicional de ensaye (vía seca por copelación), solo eran semejantes las muestras con contenidos cercanos a los 200 grs. de Ag/Ton de mineral.

Fusión-Copelación (Ag) (24)

Fusión

Este método se basa en la propiedad que tiene el plomo metálico de coleccionar el oro y la plata y en la escoriación de los demás constituyentes de un mineral, todos ellos en estado líquido (fundidos). La técnica es la siguiente:

1. Se pesaron 5 g de muestra y se colocaron en un crisol de barro.
2. Se adicionaron aprox. 60 g de una mezcla que contiene 5 partes de litargirio (PbO), 2 partes de carbonato de sodio (Na_2CO_3), 1 parte de borax glass

($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10 \text{H}_2\text{O}$) y harina 0.25 partes. La adición de esta mezcla es por medidas (volúmenes), entre el mineral y la mezcla fundente debe llenar $\frac{3}{4}$ partes del crisol. Se homogeniza bien el contenido del crisol, se cubre con una pequeña cantidad de borax y se coloca en el horno mufla, calentando a 900-950 °C hasta la fusión total de la muestra.

3. Ya fundida la muestra, se saca el crisol y se mueve y golpea ligeramente para asentar el plomo y se vacía en una payonera (recipiente de hierro con depósitos cónicos, en cada cono se vacía el contenido de un crisol) y se deja enfriar.
4. Al enfriarse y solidificarse la muestra, queda en el fondo de la payonera un botón de plomo de poco más de 20 g y cubriéndolo, la escoria vitrificada. Para separar el plomo de la escoria, se saca el material sólido y frío de la payonera y se empieza a martillar, la escoria que es frágil se separa fácilmente quedando solo el plomo, este se sigue martillando y se le da la forma de un pequeño cubo (el cual se someterá a la copelación).

Copelación

Tiene por objeto la separación del oro y la plata del plomo que los colectó durante la fusión, esta separación consiste en una oxidación del plomo, en un recipiente poroso (copela), de esta manera el plomo se transforma en óxido es absorbido en su mayor parte en la copela y el resto se volatiliza, quedando al final un botón de oro y plata.

Las copelas son pequeños recipientes hechos con ceniza de hueso y cemento (estos materiales al humectarlos y mezclarlos forman una pasta consistente que puede ser moldeada por compactación ligera, en un molde con la forma adecuada).

El método es el siguiente:

1. Se colocan las copelas en el horno-mufla y se calientan.
2. Se colocan los cubos de plomo sobre las copelas y se lleva a la temperatura de 850 °C, con la puerta ligeramente abierta, esto para dar facilidades a la oxidación. Casi al finalizar la oxidación del plomo, se cierra la puerta de la mufla y se eleva la temperatura a unos 900 °C, esto para expulsar el resto del plomo.

3. Ya eliminado el plomo se abre la puerta y se dejan enfriar lentamente las copelas.

4. Cuando están frías las copelas, se despegan y apartan, con unas pinzas los botones de oro y plata, se limpian con cepillo de cerda dura y se pesan.

Cálculo

El oro y la plata por encontrarse en la naturaleza en cantidades muy pequeñas, normalmente se expresa su concentración en g/ton. De esta manera y para el peso de muestra usada en esta técnica, tenemos que:

1 gr de Ag/Ton de mineral corresponde a un peso de 5 microgramos, 1 microgramo es igual a 1×10^{-6} gramos.

Nota 1: Durante el proceso de copelación, ocurren varias etapas de oxidación, muy difíciles de detectar cuando no se tiene experiencia, un exceso de temperatura puede provocar la evaporación de la plata, una temperatura baja puede ocasionar que se solidifique o no se funda el plomo (si el material se solidifica, es más difícil su posterior re-fusión). Esta etapa del análisis la realizaron personal con experiencia en esta técnica.

Nota 2: En el caso de los minerales que contienen oro además de la plata, después de pesado el primer botón, se hace el apartado del oro y la plata, esto se hace atacando el botón con ácido nítrico diluido (7:1), se calienta sin ebullición hasta la total disolución de la plata, se recupera y se seca el botón de oro y se pesa. Al primer peso se le resta el peso del botón de oro para conocer el peso real de la plata. En este tipo de minerales del oro es muy bajo (menos de 1 g/ton en concentrados por lo cual no se hizo el apartado).

Nota 3: La cantidad de muestra utilizada normalmente es de 10 g en ocasiones 20 g (esto es para dar mayor precisión en el pesado de botones de unos cuantos microgramos), en esta ocasión por contar con pequeñas cantidades de muestra, se tuvo que realizar con 5 g, 2.5 g y solo en el caso de las muestras de cabeza y colas se utilizó 10 g. En la mayoría de las pruebas se hizo un composito proporcional, juntando la muestra suficiente para el ensaye (algunos productos de las pruebas tan solo eran de uno o dos gramos), a la vez de hacer una reducción en el número de ensayes, esto se hizo de la siguiente manera: Concentrado 1, concentrado 2 y concentrado 3, concentrado 4 y concentrado 5, cola. Así aunque en algunos casos no es la ley real de la mues-

**ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA**

tra, pero de manera acumulativa esta información es válida (solo se hizo en el caso de la plata).

Resultados

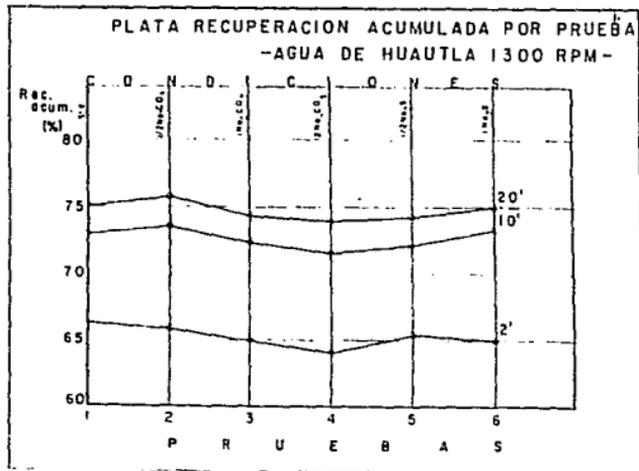
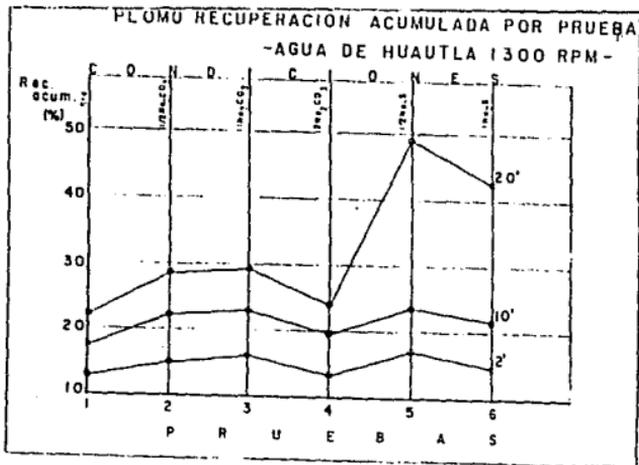
Los resultados obtenidos en cada prueba, se muestran en los balances y graficas correspondientes (ver anexo de resultados), de esta manera puede observarse la recuperación y la cinética, que durante la flotación tuvieron los elementos de estudio, sometidos a las distintas condiciones de prueba.

También para facilitar el análisis de los resultados, se muestran a continuación los siguientes calculos acumulativos:

Resultados Acumulativos (Pruebas con Agua de Muestra)											
Fba. #	Elem	Ensayos (Ag / Pb)			Recuperación (%)			R.C.	Na ₂ CO ₃ Kg/Ton	Na ₂ S kg/Ton	
		Lb	Conc %	Cost	Conc	Conc 2-3	Conc 4-5				
1	Ag	105	3045	48	66.15	72.91	75.00	27.07	---	---	
	Pb	0.16	0.97	0.13	12.60	17.28	21.83	-----	---	---	
2	Ag	179	3986	45	65.84	73.49	76.65	29.50	1/2	---	
	Pb	0.16	1.36	0.12	14.76	21.92	28.41	-----	---	---	
3	Ag	181	3957	48	64.86	72.20	74.31	29.50	-1-	---	
	Pb	0.15	1.41	0.12	15.93	22.83	29.24	-----	---	---	
4	Ag	178	4058	48	64.01	71.53	73.86	50.77	-2-	---	
	Pb	0.17	1.21	0.11	13.33	19.39	23.81	-----	---	---	
5	Ag	175	3303	47	65.36	72.14	74.20	25.46	---	1/2	
	Pb	0.17	2.10	0.09	17.04	23.44	40.82	-----	---	---	
6	Ag	178	3935	46	64.78	73.34	75.01	29.50	---	-1-	
	Pb	0.17	2.09	0.10	14.51	21.67	42.33	-----	---	---	

*Ag o / tons Pb x

**Ley media



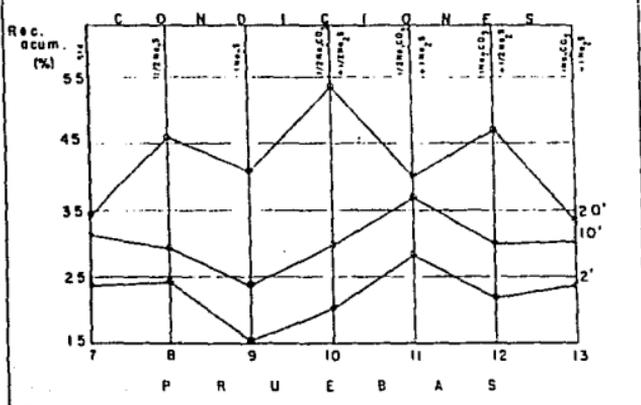
Resultados acumulativos (Pruebas con Agua de la F.O.)

Fbn. #	Elixa	Ensayos (Ag / Fb)*			Recuperación (%)			R.C.	HagCO ₂ lq/ton	HagS lq/ton
		Lab	Conc %	Costa	Conc 1	Conc 2-3	Conc 4-5			
7	Ag	177	36.52	47	61.69	73.18	74.37	27.78	---	---
	Fb	0.15	1.54	0.11	23.61	31.29	34.33	-----	---	---
8	Ag	105	41.45	47	63.71	74.69	75.52	29.59	---	1/2
	Fb	0.16	2.17	0.07	24.10	29.25	45.96	-----	---	---
9	Ag	103	31.28	45	64.60	75.51	76.37	24.57	---	-1-
	Fb	0.15	1.63	0.09	17.67	24.47	41.65	-----	---	---
10	Ag	101	45.11	46	54.31	74.11	75.42	32.26	1/2	1/2
	Fb	0.17	2.00	0.08	23.34	29.08	53.51	-----	---	---
11	Ag	100	36.18	46	61.53	74.32	75.04	26.67	1/2	-1-
	Fb	0.16	1.72	0.10	26.39	35.84	40.19	-----	---	---
12	Ag	103	41.81	45	67.70	75.0	76.29	30.03	-1-	1/2
	Fb	0.16	2.31	0.07	21.02	30.09	46.98	-----	---	---
13	Ag	102	30.53	46	60.86	74.68	75.62	26.01	-1-	-1-
	Fb	0.16	1.50	0.11	23.68	33.20	33.52	-----	---	---

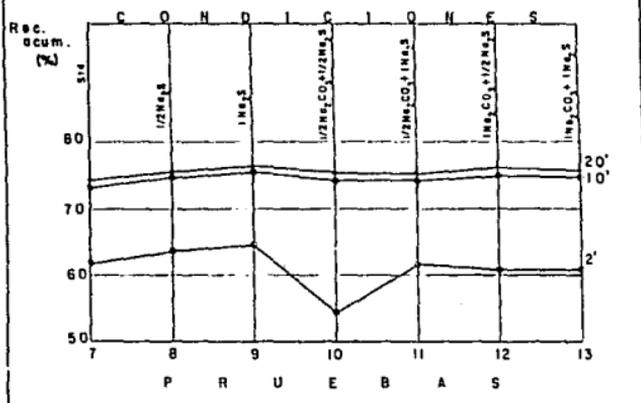
*Ag o /tont Fb x

**Ley media

PLOMO. RECUPERACION ACUMULADA POR PRUEBA
 -AGUA DE F. DE QUIMICA 1500 RPM-



PLATA. RECUPERACION ACUMULADA POR PRUEBA
 -AGUA DE F. DE QUIMICA 1500 RPM-



Método de Cálculo

Relación de concentración (para la plata)

$$R.C. = \frac{\text{Peso Alimentación}}{\text{Peso Concentrado}} = \frac{\text{Ley Conc} - \text{Ley Cola}}{\text{Ley Cab} - \text{Ley Cola}}$$

$$\text{Ley Media (concentrado)} = \frac{P_1C_1 + P_2C_2 + \dots + P_nC_n}{P_1 + P_2 + \dots + P_n}$$

P_n = Peso del concentrado n
 C_n = Ensaye concentrado n
n = 1, 2, 3, 4, 5

Tendencia de los Resultados

Pruebas 1 a 6 (Pruebas con Agua de Huautla)

Efecto del Na_2CO_3 Sobre la Plata (Pruebas 2, 3 Y 4)

Al incrementarse la cantidad de Na_2CO_3 se observó un incremento de la ley de plata en el concentrado obtenido, esto es, la relación de concentración es mayor al aumentar la cantidad usada de Na_2CO_3 . Por otro lado la recuperación obtenida, solo se ve beneficiada con dosis bajas (1/2 kg/ton), con esta dosis se tiene un incremento en la recuperación (Prueba # 2), con una mayor dosis de Na_2CO_3 la recuperación decrece.

Efecto del Na_2S Sobre la Plata (Prueba 5 Y 6)

En estas pruebas se observa que la relación de concentración también aumenta, al aumentar la dosis de Na_2S . Con respecto a la recuperación se aprecia también un incremento al aumentar la dosis, aunque en este caso es menor la recuperación obtenida con 1/2 kg/ton (Prueba # 5) comparada con la prueba estandar (Prueba # 1).

Efecto del Na_2CO_3 Sobre el Plomo (Pruebas 2, 3 Y 4)

La ley y recuperación de plomo se ven incrementadas al aumentarse la dosis de Na_2CO_3 , esto es hasta una dosis de 1 kg/ton, después de esta el efecto es negativo.

Efecto del Na_2S Sobre el Plomo (Pruebas 5 Y 6)

Con el uso del Na_2S se observa un marcado efecto benéfico sobre la ley de los concentrados 4 y 5, así como también en su recuperación, la dosis que dió mejores resultados fue de 1/2 kg/ton.

Pruebas 7 a 13 (Pruebas con Agua de la Facultad de Química)

Efecto del Na_2CO_3 Sobre la Plata (Pruebas 10, 11, 12 Y 13)

La tendencia general en estas pruebas es de aumentar la relación de concentración al aumentar la dosis de Na_2CO_3 , en este caso también la recuperación de plata tiende a aumentar ligeramente. El efecto de estas pruebas se ve enmascarado por el efecto del Na_2S . Los mejores resultados obtenidos con el carbonato de sodio fueron en las pruebas 12 (1 kg. de Na_2CO_3 /ton y 1/2 kg. de Na_2S /ton) y 13 (1 kg. de Na_2CO_3 /ton y 1 kg. de Na_2S /ton).

Efecto del Na_2S Sobre la Plata (Pruebas 8, 9, 10, 11, 12 y 13).

En las pruebas 8 y 9 en donde se utilizó el Na_2S solamente, se tiene un efecto benéfico en la recuperación al aumentar la dosis de Na_2S , aunque la relación de concentración tiende a bajar y con esto la ley del concentrado. En el resto de las pruebas en donde se utilizó el Na_2S combinado con Na_2CO_3 , la tendencia es a disminuir la recuperación al aumentar la dosis, la relación de concentración se mantuvo con tendencias a disminuir al aumentar la dosis.

Efecto del Na_2CO_3 Sobre el Plomo (Pruebas 10, 11, 12 Y 13)

En estas pruebas un incremento en la dosis repercute en una baja recuperación y ley de concentrado.

Efecto del Na_2S Sobre el plomo (Pruebas 8, 9, 10, 11, 12 Y 13)

Del mismo modo que en las pruebas con agua de Huautla se nota un marcado efecto benéfico sobre la recuperación y ley de este elemento, siendo la mejor dosis de 1/2 kg/ton.

Interpretación de los Resultados

Efecto del Na_2CO_3

El uso del Carbonato de Sodio tuvo un efecto benéfico con el plomo en las pruebas con agua de Huautla, agua con alta dureza (agua de Huautla más de 500 ppm de Ca , agua de la Estación de Química 100 ppm de Ca) y en las que la dosis no fue mayor a 1 kg/ton. En este caso se cree que principalmente el efecto benéfico es debido a la precipitación de sales de calcio, en algunos estudios se han encontrado que los iones Ca^{++} y Mg^{++} , en presencia de colectores, tienden a adsorberse antes que el colector en la superficie de los minerales de plomo y en particular en los oxidados, evitando con esto su flotación. En este caso se cree que primero se precipitan los iones calcio, por efecto de los iones sodio, en floculos relativamente grandes evitando de esta manera la adsorción en la superficie de los minerales de plomo.

En cantidades menores y en las pruebas donde se utilizó agua de la Facultad de Química (menor pureza), el carbonato de sodio tiene un efecto de dispersante fuerte, esto probablemente porque los iones CO_3^{2-} son iones determinantes del potencial superficial de los minerales presentes, haciendo fuertemente negativa la carga superficial del mineral, esto último se observa sobre todo en la prueba 19, donde se por el los iones S^{2-} tienden a cargar negativamente la superficie de los minerales de plomo, mas el efecto del ion CO_3^{2-} , hace que la superficie de los minerales de plomo se haga tan negativa que rechaza la acción de los colect. en agua son enriquecidos). Otro efecto que se cree sucede es que con el incremento del carbonato de sodio, se forma la hidroterruita $\text{Pb}(\text{CO}_3)_2 \cdot (\text{OH})_2$, favorecida su formación al incrementarse el pH (13, 14, 15).

En el caso de la disminución de los valores de plata con Na_2CO_3 , se piensa que es por el efecto de dispersor de mineral silicosos y ganga evitando que la plata no liberada y que por efecto de arrastre era recuperada, no flote (la plata nativa no flota). (15).

Efecto del Na_2S

Con el uso del sulfuro de sodio observamos que hay un efecto benéfico en la flotación de los valores de plomo oxidados, pero que para obtener los mejores resultados debe controlarse su dosificación, pues cuando el ion S^{2-} esta en exceso la superficie de los minerales de plomo, se hace tan negativa (a aplicación), que per-

minerales de plomo, se hace tan negativa (ya explicado), que rechaza a los iones de colector, evitando de esta manera su adsorción (10, 13, 14).

En el caso de la plata no se observa un efecto marcado, pero hay una ligera tendencia a ser beneficioso su uso.

VI. Conclusiones

1. Los minerales de Huautla pueden tener un beneficio en la recuperación de los valores de plomo si se les trata con Na_2S , pero su oxidación debe ser controlada cuidadosamente, en este estudio la dosis de 1/8 libras ton⁻¹ a que se refieren en los resultados dio.
2. El uso de Na_2S tiene poco efecto sobre la recuperación de plata, aunque existe una ligera tendencia beneficiosa.
3. El carbonato de sodio en dosis menores a 1 libras ton⁻¹ parece tener un efecto beneficioso en la recuperación de los minerales de plomo, su efecto es al carecer por reacción de los iones calcio, evitando que estos se adsorban en la superficie de estos minerales.
4. El carbonato de sodio tiende a deprimir ligeramente a la planta, en este caso se cree que es por su efecto de dispersante y depresor de minerales silíceos y de ganga, evitando que los valores de plata no liberados que eran recuperados por arrastre de insolubles, no floten, aunque por su efecto dispersante evita el tener concentrados de mayor ley (más finos).

1. Una conclusión importante es que, dado que el comportamiento de los valores de plata y zinc es muy diferente, la mayoría de los valores residuales no se encuentran ligados entre sí o se encuentran formando especies minerales distintas a la cerusita y anglesita, como plumbocianocitas u otros, con propiedades pobres para la flotación.
2. Por otro lado se realizó una prueba de concentración gravimétrica, encontrándose que de los valores residuales, solo el 8.83% pueden ser recuperados por este método (obteniéndose un concentrado de 21% plata (no comercial, todo el concentrado final)).
3. Por lo anterior planteado, dado las características mineralógicas, la única forma para recuperar las plata, es mejorar la operación de flotación con el proceso de recuperación, el cual se cree que sea factible dado las características de oxidación y liberación (es necesario realizar el estudio correspondiente).

E. Dado que los objetivos fueron: a) el observar el efecto que tiene el carbonato de sodio y sulfuro de sodio, sobre la cinética de la flotación de los minerales semiconductores de plomo y plata localizados en la población de Huautla, Morelos. b) y de que del conocimiento de esta información puede ayudar a la optimización del proceso o la reorientación de la experimentación.

Se consideran cumplidos los objetivos, pero también es importante complementar este estudio con otro de procesos de lixiviación (con cianuro, tiosulfato, tiourea y/o cloro). Esto por considerar que aunque hubo mejoras significativas en la recuperación de plomo, la plata es el valor más importante en este proceso.

VII. Otras Alternativas de Proceso

El procesamiento de minerales como el tratado en este estudio, difícilmente dan buenos resultados metalúrgicos, con un solo tipo de proceso. La flotación de sulfuros y óxidos como lo aquí intentado, puede mejorar notablemente la recuperación de algunos elementos, tal fue el caso del plomo. En otros casos la concentración gravimétrica, cuando los minerales de interés tienen tamaño relativamente grande, están liberados y tienen una marcada diferencia en gravedad específica con respecto a la ganga, puede incrementar la recuperación, es el caso cuando ocurre plata nativa y otros minerales de alta gravedad específica de 150 mallas. En otros casos cuando los minerales de alta gravedad específica son finos, presentan facilidades para reaccionar químicamente y presentar una superficie de reacción cuando no está totalmente liberado, la lixiviación puede ser una opción para mejorar el rendimiento metalúrgico, para minerales de plata la lixiviación es factible realizarla, con extractores de cianuro, tiosulfato, tiourea y cloro en medio ácido. Otro proceso aunque poco utilizado, es la floculación selectiva, este proceso se aplica a minerales ultrafinos <40 mallas y está basado en el uso de floculantes y dispersantes conteniendo estos diferentes efectos sobre las distintas especies minerales existentes y pudiéndose separar de esta manera. 11.05.20.87

ANNEXES

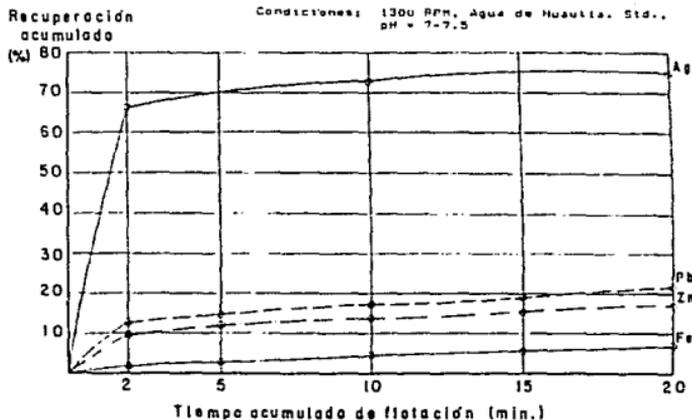
P R U E B A # 1

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla, Std.,
pH = 7-7.5

Producto	Peso %	E n s a y e s				Conlenidos				Distribución			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/Ton	%	%	%	Unidades de cdículo				%	%	%	%
conc. 1	0.93	13164	2.17	6.24	1.92	12243	0202	0580	0179	6615	12.60	1.56	9.67
conc. 2	0.60	886	0.60	7.52	0.64	5.32	0036	0451	0038	2.88	2.25	122	2.04
conc. 3	0.81	886	0.48	7.12	0.48	7.18	0039	0577	0039	3.88	2.43	1.55	2.10
conc. 4	0.65	305	0.48	6.64	0.48	1.98	0031	0432	0031	1.07	1.93	1.16	1.67
conc. 5	0.62	305	0.68	7.04	0.48	1.89	0042	0436	0030	1.02	2.62	1.17	1.61
cola	96.39	48	0.13	3.60	0.16	4627	1253	34700	1542	25.00	76.17	93.34	82.95
cab. calc. 100		185	0.16	3.72	0.19	185.07	1603	37176	1859	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 1

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla, Std.,
pH = 7-7.5



P R U E B A # 2

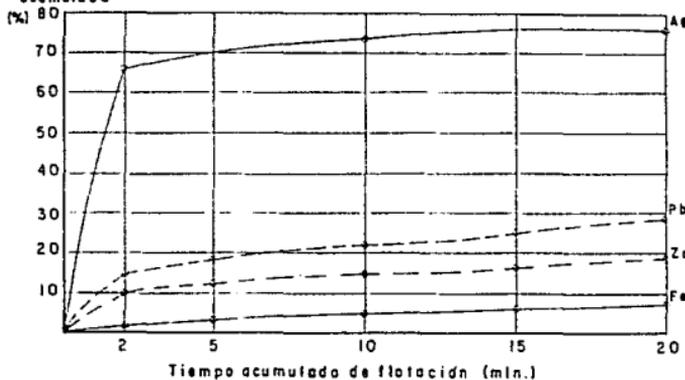
Condiciones: 1300 RPM, Agua de Muesita,
1/2 kg/Ton de Na₂CO₃, pH = 7.5 - 8

Producto	Peso	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		%	gr/Ton	%	%	%	Unidades de cdculo				%	%	%
conc.1	0.77	15272	3.10	6.25	2.45	11759	0239	0481	0189	65.84	14.76	1.54	9.99
conc.2	0.61	942	0.93	6.98	0.70	575	0057	0425	0043	3.22	3.52	1.36	2.27
conc.3	0.84	942	0.70	6.72	0.58	7.81	0059	0564	0049	4.43	3.64	1.81	2.59
conc.4	0.66	332	0.73	6.48	0.56	2.19	0048	0428	0037	1.23	2.97	1.37	1.95
conc.5	0.51	332	1.12	6.43	0.56	1.69	0057	0328	0029	0.94	3.52	1.05	1.53
cola	96.61	45	0.12	3.00	0.16	43.47	1159	28983	1546	24.34	71.59	92.87	81.67
cab. calc. 100		179	0.16	3.12	0.19	178.60	1619	3.1210	1893	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 2

Recuperación
acumulada

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Muesita,
1/2 kg/Ton de Na₂CO₃, pH = 7.5 - 8



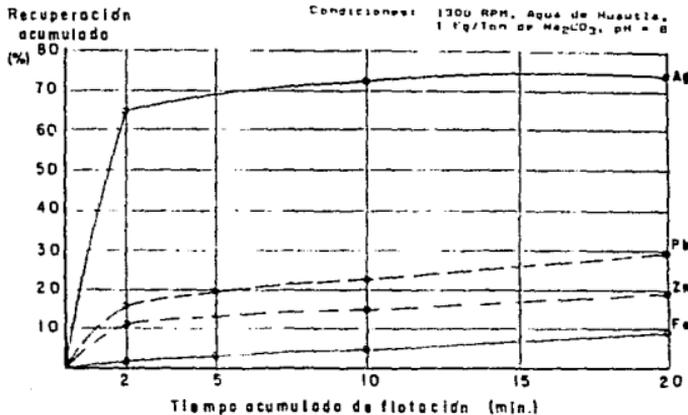
P R U E B A # 3

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huastla,
1 Kg/Ton de Na_2CO_3 , pH = 8

Producto	Peso	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		% gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc.1	0.81	14456	3.22	6.25	2.35	117.09	.0261	.0506	.0190	64.86	15.93	1.58	10.08
conc.2	0.52	992	1.06	6.43	0.79	5.16	.0055	.0334	.0041	2.86	3.36	1.05	2.18
conc.3	0.83	992	0.70	6.59	0.58	8.23	.0058	.0547	.0048	4.56	3.54	1.71	2.55
conc. 4-5	1.23	298	0.85	6.64	0.47	3.67	.0105	.0817	.0058	2.03	6.41	2.56	3.08
c.c.l.a	96.61	48	0.12	3.08	0.16	46.37	.1159	2.9756	.1546	25.69	70.76	93.10	82.10
cab.calc	100	181	0.16	3.20	0.19	180.52	1638	3.1960	.1883	100	100	100	100
cab.ensay		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 3

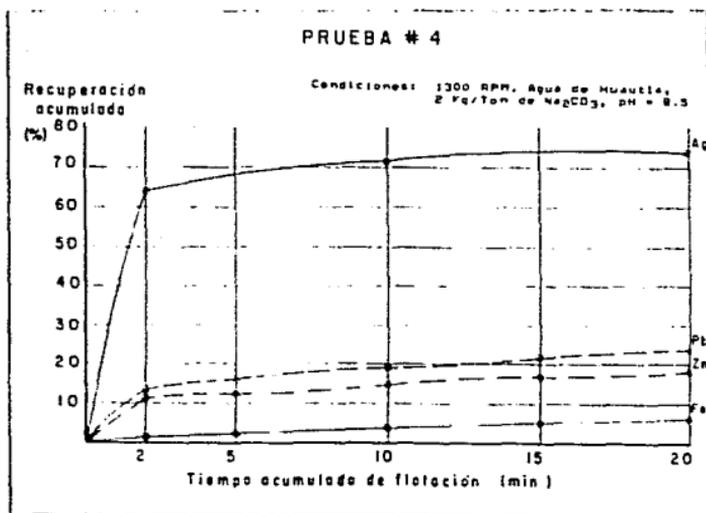
Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huastla,
1 Kg/Ton de Na_2CO_3 , pH = 8



P R U E B A # 4

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla,
2 Fg/Ton de Na_2CO_3 , pH = 8.5

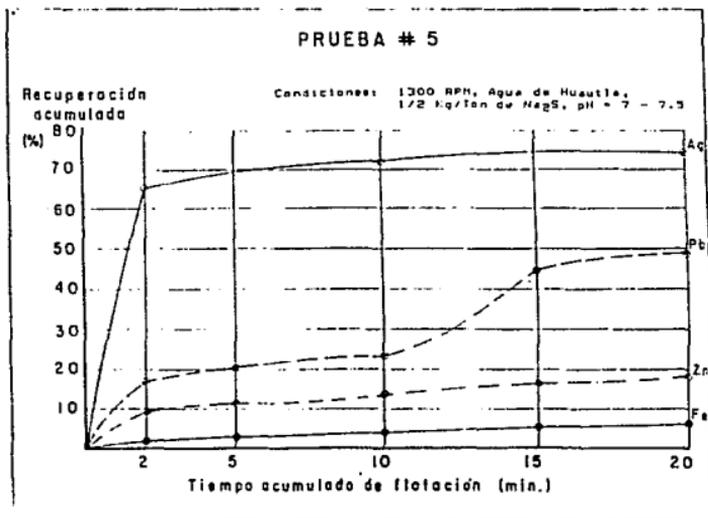
Producto	Peso	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		%	gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%
conc.1	0.85	13380	2.59	5.06	2.26	11373	0220	0430	0192	64.01	13.33	1.40	10.14
conc.2	0.50	1020	0.90	5.79	0.82	510	0045	0290	0041	2.87	2.73	0.95	2.16
conc.3	0.81	1020	0.68	5.83	0.63	826	0055	0472	0051	4.65	3.33	1.54	2.69
conc.4	0.59	380	0.66	6.41	0.59	2.24	0039	0378	0035	1.26	2.36	1.23	1.85
conc.5	0.50	380	0.68	6.36	0.53	1.90	0034	0318	0027	1.07	2.06	1.04	1.43
cola	96.75	48	0.13	2.97	0.16	46.44	12.58	287.55	15.48	26.14	76.19	93.84	81.73
cab. calc.	100	178	0.17	3.05	0.19	177.67	16.51	3062.5	18.94	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								



P R U E B A # 5

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla,
1/2 kg/ton de Na_2S , pH = 7 - 7.5

Producto	Peso %	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/Ton	%	%	%	Unidades de dcicula				%	%	%	%
conc.1	1.06	10790	2.72	5.58	1.68	114.37	.0288	.0591	.0178	65.36	17.04	1.65	9.49
conc.2	0.65	797	0.82	5.68	0.56	5.18	.0053	.0369	.0036	2.96	3.14	1.03	1.92
conc.3	0.84	797	0.65	5.63	0.56	6.69	.0055	.0473	.0047	3.82	3.26	1.32	2.51
conc.4	0.82	260	4.36	5.68	0.56	2.13	.0358	.0466	.0046	1.22	21.18	1.30	2.45
conc.5	0.58	260	1.27	5.12	0.56	1.46	.0071	.0287	.0031	0.84	4.20	0.80	1.66
cola	96.07	47	0.09	3.50	0.16	45.15	.0865	3.3625	.1537	25.80	51.18	93.90	81.97
cab. calc.	100	175	0.17	3.58	0.19	174.98	1.690	3.5811	1.875	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								



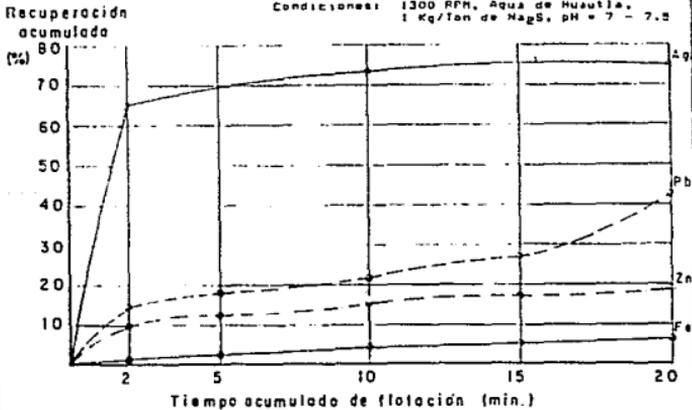
P R U E B A # 6

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla,
1 Kg/ton de Na_2S , pH = 7 - 7.5

Producto	Peso %	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc. 1	0.73	15832	3.33	5.52	2.53	115.57	.0243	0.403	0.185	64.98	14.51	1.31	9.71
conc. 2	0.62	972	0.98	5.89	0.82	6.03	0.061	0.365	0.051	3.39	3.64	1.18	2.68
conc. 3	0.91	972	0.65	6.12	0.62	8.85	0.059	0.557	0.056	4.97	3.52	1.80	2.94
conc. 4	0.57	262	1.56	5.97	0.60	1.49	0.089	0.340	0.034	0.84	5.31	1.10	1.78
conc. 5	0.56	262	4.59	5.67	0.60	1.47	0.257	0.318	0.034	0.83	15.35	1.03	1.78
cala	96.61	46	0.10	2.99	0.16	44.44	0.966	2.8886	15.46	24.99	57.67	93.58	81.11
cab. calc.	100	178	0.17	3.09	0.19	177.85	1.675	3.0869	19.06	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 6

Condiciones: 1300 RPM, Agua de Huautla,
1 Kg/ton de Na_2S , pH = 7 - 7.5



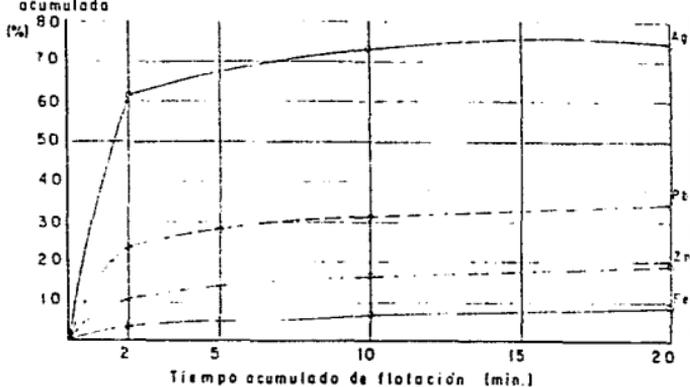
P R U E B A # 7

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Quimica,
Std. pH = 7

Producto	Peso	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		% gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc.1	1.31	8325	2.91	7.86	1.56	10906	0381	1030	0207	61.69	23.61	3.20	10.92
conc.2	0.72	1320	1.00	7.39	0.76	9.50	0072	0532	0055	5.37	4.46	1.65	2.90
conc.3	0.82	1320	0.63	6.58	0.58	10.82	0052	0540	0048	6.12	3.22	1.68	2.53
conc. 4-5	0.75	280	0.65	6.43	0.58	2.10	0049	0482	0044	1.19	3.04	1.50	2.32
cala	96.40	47	0.11	3.07	0.16	45.31	1060	2.9595	1542	25.03	65.07	91.97	81.33
cab. calc.	100	177	0.16	3.22	0.19	176.79	1614	3.2179	1895	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 7

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Quimica,
Std. pH = 7



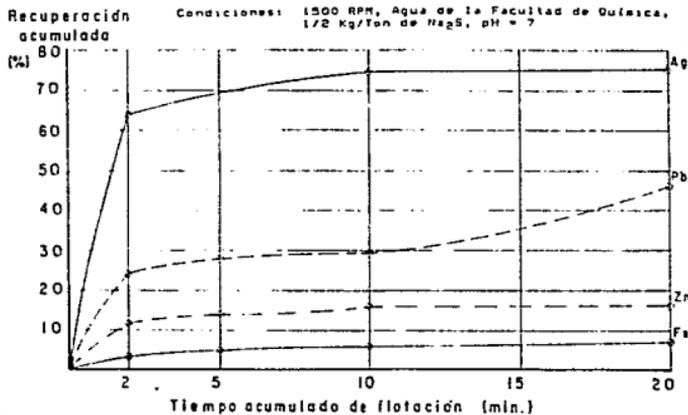
P R U E B A # 8

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1/2 Kg/Ton de Na₂S, pH = 7

Producto	Peso %	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc.1	1.48	7986	2.62	6.74	1.45	118.19	0.388	0.998	0.215	63.71	24.10	3.09	11.46
conc.2	0.73	1486	0.84	6.96	0.65	10.85	.0061	0.508	.0047	5.85	3.79	1.57	2.51
conc.3	0.64	1486	0.34	5.43	0.62	9.51	.0022	.0348	.0040	5.13	1.36	1.08	2.13
conc. 4-5	0.53	292	5.08	5.72	0.52	1.55	0.269	0.303	.0028	0.83	16.71	0.94	1.49
cola	98.62	47	0.09	3.12	0.15	45.41	.0870	3.0145	.1546	24.48	54.04	93.32	82.41
cab. calc. 100		186	0.16	3.23	0.19	185.51	1610	3.2302	1876	100	100	100	100
cab. ensay		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 8

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1/2 Kg/Ton de Na₂S, pH = 7



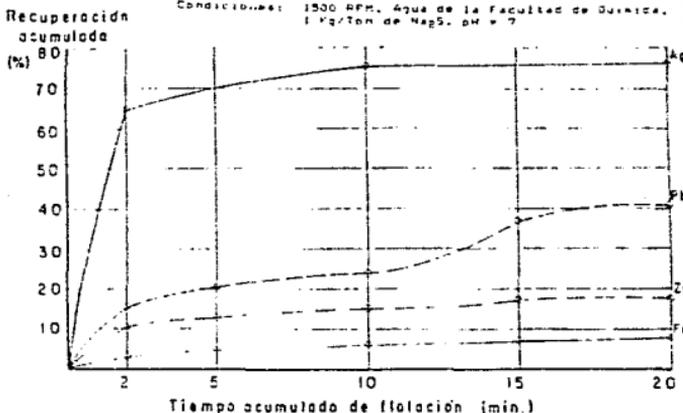
P R U E B A # 9

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 Kg/Ton de Na₂S, pH = 7

Producto	Peso	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		%	gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%
conc. 1	1.50	7869	165	6.24	1.29	118.04	0.248	0.936	0.0194	64.60	15.27	2.91	10.40
conc. 2	0.81	1338	1.00	6.06	0.54	10.84	0.081	0.491	0.044	5.93	4.99	1.52	2.36
conc. 3	0.68	1338	0.84	6.06	0.65	9.10	0.057	0.412	0.044	4.98	3.51	1.28	2.36
conc. 4	0.77	145	2.75	5.82	0.44	1.12	0.214	0.448	0.054	0.61	13.17	1.39	1.82
conc. 5	0.31	145	2.10	5.95	0.48	0.45	0.065	0.184	0.015	0.25	4.01	0.57	0.80
cola	95.93	45	0.10	3.10	0.16	43.17	0.959	2.973	1.535	23.63	59.09	92.33	82.26
cab. calc. 100		183	0.16	3.2	0.19	102.72	1.824	3.220	1.866	100	100	100	100
cab. ensay.		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 9

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 Kg/Ton de Na₂S, pH = 7



P R U E B A # 10

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1/2 kg/ton de Na_2CO_3 , 1/2 kg/ton de Na_2S ,
pH = 7.3

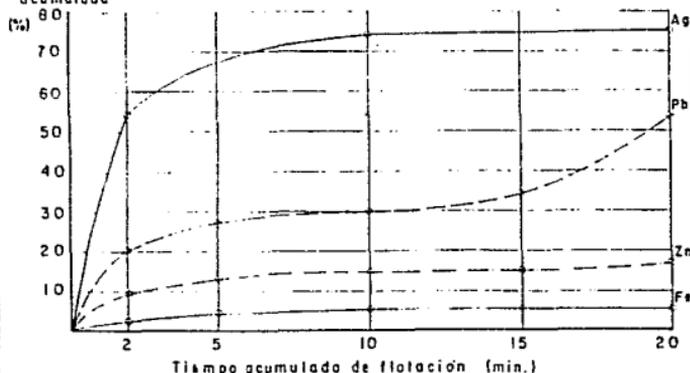
Producto	Peso	E n s a y e s				Contenidos				Distribución			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		%	gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%
conc. 1	110	8950	3.00	7.32	1.56	98.45	.0539	.0805	0.172	54.31	20.34	2.45	9.21
conc. 2	0.74	2992	1.58	7.58	0.96	22.14	0.117	0.561	0.071	12.21	7.02	1.71	3.80
conc. 3	0.46	2992	0.91	7.03	0.68	13.76	0.042	0.323	0.031	7.59	2.52	0.99	1.66
conc. 4	0.20	297	3.80	5.28	0.48	0.59	0.076	0.106	0.010	0.33	4.56	0.32	0.53
conc. 5	0.60	297	5.30	5.49	0.56	1.78	0.318	0.329	0.034	0.98	19.07	1.00	1.82
cola	96.90	46	0.08	3.17	0.16	44.57	0.775	3.0717	1.550	24.58	46.49	93.53	82.98
cab. calc. 100		181	0.17	3.3	0.19	181.29	1.667	3.2841	1.868	100	100	100	100
cab. ensay		180	0.16	3.4	0.18								

PRUEBA # 10

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1/2 kg/ton de Na_2CO_3 , 1/2 kg/ton de Na_2S ,
pH = 7.3

Recuperación
acumulada

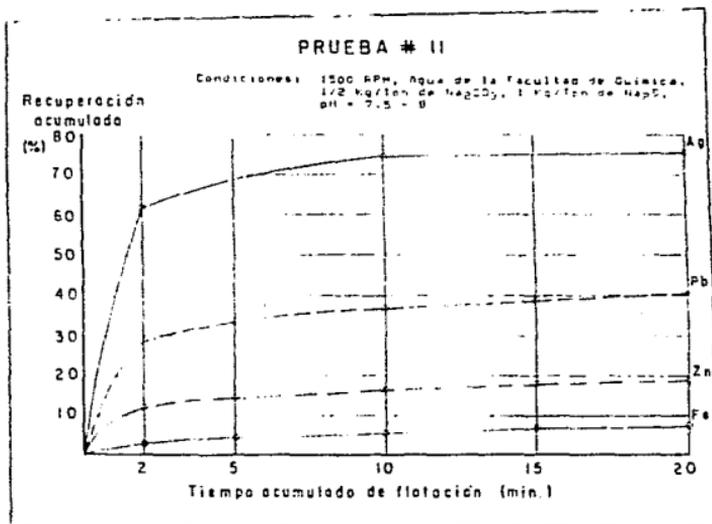
(%)



P R U E B A # 11

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1/2 kg/ton de Na_2CO_3 , 1 kg/ton de Na_2S ,
pH = 7.5 - 8

Producto	E n s a y e s					C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
	Peso	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
	%	gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc 1	1.42	7804	3.22	6.27	1.56	11082	0.457	0.890	0.222	61.58	28.39	2.77	11.73
conc 2	0.71	1698	1.14	6.80	0.72	12.06	0.081	0.483	0.051	6.70	5.03	1.50	2.69
conc 3	0.64	1698	0.86	6.28	0.60	10.87	0.055	0.402	0.038	6.04	3.42	1.25	2.01
conc 4	0.66	198	0.42	3.66	0.44	1.31	0.028	0.374	0.029	0.73	1.74	1.16	1.53
conc 5	0.32	198	0.81	5.08	0.40	0.63	0.026	0.163	0.013	0.35	1.61	0.51	0.69
cola	96.25	45	0.10	3.10	0.16	44.28	0.963	2.983	1.540	24.60	59.81	92.81	81.35
cab calc	100	180	0.16	3.2	0.19	179.97	1610	3.2150	1892	100	100	100	100
cab ensay		180	0.15	3.4	0.18								



P R U E B A # 12

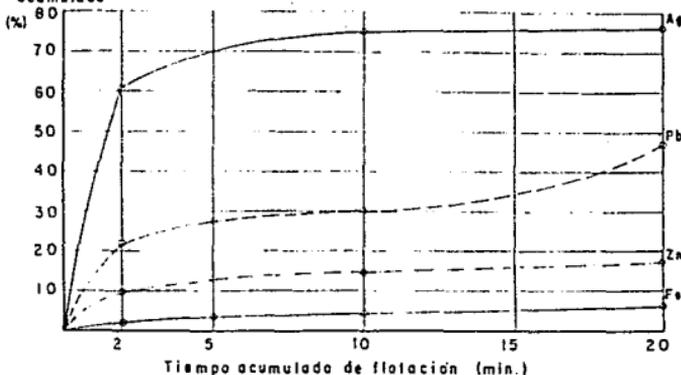
Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 Kg/ton de Na_2CO_3 , 1/2 Kg/ton de Na_2S ,
pH = 8 - 8.5

Producto	Peso %	E n s a y e s				C o n t e n i d o s				D i s t r i b u c i ó n			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc.1	0.92	12056	3.89	5.95	1.92	11092	0358	0547	0177	60.70	21.82	1.69	9.49
conc.2	0.80	2666	1.14	6.44	0.76	21.33	0091	0515	0061	11.67	5.54	1.60	3.27
conc.3	0.57	842	0.77	5.86	0.62	4.80	0044	0334	0035	2.63	2.68	1.03	1.88
conc. 4-5	1.04	211	2.67	5.08	0.44	2.19	0278	0528	0046	1.20	16.94	1.64	2.46
cola	96.67	45	0.09	3.14	0.16	43.50	0870	3.0354	1547	23.80	53.02	94.04	82.90
cab. calc	100	183	0.16	3.2	0.19	182.74	1641	3.2278	1866	100	100	100	100
cab. ensay		180	0.16	3.4	0.18								

P R U E B A # 12

Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 Kg/ton de Na_2CO_3 , 1/2 Kg/ton de Na_2S ,
pH = 8 - 8.5

Recuperación
acumulada



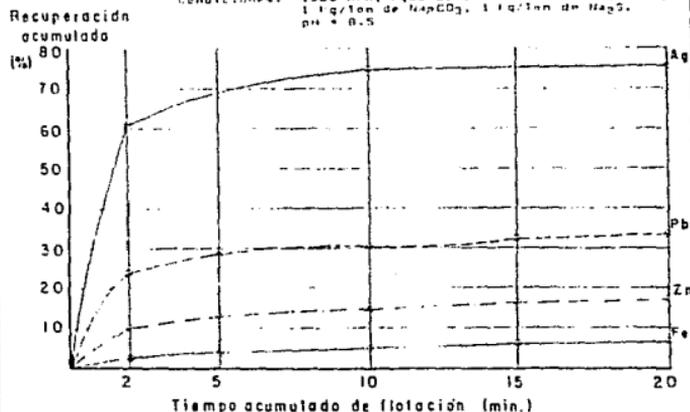
P R U E B A # 13

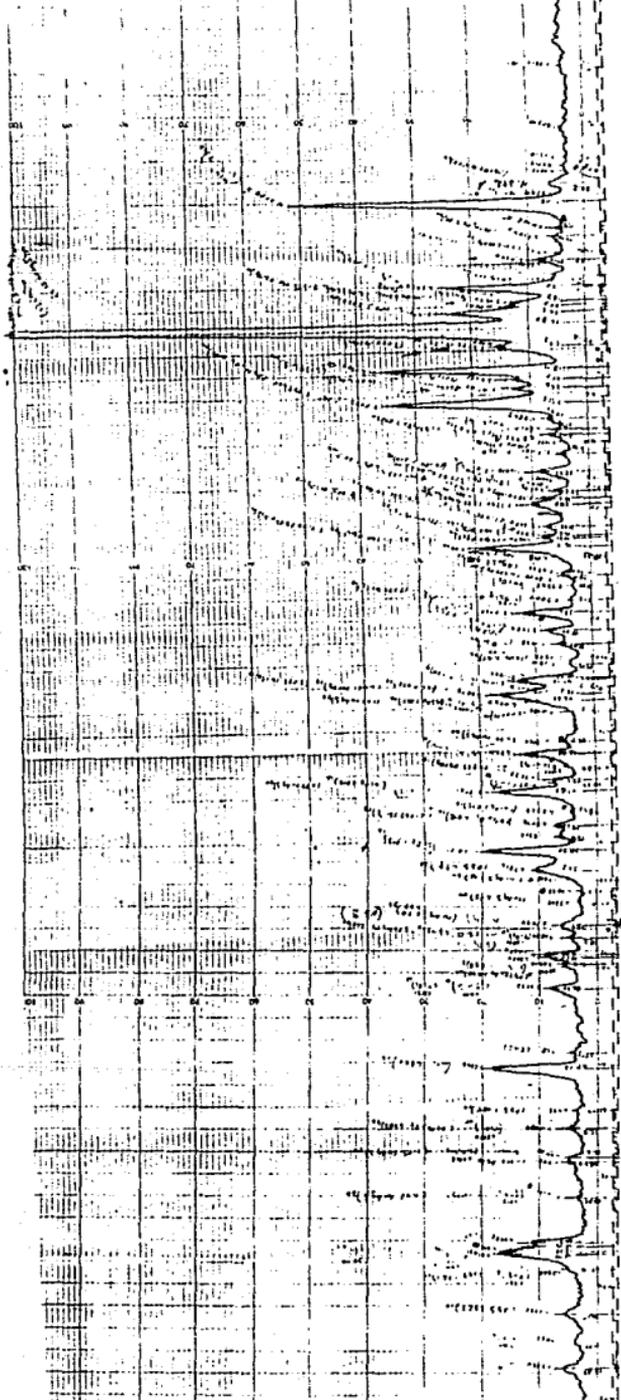
Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 lq./ton de Na_2CO_3 , 1 lq./ton de Na_2S ,
pH = 9.5

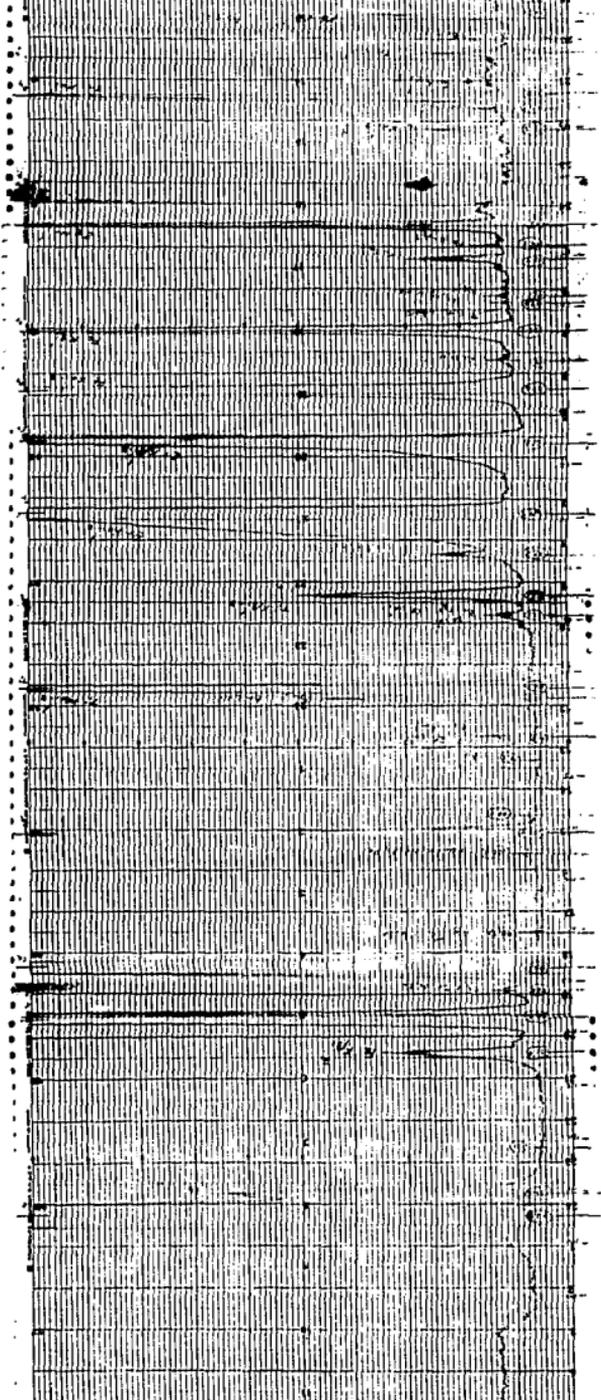
Producto	Peso %	E n s a y e s				Contenidos				Distribución			
		Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn	Ag	Pb	Fe	Zn
		gr/Ton	%	%	%	Unidades de cálculo				%	%	%	%
conc. 1	1.30	8517	2.91	6.00	1.44	110.72	0376	0780	0187	60.86	23.68	2.40	10.05
conc. 2	0.71	2060	1.01	6.08	0.68	14.63	0072	0432	0048	8.04	4.51	1.33	2.58
conc. 3	0.51	2060	0.63	5.68	0.56	10.51	0032	0290	0029	5.78	2.01	0.89	1.56
conc. 4	0.73	163	0.48	5.38	0.56	1.19	0035	0393	0041	0.65	2.19	1.21	2.20
conc. 5	0.32	163	0.56	5.01	0.40	0.52	0018	0160	0013	0.29	1.13	0.49	0.70
colo.	96.43	46	0.11	3.16	0.16	44.35	1.061	3.0472	1543	24.38	66.48	93.68	82.91
cab. calc.	100	182	0.16	3.25	0.19	181.93	1596	3.2527	1861	100	100	100	100
cab. ensy.		180	0.16	3.4	0.18								

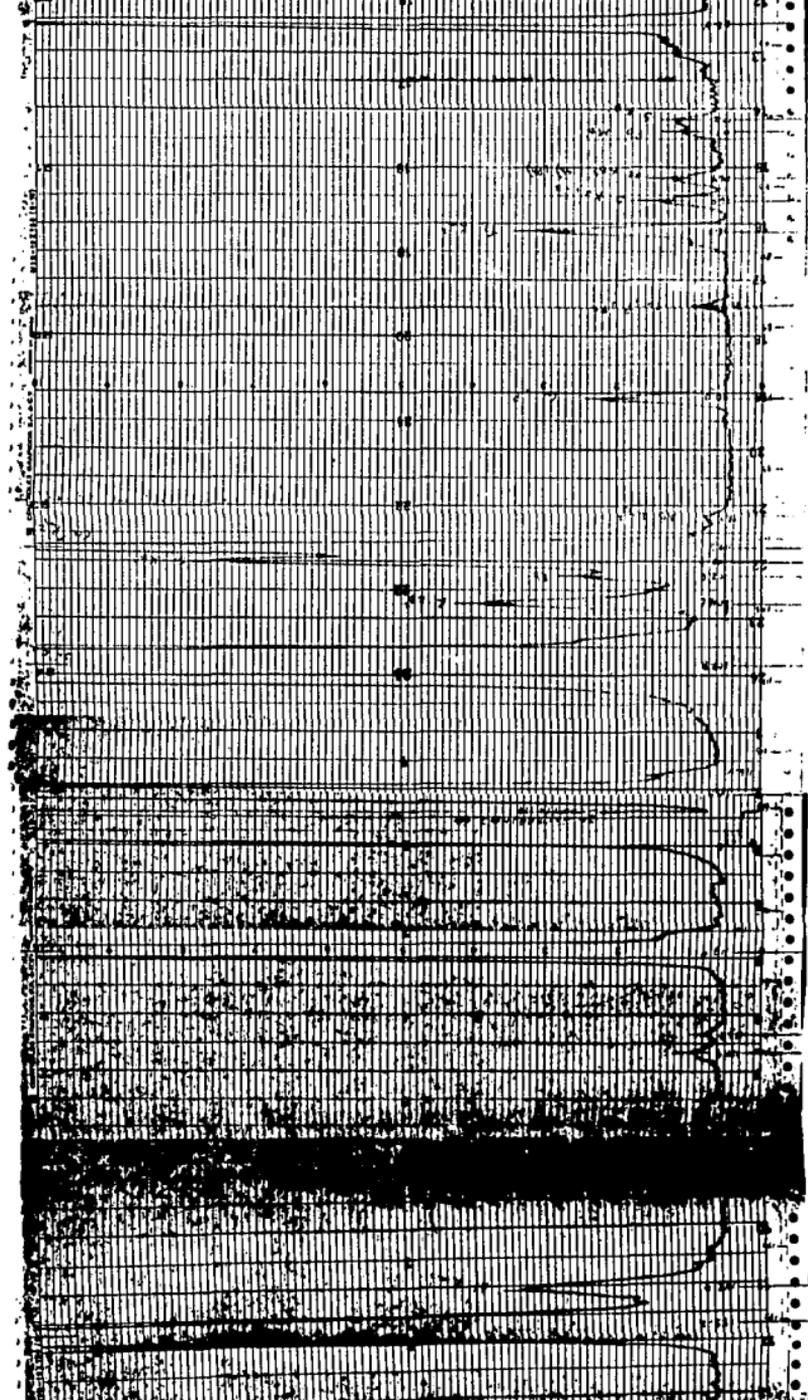
PRUEBA # 13

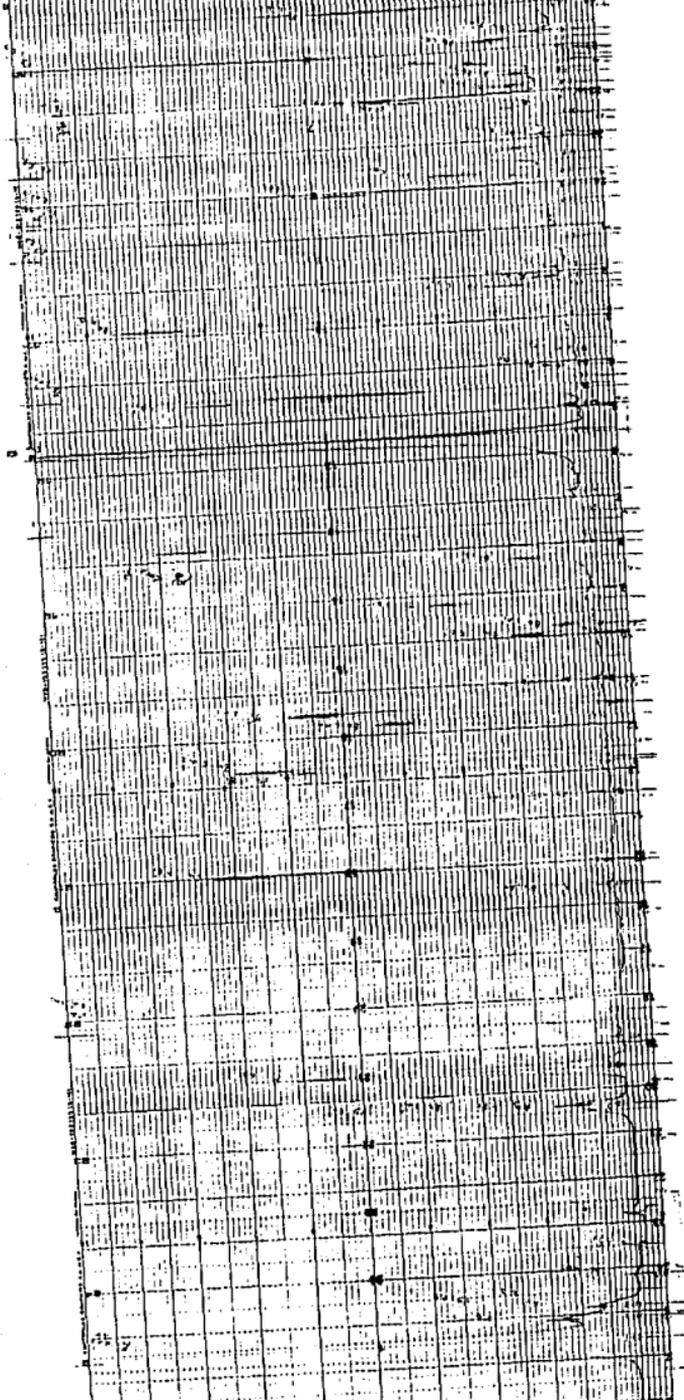
Condiciones: 1500 RPM, Agua de la Facultad de Química,
1 lq./ton de Na_2CO_3 , 1 lq./ton de Na_2S ,
pH = 9.5











Bibliografía

- (1) Richards T.A., Editor
Concentration by Flotation
John Wiley and Sons, Inc. 1931. Pag. 1-31
- (2) Dow Chemical Co.
Flotation Fundamentals. 1964
- (3) Fuerstenau M.C., Miller J.D., Kuhn M.C.
Chemistry of Flotation
AIME 1950. Cap. (I-IV)
- (4) Aulen F.F.
Flotation
Kirk-Othmer Encyclopedia of Chemical Technology.
Wiley-Interscience 1963. Pp. 523-540
- (5) Latta J., Editor
Surface Chemistry of Froth Flotation
Plenum Press 1968. Cap. (III, V, VII, VIII)
- (6) Fuerstenau D.W., Editor
Froth Flotation. 50th Anniversary Volume
AIME. 1962
- (7) American Cyanamid Co.,
Manual de Productos químicos para Minería. 1954
- (8) Fuerstenau D.W.
Adsorption of Flotation Reagents at Mineral Surfaces
- (9) Fuerstenau M.C., Editor
Flotation AM Gaudin Memorial
AIME 1974
- (10) Herrera Urbina P., Fuerstenau D.W.
Aspectos Termodinámicos de la Flotación de Anclisita,
Cerussita, Malachita y Siderita.
Seminar. Eng./Feb. 1984. Pag. 11-20

- (11) Tappert A.L.
Handbook of Mineral Processing
John Wiley & Sons, Inc. 1959
- (12) Glensovsky V.A., Anfiyeva E.A.
Specific Crystallochemical and Structural Features of Oxidized Minerals of Lead and their Influence on the choice of Reagents for the Flotation of these Minerals. VII Int.Nat.Prog.Congress. Vol. 1.
AIME 1964. Pag. 551-552
- (13) López Valdivieso A., Herrera Urbina R.,
Olivas S.A., Fuerstenau D.W.
Química Superficial y Flotación de Cerusita y Anglesita
Geomet Marzo/Abril 1965. Pag. 38-62
- (14) López Valdivieso A., Fuerstenau D.W.
Control de la Sulfidación y Flotación de Minerales Oxidados de Plomo por Mediciones de Potencial de Oxidación.
Geomet Marzo/Abril 1965. Pag. 64-70
- (15) Glensovsky V.A., Jansson J.I., Flestain I.N.
Flotation
Primary Sources, 1961
- (16) Rapone F.
Concentración de Minerales por Flotación
Comisión de Fomento Minero, 1978
- (17) Band A.
Equilibrio Químico
Harper & Row, 1966
- (18) Weiss N.L., Editor
SME Mineral Processing Handbook
AIME, 1965
- (19) Glensovsky V.A., Kulikov I.M.
Effect of Calcium and Magnesium Ions on Sulfidation and Flotation Processes for Cerussite.
Invent. Vysshih Uchebn. Zavedeni. Izveth.
Met. S No. 2 1961. Pag. 35-44

- (20) Espinosa de León L.
Técnicas de Instrumentación y Moliente
Comisión de Fomento Minero, 1978
- (21) Ramette R.W.
Chemical Equilibrium and Analysis
Adison-Wesley, 1927
- (22) Willard H.H., Merrit L.C., Dean J.A.
Métodos de Análisis Instrumental
CECSA, 1977
- (23) Manuales Perkin-Elmer y Varian
- (24) López Zapata C.
Análisis de Minerales
Comisión de Fomento Minero, 1977
- (25) Potter S.
Hidrometalurgia. Algunas tendencias a la metalúrgia
de porfiria. AIA.
AIMSMAO
- (26) Von Michaelis H.
The Prospects for Alternative Leach Reagents
ESMJ, Jun 1987, Pag. 42-47
- (27) Gutiérrez bravo S., Elizarraras Guzmán J.
Floculación Selectiva en Jales de Velasco
Cia. Real del Monte y Pachuca, Mayo 1983