

Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE QUIMICA



ESTUDIO METALURGICO PARA LA RECUPERACION DE ORO Y PLATA EN LA MINA " LA PALMILLA "

T E S I S

Que Para Obtener el Título de.

Ingeniero Químico Metalúrgico

P r e s e n t a

JOSE LUIS LOPEZ MENDEZ

México, D. F.

1978



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

CLAS TESIS 1978
ADO H. T. 259 ~~263~~
FECHA _____
PROC. _____ 256
1 _____



A MIS PADRES

CON CARÍÑO Y GRATITUD

A MIS HERMANOS Y FAMILIARES

POR SU APOYO Y CONFIANZA

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE

SEGUN EL TEMA.

PRESIDENTE:	PROF. ALBERTO OBREGON PEREZ.
VOCAL:	PROF. FERNANDO MALDONADO MENDOZA.
SECRETARIO:	PROF. ENRIQUE CURIEL REYNA.
1er. SUPLENTE:	PROF. JOSE G. SOLORIO MUNGUIA.
2do. SUPLENTE:	PROF. FRANCISCA ITURBE CHINA.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:

CENTRO DE INVESTIGACION METALURGICA
HIDALGO DEL PARRAL, CHIH.

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL SUSTENTANTE:

JOSE LUIS LOPEZ MENDEZ

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL ASESOR DEL TEMA:

ING. ALBERTO OBREGON PEREZ

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL SUPERVISOR TECNICO:

- I.- INTRODUCCION

- II.- GENERALIDADES SOBRE METODOS DE BENEFICIO
PARA MINERALES DE ORO Y PLATA.
HIDROMETALURGIA
PROCESO FISICO QUIMICO

- III.- ESTUDIO EXPERIMENTAL Y RESULTADOS

- IV.- CONCLUSIONES
RECOMENDACIONES PARA TRABAJOS FUTUROS

- V.- APENDICE

- VI.- BIBLIOGRAFIA.

En el presente trabajo se desarrolla la investigación de un proceso metalurgico, a nivel laboratorio, que puede tener aplicación industrial.

Se prueban diferentes reactivos, tanto en flotación como en el proceso de cianuración.

Se ve la causa de la poca recuperación y también se propone la solución que puede ser o nó recomendable.

Se dá también, un cálculo de la selección del -- circuito de operación en el proceso de flotación. Porque se ha encontrado que la mayoría de los metalurgistas toman un número al azar sin tomar en cuenta el punto de equilibrio para con la carga circulante y la carga de alimentación al proceso.

Al final se da una serie de marchas analíticas -- que nos son necesarias para llevar adelante el presente -- estudio.

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

Al trabajar para el Centro de Investigación Metalúrgica, perteneciente a la compañía IMMSA, con sede en Parral Chihuahua, se programaba el estudio metalúrgico de un proyecto que denominado 'Palmilla-Veta Colorada' ha encerrado una problemática teorico-práctica de caracteres insospechados que por un lado, facilitó el desarrollo del presente trabajo y por otro, hizo evidente la necesidad de experiencia y mayores conocimientos.

Considerando que el trabajo se programaba sobre el beneficio de Plata, elemento tan ampliamente conocido y sobre el cual generaciones incontables han trabajado afinando procesos, desarrollando técnicas hasta constituir en la actualidad uno de los procesos mas ampliamente conocidos, supondría que dicho estudio no alcanzara grados muy altos de dificultad.

Este grado de dificultad fué inmediatamente percibido cuando el mineral no respondió a los métodos convencionales de beneficio, es decir, flotación y lixiviación alcalina (cianuración).

El punto principal de interés del presente trabajo es que como en el Distrito Minero de Parral, la mina más rica está prácticamente agotada y en un intento por no cerrar un importante centro de trabajo se intensificó la búsqueda de mineral en sus alrededores, encontrándose que la mina ' Palmilla ' poseía mineral a pesar de haber sido abandonada hace aproximadamente 50 años.

GENERALIDADES SOBRE METODOS DE BENEFICIO PARA

MINERALES DE ORO Y PLATA

METODOS DE EXTRACCION DE ORO Y PLATA

El elevado costo de la plata y el volumen a tratar de mineral nos permite tratar y beneficiar minerales pobres y por lo tanto, adoptar métodos más caros. Es por esto que se pueden utilizar métodos químicos, precedidos de una buena preparación mecánica.

El tratamiento de los minerales de oro y plata pueden dividirse de la siguiente forma:

- a).- Hidrometalurgia
 - 1.- Amalgamación
 - 2.- Lixiviación

- b).- Procesos Físico Químicos
 - 1.- Flotación

- c).- Pirometalurgia

AMALGAMACION

Este método se basa en que la plata en contacto con el mercurio a la temperatura ambiente forma una amalgama. Si se tienen impurezas, como pueden ser: grasa, óxido, o algún sulfuro, impiden la amalgamación por lo que las uni

cas minas que sirven directamente para este procedimiento son las que contienen plata nativa o halogenuros de plata. Los sulfuros pueden ser preparados para amalgamación por tostación clorurante o reducción del sulfuro a cloruro mediante el cloruro de sodio y el sulfato de cobre durante la amalgamación.

Existen prácticamente 3 métodos de amalgamación:

Proceso de Patio

En Barriles

En Artesas.

Para que el mercurio pueda interactuar con los valores del mineral a tratar, es necesario que se conjunten otras variables como son: La liberación de los valores por medio de moliendas finas y que, como se dijo anteriormente, la superficie de ataque esté limpia.

F L O T A C I O N

La flotación es un método físico - químico de concentración de minerales finamente molidos. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la recolección de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire, - formando, al llegar a la superficie, una espuma estabilizada, mientras que los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa.

La patente mas antigua que puede considerarse relacionada al proceso de flotación es la de Haynes en - 1860. Su reconocimiento de las diferencias en mojado de varios minerales por el H_2O y el aceite creó la base de un buen número de procesos de flotación por aceite. Durante los 50 años siguientes, la flotación pasó por tres etapas principales:

Flotación Colectiva con Aceite (Bulk)

Flotación de Película

Flotación Espumosa

MECANISMO DE FLOTACION

El mecanismo fundamental de la flotación consiste en la anexión de partículas minerales a las burbujas de aire, de tal modo que son llevadas a la superficie de la pulpa, donde pueden ser removidas.

Este proceso abarca las siguientes etapas:

- Molienda: Tiene una gran importancia dentro del proceso. Para tener resultados optimos con la flotación, en esta etapa del proceso los minerales valiosos - deben ser liberados de la roca desechable (ganga) y ser separados uno de otro.

- Preparar las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire, esto se logra por medio de reactivos químicos.

- Crear una corriente de aire ascendente en la superficie de la pulpa.- Esto se logra por medio de una máquina de flotación, la que produce burbujas bien sea me

diante la agitación mecánica de la pulpa mineral o por la introducción directa de aire a presión.

Esto se puede considerar como los aditamentos mecánicos de la flotación.

Tomar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.- Para obtener esta etapa es indispensable formar una película hidrófoba sobre las partículas a flotar y una hifrofila o humectable en todas las demás.

Esto se logra por medio de reactivos químicos que reciben el nombre colectores y modificadores y la selección de la combinación apropiada para cada tipo de mineral en particular, constituye el principal problema del metalurgista a cargo del proceso de beneficio.

Extraer la espuma cargada del mineral.

FLOTACION DIFERENCIAL

Todos los procesos de concentración por flotación son diferenciales o selectivos, por cuanto un mineral o grupo de minerales son flotados para separarlos de la ganga que los acompaña. Pero, ordinariamente, la separación de minerales distintos como los sulfurados de los no sulfurados, se conoce como flotación colectiva o bulk y el término de diferencial, se restringe a aquellas operaciones que --- comprenden la separación de tipos similares de mineral.

Mediante la aplicación adecuada de agentes no modificantes, se puede lograr la separación diferencial -- usando el mismo agente colector para todos los concentrados. Otros minerales pueden reaccionar en forma diferente haciendose necesario un colector diferente en cada etapa -- de la flotación.

Reactivos usados en flotación:

Los agentes de flotación o reactivos de flotación, pueden clasificarse como:

- 1.- Colectores
- 2.- Espumantes
- 3.- Modificadores.

Ahora daremos una visión general de cada uno de estos agentes.

Colectores:

El colector se constituye como la parte medular del proceso de flotación, puesto que es el que nos forma la película hidrófoba alrededor de la partícula del mineral. Cada molécula colectoras contiene un grupo polar y uno no polar; cuando se adhieren a las partículas, éstas moléculas quedan orientadas en tal forma que el grupo no polar o hidrocarburo, queda extendido hacia afuera.

Tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrófobo en la superficie del mineral.

Tipos de Colector:

Tanto los xantatos metálicos alcalinos como los ditiofosfatos producen líquidos aceitosos como coproductos en la formación de sales metálicas. Por lo que se

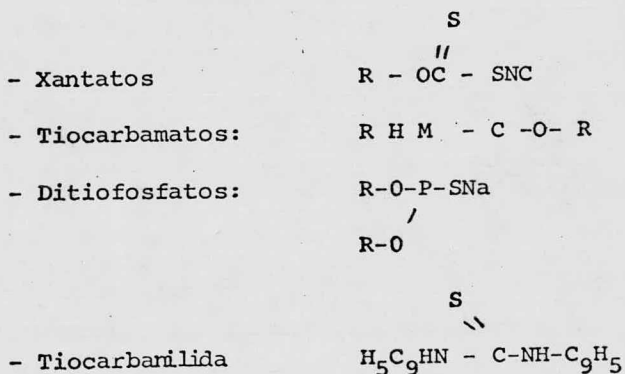
sugerido que este líquido es el agente colector efectivo y que todos los colectores activos son aceitosos.

Esto no es necesariamente válido; por ejemplo, el ditiocarbamato de potasio y compuestos similares no forman líquidos aceitosos y no obstante son colectores efectivos para los minerales sulfurados.

Los ácidos grasos o jabones de ácido grasos son los colectores más comúnmente usados para los minerales sulfurados básicos.

Los minerales ácidos o silicatos son generalmente flotados con las aminas cationicas.

Los colectores más usados son:



Espumantes:

El propósito general del espumante es la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta que puedan ser removidas de la máquina de flotación. Sin embargo, una vez sacada de la máquina la espuma debe romperse rápidamente, a fin de evitar la interferencia con las subsecuentes operaciones del proceso.

Una de las características de todos los espumantes es reducir la tensión superficial del agua, puesto que la mayor parte de los compuestos orgánicos pueden lograr esto, al menos en cierto grado, el número de espumantes con que se podría contar sería un número bastante considerable pero deben además reunir algunas otras características como son:

Bajo costo

Disponibilidad

Efectivo en bajas concentraciones y

Libre de propiedades colectores

Solo algunos cuantos, logran reunir estas propiedades y son:

Alcohol Amilico:	$C_5H_{11}OH$
Cresol	$CH_3C_6H_4OH$ en ácido cresílico
Terpinol	$C_{10}H_{17}OH$ en aceite de pino

En estos compuestos se obtiene el equilibrio si las moléculas ocurren en las paredes de la burbuja con el extremo polar adhiriéndose a la fase H_2O y el extremo no polar orientada hacia la fase aire. Por lo tanto, las moléculas espumantes se concentran en la interfaz de aire-líquido.

Modificadores:

Los agentes modificadores son muchos y muy variados, pero sus características principales no es colectar ni hacer espuma.

Los modificadores pueden actuar como depresores activadores, dispersantes, reguladores de pH.

Un depresor es cualquier reactivo que inhibe o impide la absorción de un colector por una partícula de mineral impidiendo su flotación.

Ahora bien, los activadores mejoran la absorción del colector.

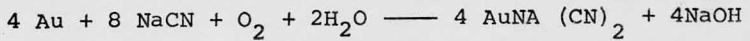
Una serie de ejemplos de modificadores serían:

CuSO_4	Activador de sulfuros de: Zn, Fe, Co, Ni.
CaO	Depresor de pirita
ZnSO_4	Depresor de esfalerita
Na_2SO_3	Depresor de esfalerita
Na_2S	Activador de minerales de óxido de Pb y Cu.
En exeso	Depresor de sulfuros
NaCN	Depresor de sulfuros de Cu, Zn y Fe.
Silicato de Sodio	Depresor de lamas de ganga Activador de silicatos
Na_2CO_3	Activador de sulfuros de Pb y Fe. Depresor de ganga.

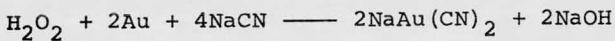
CIANURACION

Se tienen varias teorías para explicar el proceso de disolución del oro y la plata por soluciones de cianuro.

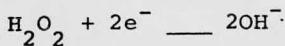
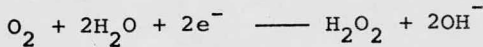
La más antigua se debe a Elsner y que reconoció -- que el oxígeno es esencial para este proceso.



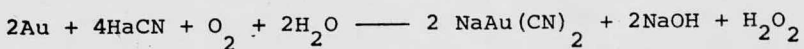
La segunda teoría es de Bodlander y nos desglosa, - en 2 pasos, la teoría de Elsner y señalando la formación de peróxido de hidrógeno como paso intermedio del proceso.



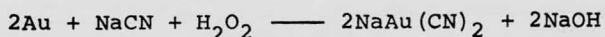
Boonstra fué el primero en reconocer que la disolución de Au es similar al proceso de corrosión en el cual, - el oxígeno disuelto es reducido a peróxido de hidrógeno y ion oxidrilo.



La Teoría más reciente demuestra que el proceso -- de disolución es de naturaleza electroquímica se debe a - Habashi y sigue la ecuación:



Los experimentos demostraron que la disolución de oro y plata en $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}_2$ en ausencia de oxígeno es un proceso lento. De donde la reacción.



Se lleva a cabo en menor grado.

EFFECTO DE LA CONCENTRACION DE CIANURO

La velocidad de disolución de oro y plata aumenta linealmente con la concentración de cianuro hasta llegar a un máximo, después del cual un pequeño incremento en la concentración ya no aumenta la velocidad de disolución, sino que nos la retarda como se muestra en la figura 1.

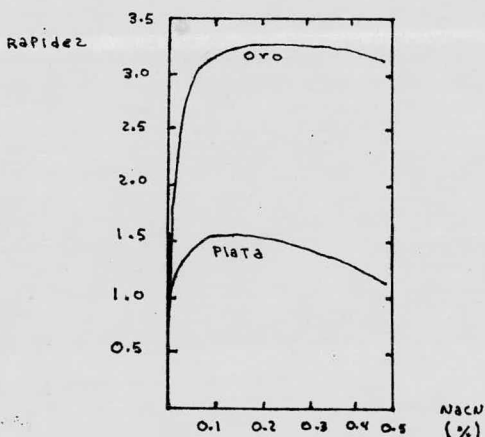
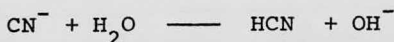


Figura 1.

La disminución de la velocidad a grandes concentraciones de cianuro se debe al incremento de pH en la solución, ya que el ion cianuro sufre una hidrólisis según la siguiente ecuación.



EFFECTO DEL pH EN LA DISOLUCION

El agua saturada con HCN gaseoso y oxígeno ataca al oro como se ven en seguida:

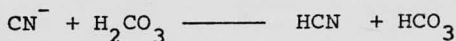


Es indispensable que la solución de cianuro permanezca alcalina, por las siguientes razones:

- 1.- Prevenir la hidrólisis del ion Cianuro



- 2.- Prevenir la descomposición del Cianuro por el CO_2 atmosférico.



Sin embargo una alcalinidad alta disminuye la rapidez de disolución, como se observa en la figura 2.

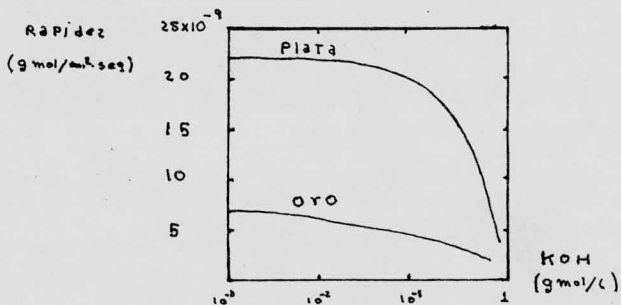


Figura 2.

EFFECTO DE LA TEMPERATURA

Al incrementar la temperatura es de esperarse - que aumente la rapidez de disolución. Por otra parte, el contenido de oxígeno de la solución disminuye con el incremento de temperatura. Por lo tanto debe existir una temperatura optima para que la velocidad de disolución sea máxima. Experimentalmente se ha encontrado que es alrededor de 85°C.

EFFECTO DE LA CONCENTRACION DE OXIGENO

Cuando la concentración de cianuro es baja, la rapidez de disolución depende únicamente de esta, mientras -- que a altas concentraciones de cianuro la velocidad es independiente de la concentración y depende solo de la presión de oxígeno. Como se muestra en la figura 3.

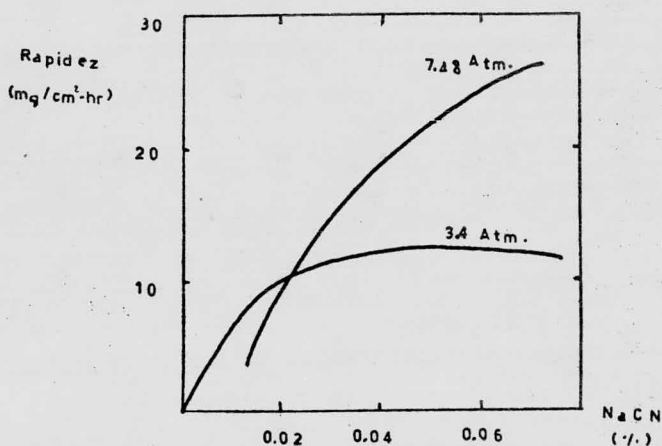


Figura 3

ESTUDIO

EXPERIMENTAL

ESTUDIO EXPERIMENTAL

Para iniciar las pruebas de laboratorios se recibió el mineral a un tamaño de 2", procediéndose a quebrar - para tenerlo en un tamaño más fino y adecuado para su empleo. Una vez hecho lo anterior el mineral se tuvo preparado y se inició la operación de mezclado para muestreo.- Todo el mineral de trabajó inicialmente a 10 mallas.

Se recibieron un total de 200 kilos de mineral y se muestrearán por el método de cuarteo. Quedando distribuído de la siguiente forma.

- Muestra para cabeza.
- Muestra para análisis de cribas de cabeza.
- Muestra para lixiviación.
- Muestra para flotación.
- Excedente.

Una vez con el mineral ya preparado, se procedió a seguir el programa, ya establecido para el estudio metalúrgico, el cual cubrió con los siguientes puntos:

- Flotación.
- Concentación mecánica.

Pero como los resultados fueron negativos, de -- acuerdo al aspecto técnico, se pensó entonces en otro método: la lixiviación.

Para llevar a cabo ese proceso, se inició con la selección del disolvente y se usaron tres tipos de lixiviación.

- Lixiviación en medio neutro: Se realizó con H_2O como reactivo, obviamente no se obtuvieron resultados.
- Lixiviación en medio básico: La información se da más adelante.
- Lixiviación en medio ácido: Se pensó en 2 ácidos básicamente: H_2SO_4 por su bajo costo y HF, por ser este el disolvente de la SiO_2 .

En este punto se tiene 2 aspectos, agregarlos al proceso o generarlos dentro del mismo.

El HF se trató de general en función de la CaF y el H_2SO_4 pero como la fluorita tiene valor comercial y es susceptible de beneficiar y vender, la generación del ácido era en función de no destruir toda la fluorita sino sólo la necesaria para recuperar valores.

Los resultados no fueron satisfactorios.

El medio que mejores resultados dió fué el medio básico pero descartándose entre los siguientes reactivos - NaCN, BrCN, $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, SO_2 .

El reactivo que mejores dió, como se aprecia en la tabla II fué el NaCN, y fué entonces, seleccionado para el proceso.

Una vez determinado el agente químico, se procedió a determinar las otras variables para la lixiviación, como son:

Molienda, alcali, protector, concentración de cianuro, dilución, tiempo de agitación.

Como los resultados no eran del todo satisfactorios, se pensó en 2 puntos más, que son:

- Lixiviación flotación.
- Flotación lixiviación.

Todos los resultados obtenidos y algunos, tal vez, esperados, se dan a conocer a continuación especificando que tipo de pruebas y comentarios, respecto a los resultados.

Para llevar a cabo el estudio por flotación se fijaron las constantes debidas como son:

- Flotabilidad.
- Necesidad de operación en circuito cerrado.
- Reactivos de flotación.

El análisis de cabeza para este estudio es el siguiente:

Gramos			Porcentaje			CaF ₂	CaCO ₃
Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe		
Trs	216	0.60	0.04	0.60	4.58	20.23	1.4

Como se puede observar la plata es la única que tiene valores suficientes para ser recuperada, por lo cual de aquí en adelante todo el estudio se hará en relación a esta.

Para llevar a cabo las pruebas de flotabilidad, se hizo de la siguiente forma:

Se partió de un análisis de cribas general del mineral molido a - 10 mallas, se hicieron varios tiempos de molienda, obteniéndose a los 18 minutos la mejor liberación y los resultados se dan en la tabla 1 de flotación. Se ve una mayor recuperación y obteniéndose un 64% - 65 mallas.

SELECCION DEL CIRCUITO DE OPERACION

En cualquier proceso de flotación, en el cual siempre generamos uno o varios pasos de limpia, que nos genera una carga de retorno (circulante), originándonos un desequilibrio que no puede ser permanente por lo cual es necesario e indispensable calcular o conocer el tiempo para alcanzar el equilibrio y así, efectuar las pruebas de ciclo cerrado en el laboratorio.

Para este estudio se tuvieron los siguientes valores, después de una serie de pruebas:

	%	
	PESO	
-Concentrado:	1.1	A
-Medios:	1.5	B
-Colas:	97.4	

La ecuación de equilibrio para el concentrado, al tener una carga de retorno sería:

$$1.1 + A = (100 + B) \cdot 0.011 \quad (1)$$

Y la ecuación de equilibrio para la cola será:

$$(100 + B) \cdot (0.974) = 100 = B - (1.1 + A) - B \quad (2)$$

Resolviendo el sistema nos queda que:

$$B = 1.5228$$

Lo que nos quiere decir que los medios han sufrido un incremento de 0.0228% y por lo tanto el concentrado ha sufrido un incremento de:

$$A = (0.011) (1.5228)$$

$$A = 0.01675$$

Valiendo ahora el concentrado:

$$A = 1.1 + 0.1675$$

$$A = 1.1168$$

El número de ciclos será:

$$C = \frac{1.1168}{1.1}$$

$$C = 1.01$$

De donde podemos observar que el número de ciclos es de 1 por lo cual se debe operar en circuito abierto.

ESTUDIO POR FLOTACION

Para este punto de nuestro estudio metalúrgico, - se pensó en la selección de reactivos específicos para minerales de plata, ya que como lo muestran los ensayos químicos este es el metal de más valor tanto económico como en la ley del mineral.

Se probaron reactivos para sulfuros y agentes sulfurizantes, estos últimos pensando en que los valores estuvieran oxidados.

Los reactivos que se probaron fueron los siguientes: (nombrados en forma comercial).

- Aero - 31
- Na S₂
- R404; creosote: R-350; tiocarbanilida; R208
- Espumante 70, Ac. cresílico, aceite de pino, -- cianafon 70.

Como los resultados con estos reactivos no eran efectivos se pensó en la posibilidad de la influencia del pH en la flotación. Para lo cual se probaron 3 reactivos básicos como son:

- Cal.
- Carbonato de sodio.
- Sosa.

TABLA I

FLOTABILIDAD Y RECUPERACION POR MALLA

PRODUCTO	PESO	% PESO	% PESO A +	ENSAYE (g) Ag	CONTENIDO (g) Ag	DIST. (%)
<u>CABEZA</u>	<u>(g)</u>					
- 10 + 48	94.0	18.8	18.8	277	5 207.6	23.09
+ 65	76.0	15.2	34.0	248	3 769.6	16.71
+ 100	58.0	11.6	45.6	210	2 436.0	10.80
+ 150	30.5	6.1	51.7	207	1 262.7	5.60
+ 200	10.0	2.0	53.7	220	440.0	1.95
+ 325	60.5	12.1	65.8	215	2 601.5	11.53
- 325	171.0	34.2	100.0	200	6 840.0	30.32
TOTAL	500.0	100.0			22 557.0	100.00

Ley calculada: 225.59

FLOTACION A:

CONCENTRADO	8.0	0.4	0.4	8 050.72	3 220.29	13.98
Medios (1)	24.0	1.2	1.6	499.09	598.91	2.60
Medios (2)	86.0	4.3	5.9	398.56	1 713.80	7.44
COLA	1 882.0	94.1	100.0	185.99	17 501.99	75.98
TOTAL	2,000.0	100.0			23 034.99	100.00

Ley calculada: 230.35

COLA:

- 10 + 48	87.9	17.6	17.6	266	4 681.6	27.50
+ 65	73.0	14.6	32.2	199	2 905.4	17.07
+ 100	75.4	15.0	47.2	180	2 700.0	15.86
+ 150	39.1	7.8	55.0	146	1 138.8	6.69
+ 200	10.0	2.0	57.0	137	274.0	1.61
+ 325	73.3	14.7	71.7	131	1 928.7	11.32
- 325	141.4	28.3	100.0	120	3 396.0	19.95
	500.00	100.0				
		<u>Ley calculada:</u>		170.22	17 021.5	100.00

TABLA II

(Continuación)

<u>DIFERENCIA</u> <u>(g)</u>	<u>REC.</u> <u>(%)</u>	<u>No. RECUPERADO</u> <u>(%)</u>	<u>REC. POR MALLA</u> <u>(%)</u>
11	3.97	96.03	0.92
49	19.76	80.24	3.30
30	14.29	85.71	1.54
61	29.47	70.53	1.65
83	37.73	62.27	0.74
84	39.07	60.93	4.50
80	40.00	60.00	12.13
			<hr/>
			24.78

REACTIVO DE FLOTACION

<u>PRODUCTO</u>	<u>PESO</u>	<u>% PESO</u>	<u>ENSAYES</u>	<u>CONTENIDO</u>	<u>RECUPERACION</u>	
			<u>g/Ton</u>	<u>Ag</u>	<u>Ag</u>	
CONCENTRADO	13.00	0.65	4 230	2 749.5	12.87	
1os. Medios.	160.00	8.00	115	920.0	4.31	
2os. Medios.	35.00	1.75	378	661.5	3.10	20.28%
COLA FINAL	1 792.00	89.60	190	17 024.0	79.72	
TOTAL:	2 000.00	100.00		21 355.0	100.00	

REACTIVOS Y DOSIFICACIONCONDICIONES

Aero - 31	25 g/Ton.	T. Acondicionamiento	6'
Na ₂ S	750 g/Ton.	T. Flotación primaria	8'
Creosote	50 g/Ton.	PH	7.4
R-350	25 g/Ton.	% Sólidos	20%
Esp. 70	25 g/Ton.		

A los 8' de flotación se le agrega CuSO₄ para activar, y más R-350 con un tiempo de acondicionamiento de 4' y uno de flotación de cero porque no hubo activación ni colección del mineral.

PRUEBA 2

<u>PRODUCTO</u>	<u>PESO (g)</u>	<u>% PESO</u>	<u>ENSAYE g/Ton. Ag</u>	<u>CONTENIDO Ag</u>	<u>RECUPERACION Ag</u>	
CONCENTRADO	7.80	0.39	8 950	3 490.50	16.77	
1os. Medios	86.40	4.32	144	622.08	2.99	
2os. Medios	23.40	1.17	195	228.15	1.10	20.85%
COLA FINAL	1 887.40	94.12	175	16 471.00	79.14	
TOTAL	2 000.00	100.00		20 811.73	100.00	

REACTIVOS Y DOSIFICACION

Aero 31	25 g/Ton.
Na ₂ S	750 g/Ton.
R-404	30 g/Ton.
Esp. 70	25 g/Ton.

CONDICIONES

T. Acondicionamiento	6'
T. Flotación primaria	8'
PH	7.5
% Solidos	20. %

<u>PRODUCTO</u>	<u>PESO</u>	<u>% PESO</u>	<u>ENSAYE</u> g/Ton. Ag	<u>CONTENIDO</u> Ag	<u>RECUPERACION</u> Ag	
CONCENTRADO	10.0	0.5	14500	7 250.0	32.34	
los. Medios	162.0	8.1	115	931.5	4.16	
2os. Medios	8.0	0.4	100	40.0	0.18	36.68%
COLA FINAL	1 820.0	91.0,	156	14 196.0	63.32	
TOTAL:	2 000.0	100.0		22 417.5	100.00	

REACTIVOS Y DOSIFICACION

Aero - 31	25	g/Ton.
Na2S	1200	g/Ton.
R-350	50	g/Ton.
R-208	50	g/Ton.
Ac. Cresilico	25	g/Ton.

CONDICIONES

T. Acondicionamiento	6'
T. Flotacion Primaria	8'
PH	7.5
% Sólidos	20 %

La espuma es buena por su consistencia, tamaño y persistencia, descargándose, - como en todas las pruebas, a los 4' de - flotación.

Prueba 4

<u>PRODUCTO</u>	<u>PESO</u>	<u>% PESO</u>	<u>ENSAYES</u> <u>g/Ton.</u> <u>Ag</u>	<u>CONTENIDO</u> <u>Ag</u>	<u>RECUPERACION</u> <u>Ag</u>	
CONCENTRADO	17.80	0.81	14 182	12 621.98	48.61	
los. Medios	21.00	1.05	801	841.05	3.24	
2os. Medios	151.20	7.56	217	1 640.52	6.32	58.17%
COLA FINAL	<u>1 810.00</u>	<u>90.50</u>	120	<u>10 860.00</u>	<u>41.83</u>	
TOTAL	2 000.0	100.00		25 963.55	100.00	

REACTIVOS Y DOSIFICACION

CONDICIONES

NaOH	2.5 K/Ton.	T. Acondicionamiento	6"
R - 350	150 g/Ton.	T. Flotación	8"
A' Pino	150 g/Ton.	PH	10.6
		% Solidos	20.7

Con estos reactivos fue con los que mejores resultados se obtuvieron, no pudiendo ser levantada la recuperación a una mayor.

Por lo tanto se procedió a efectuar el estudio por lixiviación que a continuación se expone.

EQUIPO USADO EN FLOTACION

Se puede dividir en 2 partes de campo:

- 1.- Preparación mecánica de muestra y
- 2.- Proceso de flotación.

Para la parte de preparación mecánica de muestra contamos con:

- Quebradora de quijada Denver de 3 1/4 x 4 1/2
- Pulverizador Braun
- Juego de cribas Tyler con las siguientes mallas:
10, 48, 65, 100, 150, 200, 325.

En cuanto al proceso de flotación se realizó con

- Molino experimental de laboratorio de 7 1/2" x 8", con una carga de 7.5 Kg. de bolas y una velocidad de trabajo de 90 rpm.
- Cubetas de 8 litros.
- Máquina de flotación Denver D-2 que consta, además, de 4 celdas de diferente capacidad. Cuenta con 2 impulsores de diferente tamaño 7.5 y 9 cm. de diámetro.
- Juego de escrepas
- Juego de partidores para la celda.
- Estufa.

ESTUDIO DE LIXIVIACION

(Cianuración)

En el estudio de lixiviación se inició con la selección del mejor agente químico para este mineral, seleccionado entre los siguientes:

- NaCN
- BrCN
- Na₂S₂O₃
- SO₂

Los resultados se dan en la tabla 1 de lixiviación, pudiendo observarse que el mejor es el NaCN, por lo cual desde este momento llamaremos cianuración al proceso.

Una vez seleccionado el agente químico se fijaron las constantes que nos iban a determinar la viabilidad del proceso. En orden de importancia son:

- Molienda.
- Alkali protector.
- Concentración de NaCN.
- Dilución.
- Tiempo.

Los resultados se reportan a partir de la tabla II. También se hicieron las pruebas combinadas de flotación cianuración y Cianuración-Flotación.

Una vez determinadas las constantes optimas de cianuración, para este proceso, se procedió a correr una prueba, para comprobación de estas, combinaéndolas y tratar de obtener la mayor recuperación posible, siendo esta de 66 % solamente.

Las condiciones de la prueba fueron las siguientes:

Alcali protectos (K/Ton) :	6.0 K/Ton
Concentración de cianuro (%) :	0.25%
Molienda (Mallas: :	100% -100 Mallas
Dilución (S:L) :	1 : 2
Tiempo de agitación (hrs) :	48 horas

TABLA II

DETERMINACION DEL AGENTE QUIMICO

<u>CARGA g</u>	<u>MOLIENDA</u>	<u>CaO Kg/Ton</u>	<u>DILUCION</u>	<u>AGENTE QUIMICO</u>	<u>AGENTE QUIMICO %</u>	<u>TIEMPO</u>	<u>ANALISIS COLA</u>	<u>% DISUELTO</u>
1- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.05	24 Hs.	76.2	64.7
2- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.10	24 Hs.	71.9	66.6
3- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.15	24 Hs.	77.5	65.4
4- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.20	24 Hs.	72.5	66.4
5- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.25	24 Hs.	71.9	66.7
6- 200	-100	12.5	3.1	NaCN	.30	24 Hs.	77.1	65.4
1- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.05	24 Hs.	183.6	15.0
2- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.10	24 Hs.	159.0	26.4
3- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.15	24 Hs.	114.0	47.1
4- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.20	24 Hs.	99.0	54.1
5- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.25	24 Hs.	92.8	57.0
6- 200	-100	12.5	3.1	BrCN	0.30	24 Hs.	92.8	57.0
1- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	1.0	24 Hs.	161	25.5
2- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	2.0	24 Hs.	160	25.9
3- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	3.0	24 Hs.	165	23.7
4- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	4.0	24 Hs.	163	24.5
5- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	5.0	24 Hs.	160	29.5
6- 200	-100	0.0	3.1	Na ₂ S ₂ O ₃	6.0	24 Hs.	169	21.6
1- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	179	17.2
2- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	180	16.7
3- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	178	17.6
4- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	177	18.1
5- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	178	17.6
6- 200	-100	0.0	3.1	SO ₂	2.0	24 Hs.	179	17.2

DETERMINACION DE MOLIENDA

ANALISIS DE CRIBAS DE CABEZA, EN HUMEDO, SOBRE MINERAL MOLIDO EN SECO, A 35 MALLAS

<u>MALLA</u>	<u>PESO</u> <u>(g)</u>	<u>PESO</u> <u>%</u>	<u>LEY</u> <u>Ag</u>	<u>CONTENIDO</u> <u>Ag</u>	<u>DISTRIBUCION</u> <u>Ag</u>
-35 + 48	88.4	17.6	234	4 118.4	19.39
+ 65	51.2	10.2	212	2 162.4	10.18
+ 100	56.4	11.3	210	2 372.0	11.17
+ 150	37.2	7.4	207	1 531.8	7.21
+ 200	40.0	8.0	222	1 776.0	8.36
+ 325	41.5	8.3	221	1 834.3	8.64
- 325	185.3	37.2	200	7 440.0	36.05
<u>TOTAL:</u>	<u>500.0</u>	<u>100.0</u>		<u>21 235.9</u>	<u>100.00</u>

Ley calculada

212.4

GRAFICA I

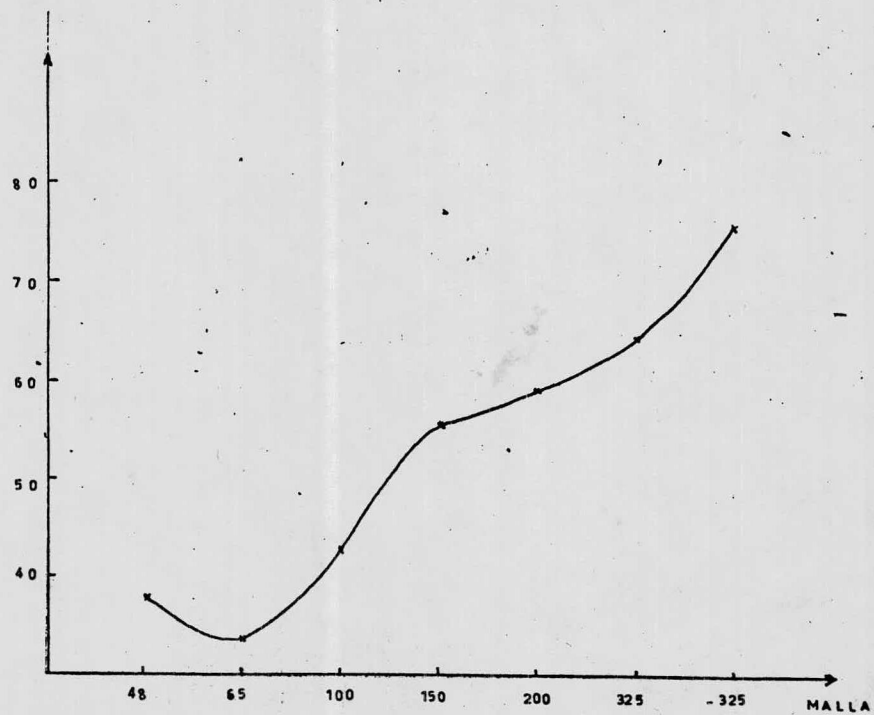
DETERMINACION DE MOLIENDA

<u>MALLA</u>	<u>vs.</u>	<u>% Aq Disuelta.</u>
+ 48		38.04
+ 65		34.40
+ 100		43.34
+ 150		55.08
+ 200		59.46
+ 325		64.71
- 325		76.00

87-09+

08/09

% de Ag
Disuelta



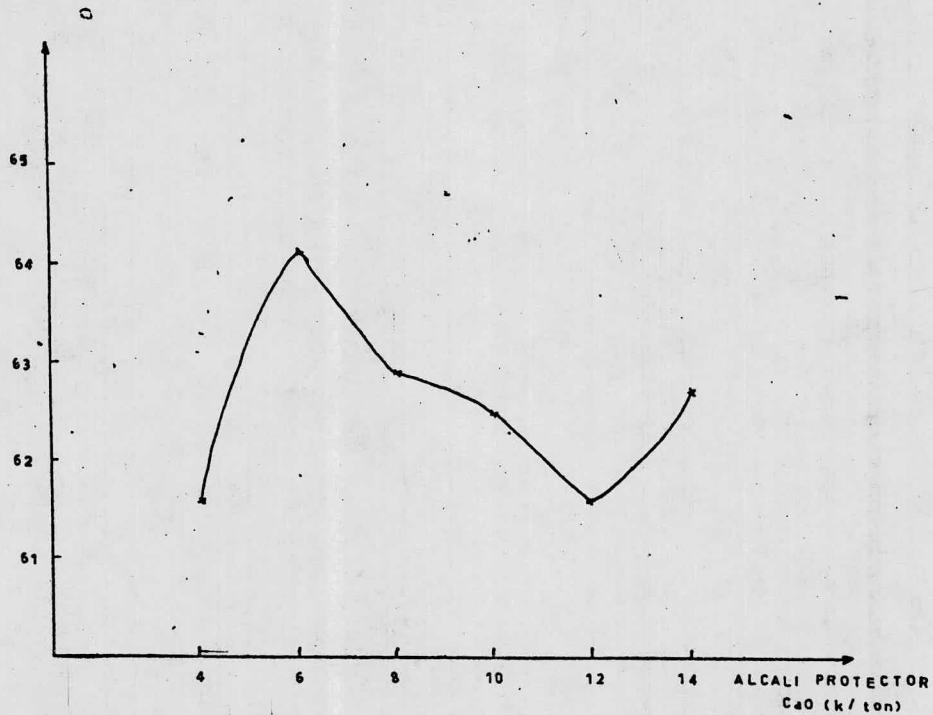
GRAFICA 2

DETERMINACION DE ALCALI PROTECTOR

<u>Conc. CaO</u> <u>k/Ton.</u>	<u>% Disolución</u>
14	62.23
12	61.57
10	62.00
8	62.96
6	64.12
4	61.57

Pureza de CaO: 90% de CaO.

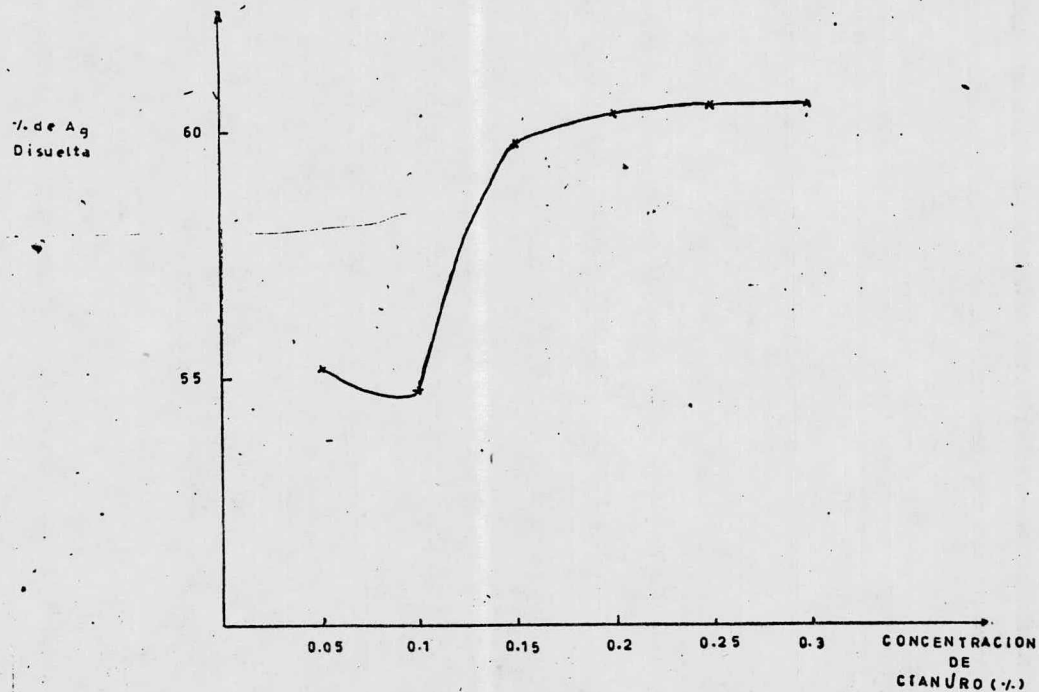
% de Ag
Disuelta



GRAFICA 3

DETERMINACION DE LA CONCENTRACION OPTIMA DE CIANURO

<u>CONC. DE CN</u> <u>(%)</u>	<u>% DISOLUCION</u>
0.05	55.09
0.10	54.86
0.15	59.49
0.20	60.18
0.25	61.34
0.30	61.34

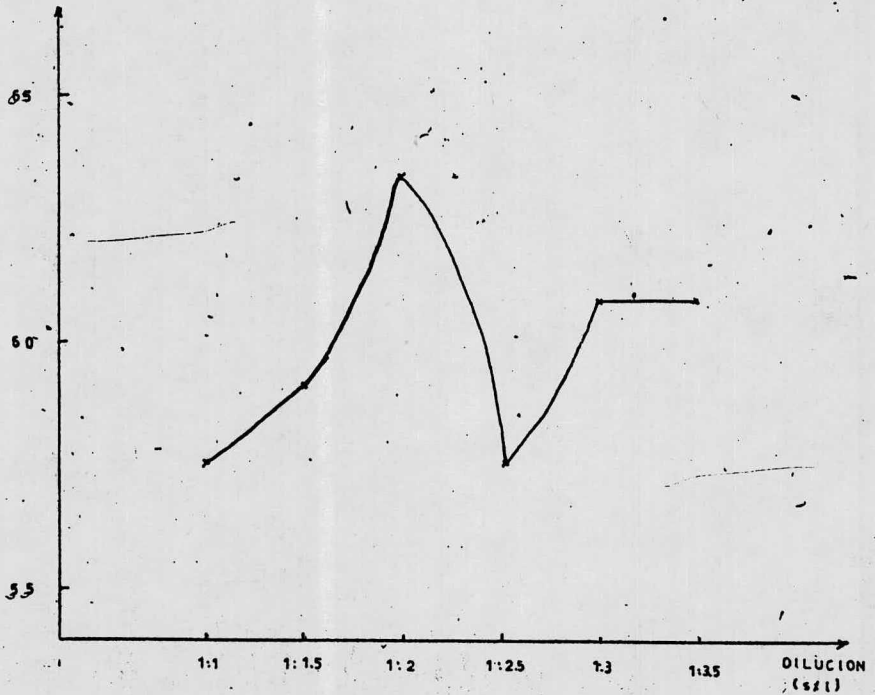


GRAFICA 4

DET. DE DILUCION OPTIMA

<u>Dil.</u>	<u>% Disolución</u>
S : L	
1 : 1.0	57.64
1 : 1.5	59.25
1 : 2.0	63.43
1 : 2.5	57.64
1 : 3.0	60.88
1 : 3.5	60.88

% de Ag
Disuelta



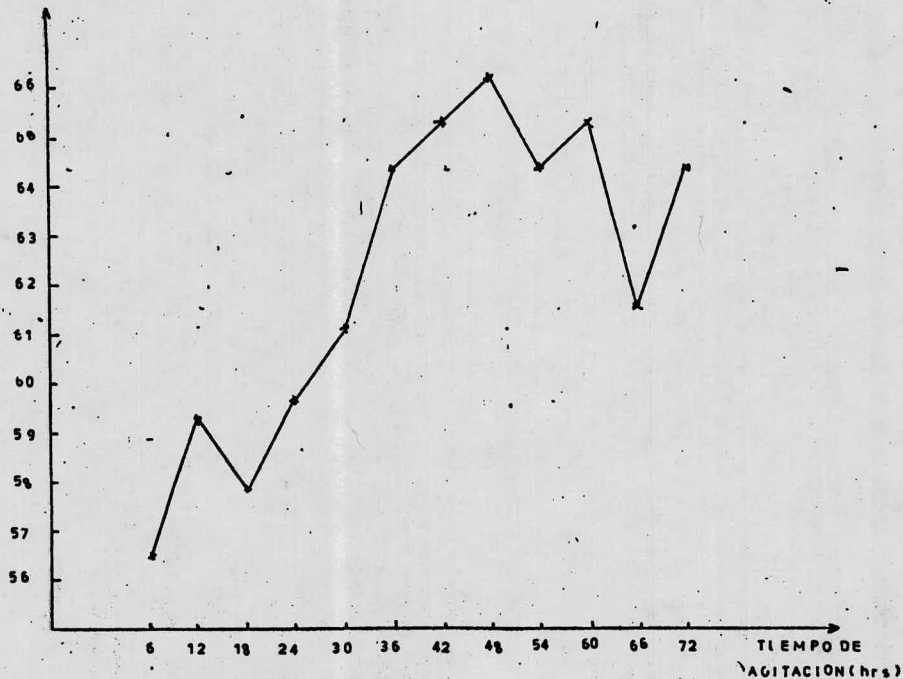
GRAFICA 4
DETERMINACION DE
DILUCION

GRAFICA 5

DET. DE TIEMPO DE AGITACION

<u>TIEMPO</u> <u>(hrs.)</u>	<u>% DIS.</u>
6	56.48
12	59.25
18	57.87
24	59.72
30	61.11
36	64.35
42	65.25
48	66.20
54	64.35
60	65.25
66	61.57
72	64.35

% de Ag
Disuelta



GRAFICA 5
DETERMINACION DE
TIEMPO DE AGITACION

EQUIPO USADO PARA CIANURACION

Para la molienda y preparación de muestras se usó el mismo campo que el de flotación.

Para la cianuración se usó:

- Roles de una velocidad de 30 rpm de 4" de \varnothing con Int. de largo y la abertura de un mínimo de 1" y un máximo de 10"
- Botellas de vidrio de 4 litros de capacidad.
- Bomba de vacío.
- Botellas de plástico para muestra de 25 cc.
- Máquinas D. 2 para agitación con propela de 5 cm. de \varnothing .
- Cubeta de 8 litros.
- Celdas de agitación de 5 litros.
- Aire a presión.

RESULTADOS

Se llevaron a cabo tres tipos de proceso para el beneficio de este mineral y en orden de trabajo son:

- Flotación, con la cual se hicieron un número - no pequeño de pruebas y reportándose única y - exclusivamente las que se pensó tendrían una - aceptación media superior para el futuro de es - te estudio.

Los resultados obtenidos por medio de este proce - so, fueron muy variados, debido a las variables con las -- que se tuvo que trabajar, pero, estabilizándose con las úl - timas pruebas y un esquema muy simple de reactivos.

La observación que pede hacerse es que la recupe - ración en este proceso fué de 58.17% la cual no es metalur - gicamente pensado, de ninguna form conveniente.

- Cianuración.- Los resultados de este proceso, - no mejoran en gran parte a los obtenidos en flo - tación, pero nos origina una ligera esperanza de que las recuperaciones puedan ser superadas. En esta parte obtuvimos una recuperación óptima de 66.2%.

- Flotación-Cianuración.- Se efectuó en sus 2 combi - naciones: Flotar primero los sulfuros del mine--

ral y cianurar las colas de flotación; cianurar primero la carga y flotar las colas de cianuración. Dándonos en ambos casos una recuperación promedio de 70% pero con la desventaja que la mayor recuperación se efectuaba en el primer proceso, lo cual nos dá una idea de que el mineral que flota es cianurable y viceversa.

Del equipo usado.- Sólo en las celdas de flotación se obtuvo una mala distribución de la mineralización en la espuma, quedando una parte rezagada en la parte posterior de la celda. Para evitar esto se contó con unos partidores de acero inoxidable que se colocaban en los laterales de la celda, de 2 Kg. de capacidad. Con ésto se mejoró la distribución de la espuma y nos quedó hacia la parte anterior casi en su totalidad. Para las celdas subsecuentes no fueron necesarios los partidores.

En el equipo de cianuración no se tuvo ningún problema.

Como se observa en los resultados obtenidos en este estudio la recuperación no pasa a los límites metalúrgicos para su beneficio, pero, pensado en cual sería la causa de este problema y no contando en Parral con los medios suficientes para investigarla, se recurrió a la ayuda

de los laboratorios de fomento minero en Tecamachalco para que se realizara un estudio de caracterización mineralógica, gracias al cual pudimos observar el problema.

Los resultados de este estudio fueron los siguientes:

La especie mineralógica del mineral en tratamiento es 100% Argentita (Ag_2S), no presenta ninguna otra especie como pudieran ser óxidos o especies refractarias.

La plata se encuentra en tamaños de 1 - 10 U., lo cual no sería problema para su lixiviación, pero está oculta en cuarzo en tamaños no mayores de 10 - 15 U.

Para corroborar dicha información y cuando que el problema era única y exclusivamente liberación, se procedió a aumentar el tiempo de molienda, lo cual se ve que es anti-económico totalmente. Se usó el proceso combinado Flotación Cianuración.

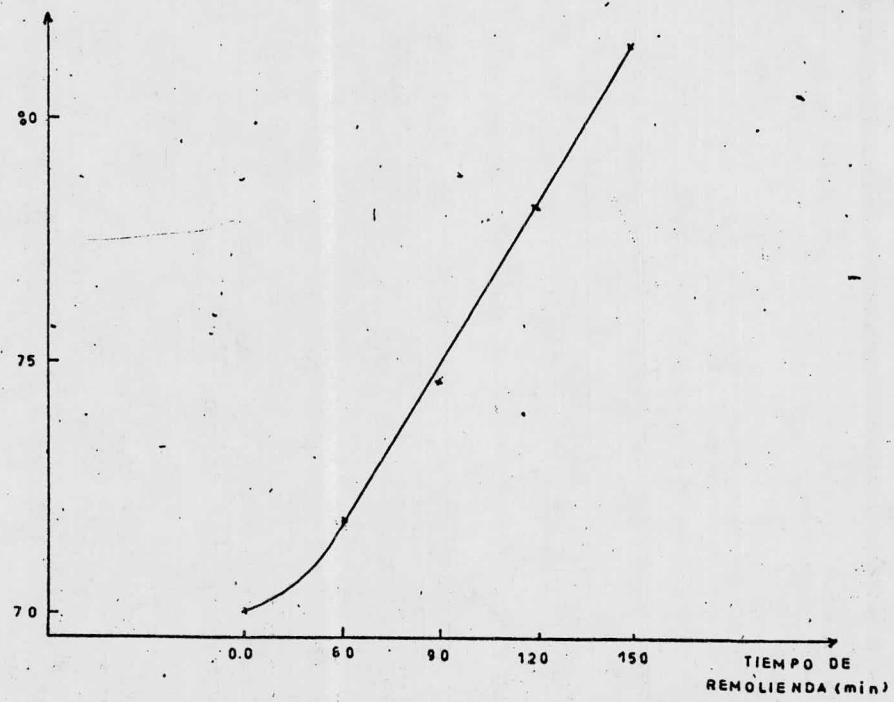
Los resultados obtenidos se dan en la gráfica (7).

Se mandaron ensayar los productos salidos de la remolienda y los finales de agitación, viendose que se lixivaba más en la remolienda, digamos 90% del total lixiviable, que en la agitación de 24 horas primero y no se diga de las 48 horas que se obtuvieron como óptimas.

GRAFICA (7)

<u>Tiempo Remol.</u>	Vs	<u>Recup.</u>
0.0'		70
60'		71.89
90'		74.70
120'		78.32
150'		81.66

l de Ag
Disuelta



GRAFICA 7
ANALISIS
PRO-LIBERACION

CONCLUSIONES

1.- Los mejores reactivos para la flotación de este mineral son:

- Xant. amilico de potasa; R-350
- NaOH
- Aceite de pino.

Como se puede observar es un circuito de una sencillez muy grande, lo cual nos representa menos problemas en su aplicación industrial.

2.- Las constantes, óptimas, para la fase cianuración son:

- Ca(ON)_2 : 2.5 K/Ton.
- NaCN : 0.25%
- Tiempo : 48 horas
- Dilución: 1 : 2
- Molienda 100% - 100 mallas

3.- De las pruebas combinadas flotación cianuración, se puede decir que con este proceso es factible de obtener una recuperación mayor, a las obtenidas por los procesos simples.

4.- La información proporcionada en el estudio de caracterización mineralógica realizado por fomento minero se vió comprobada y por tanto se concluye que el mineral requiere de un solo punto para su beneficio: Liberación.

5.- Es indispensable pensar en otro tipo de tratamiento para este tipo de mineral y analizar las sugerencias que se proponen para la realización de trabajos futuros.

RECOMENDACIONES PARA TRABAJOS FUTUROS

Como el presente trabajo se aplicó básicamente a los procesos convencionales podría sugerir que se salga un poco de éstos, ya que sus resultados no son del todo convenientes a nivel metalurgia, y que si lo son, al menos hasta la fecha, a nivel económico.

En si las proposiciones concretas son las siguientes.

- Aplicar la pirometalurgia, tratando de hacer una transformación de fase del SiO_2 (cuarzo) a SiO_2 (tridimita) que es soluble en soluciones de sosa.
- Tratar por medio de tostaciones clorurantes, pero, no con el fin de hacer una transformación de la argentita a cloruro de plata, sino del SiO_2 a SiCl_4 que es un compuesto volátil.

A P E N D I C E

ENSAYE DE ORO Y PLATA POR ESPECTROFOTOMETRIA

DE ABSORCION

Este método es aplicable para muestras de mineral, barrenos y muestras geoquímicas, en este caso específico se aplicará a minerales.

Los reactivos utilizados para este tipo de análisis son:

- 1.- HCl concentrado.
- 2.- HNO_3 concentrado.
- 3.- HBr al 48%.
- 4.- Metil Isobutil Cetona.

ANALISIS DE PLATA

Procedimiento:

- 1.- Se pesan 10 g. de muestra y se pasan a un matraz de 400 ml y se le añaden 25 ml. de HCl.
- 2.- Los matraces se calientan lentamente durante 20 minutos agregándoseles 15 ml. de HNO_3 concentrado y se dejan para digestión, tapados, durante 30 minutos.
- 3.- Se destapan y se llevan las soluciones a sequedad, dejándose hasta que los vapores del ácido hayan sido desalojados.

4.- Se enfrían y se le agregan 25 ml. de HCl -
concentrado y H₂O hasta que se enfrían a -
la temperatura ambiente y se diluye a 100-
ml.

5.- Se filtran las soluciones en matraces erlen-
mayer de 125 ml. y se cubren o se tapan y -
quedan listos para su análisis.

La plata se lee a 3281^oA con una flama oxidante -
y una amplitud de banda de 7 ^oA. Las soluciones patrón se
preparan con AgNO₃ o de plata pura y se usan diluciones de
HCl al 25% para cubrir el rango deseado de concentración.

Las muestras con un alto contenido de plomo re-
quieren de un tratamiento especial, por que el cloruro de
plomo tiende a cristalizar atrapando un poco de esta plata.
Esta sal se mantiene en solución agregando acetato de amo-
nio o cloruro de amonio.

En esta misma solución se puede determinar otros
elementos con excepción de oro.

ANALISIS DE ORO

- 1.- Se colocan 75 ml. de las soluciones para plata, en un embudo de separación de 150 ml.
- 2.- Se añaden 2 ml. de HBr al 48% y 15 ml. de cetona y se agitan los embudos por 10 segundos y se dejan reposar hasta que las capas se separen.
- 3.- Se drena la solución acuosa.
- 4.- Se añaden 10-15 ml. de una solución, que contenga 10 ml. de HBr y 10 ml. de HCl en un volumen total de -- 500 ml., a un embudo de separación y se agitan vigorosamente durante 10 segundos, se vuelve a drenar y separar la capa acuosa y se repite el proceso hasta que la cetona remanente esté clara.
- 5.- Toda la capa acuosa y parte de la capa de cetona se saca del embudo de separación y la porción remanente de cetona (10 ml. aprox.) se recoge en un erlenmeyer de 25 ml.
- 6.- La solución queda lista para ensaye.

La solución de referencia de oro se preparan de la siguiente forma:

Se disuelve 1 g. de Au en agua regia, evaporando a sequedad agregando 25 ml. de HCl y diluyendo a 1000 ml.. De esta solución de 1000 ppm., los standares -

de trabajo se preparan de acuerdo a los requerimientos de ensaye.

El Au se lee a 2430A con flama oxidante y una amplitud de banda a 7 A.

PRECIPITACION EN SOLUCIONES DE CIANUROS DE Au y Ag.

- 1.- Se miden de 100 a 1000 ml. de solución y se pasan a un vaso; si la solución es pobre en cianuro, es recomendable agregar un poco de éste reactivo.
- 2.- Se agregan de 4 a 5 grs. de polvo de zinc y de 10 a 15 ml. de solución saturada de acetato de plomo y unas gotas de HCl para acidificar, agitar y calentar sin llegar a la ebullición.
- 3.- Se añaden 20 ml. de HCl y se hierve durante una hora.
- 4.- Se decanta la solución y se recoge la esponja formada lavándola cuidadosamente.
- 5.- Reducir el tamaño de la esponja por presión con los dedos, sacarla y envolverla en una laminilla de plomo (Q.P.) para copelarla.

ENSAYE DE ORO Y PLATA

Este método está basado en la propiedad que tiene el plomo en el estado de fusión para servir como colector - del oro y la plata y en la escorificación de los demás constituyentes del mineral en forma de una escoria vitrea.

El plomo que ha colectado el oro y la plata una - parte se oxida en la combustión y se evapora y otra es absorbida por la copela obteniéndose en esta un botón de oro y plata, que en dado caso llevaría también, platino, iridio, osmio y paladio, que estuvieran contenidos en la muestra.

El oro se separa de la plata por disolución de ésta última, en HNO_3 diluido.

Reactivos más comunes:

<u>Nombre</u>	<u>Fórmula</u>	<u>Propiedades</u>
Sílice	SiO_2	Flujo Acido
Vidio		Flujo Acido
Borax glass	Na_2BaO_7	Flujo Acido
Ceniza de Sosa	Na_2CO_3	Básico y Desulfurante
Litargirio	PbO	F.B. Sulf. Oxidante
Nitrato de potasio	KNO_3	Oxidante de Sulfurante
Harina		Reductor
Plomo	Pb°	Colector
Fierro	Fe°	Desulfurante y reductor

Ensaye por fusión:

Por la naturaleza misma de los minerales, estos tienen un elevado punto de fusión que nos exigiría trabajar con temperaturas muy elevadas pudiendo darse el caso de que el mineral se descomponga en sus elementos y por lo tanto tener una pérdida considerable por volatización de estos a la temperatura de trabajo, por lo que, se deben agregar reactivos o fundentes para hacer una mezcla fusible a la temperatura del horno (900°- 950°C) pero estos reactivos varían con la composición de la muestra del mineral, básicos para muestras ácidas o con matriz silicosa y ácidos, para los que tienen matriz básica compuesta por óxidos de fierro, manganeso, calcio, plomo, zinc, cobre, etc.

El reductor para obtener el plomo colector del litargirio, se puede obtener del mismo mineral o adicionado como reactivo, por lo cual podemos clasificar los minerales en:

A.- Minerales reductores: (contienen sulfuros, arseniuros, telurios y materia carbonosa) se funden con reactivos ácidos o desulfurantes.

B.- Minerales oxidantes: (contienen Fe_2O_3 , MnO_2)

C.- Minerales neutros: (contienen SiO_2 , óxidos y carbonatos).

Los minerales B y C se tratan con reactivos reductores.

En los crisoles se obtiene:

- 1.- Botón de plomo, con un peso promedio de 20-25 grs.
- 2.- Una escoria que no debe atacar al crisol, ser fluída y al solidificarse debe separarse fácilmente del botón de plomo.

Se saca el crisol de la mufla y se vacía su contenido poco a poco, en una payonera caliente, dejándose enfriar, se separa la escoria del plomo y se martilla este para formar un cubo y eliminar la escoria.

Se ha encontrado conveniente preparar una mezcla básica de fundentes que se utiliza para el ensaye por fusión, de la mayor parte de los minerales y que tiene la siguiente composición:

Litargirio	60.61%	5 partes
Na_2CO_3	24.24%	2 partes
Borax glass	12.12%	1 parte
Harina	3.03%	.25 partes

Para pesedas de muestra de 5 a 10 grs. se usan 69 grs de la mezcla anterior.

Para los minerales B y C se emplea la mezcla básica que en los 60 grs. empleados tiene 1.8 grs. de harina, cuyo poder reductor produce un botón de plomo de poco más o menos 20 grs.

En los minerales del tipo A, se prepara la misma mezcla, pero sin harina, debe disminuirse el reductor y -- eliminarse o poner en lugar de harina, nitrato de potasio (1 a 5 g), que al actuar como oxidante, baja la acción reductor de los sulfuros.

Ensaye por escorificación:

Este método se usa para minerales con alto contenido de sulfuros, arseniuros o antimoniuros de metales básicos, difíciles de oxidar, como pueden ser los de cobre, níquel y cobalto y para productos metalúrgicos, como cobres impuros, plomo de obra, matas de cobre y spress (escoria de las matas de cobre).

El método consiste en una fusión del mineral, usando plomo granulado, borax-glass y ocasionalmente sílice en polvo, que ayuda a la escorificación de los óxidos de los metales básicos. Para cargas de 2.5 gr. de muestra deben emplearse en general, 40 grs. de Pb granulado y unos 2 grs. de borax.

De la escorificación se obtiene:

- a).- Un botón de plomo con un peso de 20-25 grs.
- b).- Una escoria homogénea y vitrea, que consiste en óxidos metálicos disueltos en un exceso de litargirio, con silicatos y boratos también disueltos.

La carga se prepara mezclando en el escorificador 2.5 grs. de muestra con 20 grs. de plomo granulado. La mezcla se cubre con otros 20 grs. de plomo granulado y ésto a su vez se cubre con borax-glass.

El calentamiento de la mufla debe llegar a unos 850° a 900°C y se introducen los escorificadores, procurando que queden en el centro de la mufla; se espera a que el plomo llegue totalmente al estado de fusión.

Se abre la puerta de la mufla para admitir aire que oxide el mineral y parcialmente al plomo. Si contiene sulfuros se ven flotando en el plomo, pero su azufre se quemaba y los metales básicos se oxidan y escorifican, mientras que el oro y la plata sin óxidos, son colectados por plomo fundido.

Los sulfuros desaparecen poco a poco hasta que se descubre totalmente la superficie del plomo que se puede observar perfectamente tersa. En ese momento empieza la escorificación y se termina cuando se inicia la formación de un anillo de escoria pegado en las paredes del escorificador. El anillo se va cerrando a medida que avanza la oxidación del plomo, hasta cubrir completamente la superficie metálica y la escorificación se ha terminado.

Se cierra otra vez la puerta de la mufla y se eleva la temperatura durante 5 minutos, para asegurar una escoria fluída y un vaciado limpio. Se sacan los escorificadores y se vacía en las payoneras y se tratan los botones como en el caso anterior, del ensaye por fusión.

Copelación:

Su objeto es el de separar los valores del botón de plomo y consiste de una reacción oxidante en un vaso poroso (copela) transformado el plomo metálico en óxido, que en su mayor parte es absorbido por la misma copela y en menor cantidad se volatiza, quedando un botón de oro y plata cuando la oxidación ha terminado.

Las copelas se hacen de dos materiales:

- 1.- Ceniza de hueso molido a -80 mallas
- 2.- Cemento Portland.

Este último es más económico, que la ceniza de hueso.

Para la copelación, las copelas se introducen a la mufla y se cierra la puerta, hasta que están bien calientes se abre la puerta y con tenazas se colocan los cubos de plomo cerrándose nuevamente la misma.

La temperatura de copelación es fundamental, pues si es alta hay pérdidas de plata por volatización y si es baja no se volatiza todo el plomo.

Un buen indicador de la temperatura son los humos de plomo, si ascienden rápidamente la temperatura es elevada y si descienden, entonces la temperatura es baja.

La temperatura adecuada son 850°C y hace que los humos se desprendan lentamente y cristalicen en los bordes de la copela, dando un anillo de plumas de litargirio alrededor del botón de oro y plata, que queda al final de la copelación.

El enfriamiento del botón debe ser lento, y la solidificación del mismo se produce al instante. Si los botones son muy grandes se deben tomar las siguientes precauciones:

-Sacarlas muy lentamente.

-Tapar las copelas con otras más calientes, para evitar el galleo o chisporroteo que trae fuertes pérdidas.

Los botones se despegan de las copelas con pinzas para botones y se limpian con un cepillo duro, antes de pesarlos.

BIBLIOGRAFIA

- | | |
|--|---|
| 1.- A.M. GAUDIN | "Flotation"
Second Edition
Mc Graw Hill Co. Inc.
New York. |
| 2.- HINES P.R.
J.D. VINCENT | "Froth Flotation"
50th Anniversary volume
A.U.M.E.
1962 |
| 3.- CRABTREE, E.H.
J.D. VINCENT | "Historical Out come of Major"
Flotation Developments |
| 4.- DOW CHEMICAL COMPANY | "Boletín"
1970
Coral Gables, Florida |
| 5.- E.M. HAMILTON, B.A. | "Manual of Cyanidation"
First Edition
Third Jupresion

Mc Graw Hill Book Company, Inc.
New York, London
120 |
| 6.- DENVER EQUIPMENT COMPANY | "Cyanidation of gold ores"
Boletín # MG 67
Mill Ciamde |
| 7.- HECTOR GONZALEZ
MARIO RUIZ SANDOVAL | "Recuperación de Plata a partir
de Jales"
Tesis
UNAM 1976 |
| 8.- E.L. RHEAD
Traducción de la 21A
Edición Inglesa por
Ernesto Díaz Varela | "Metalurgia"
Tercera Edición
Reimpresión
Ed. Labor S.A.
1957 |

9.- FRANK M. TINDALL

"Silver and Gold Assag By
Atomic Absorption Spectro
Photometry"
Duval Corporation
Tucson Arizona.

10.- FOMENTO MINERO

"Análisis de Minerales"
Boletín
1976
México