

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MEXICO.  
ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS.

FIOTACION-CIANURACION.

TESIS

Que para su Exámen Profesional de Químico

Presenta el alumno:

J. Octavio Martínez O.

\*1949\*

2193



Universidad Nacional  
Autónoma de México



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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

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

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MEXICO.  
ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS.

FLOTACION-CIANURACION.

AGOSTO 1949

TESIS

Que para su Exámen Profesional de Químico

Presenta el alumno:

J. Octavio Martínez O.

\*1949\*

A mis Padres.  
\* \* \* \* \*

\*\*\*\*\*Agradezco a los Sres. Ing.  
Quim. Carlos Recordón y Tec.Met.  
Robert G. Woods, de la San Luis  
Mining Co., las facilidades y  
ayuda prestadas, para el desa--  
rrollo de esta tesis.\*\*\*\*\*

## I N D I C E

Capítulo	I.- Generalidades a) Características y ventajas del proceso mixto cianuración-flotación.
Capítulo	II.- Composición Mineralógica.
Capítulo	III.- Flotación. Determinación de: a) Grado de Molienda. b) Dilución. c) pH. d) Calidad de reactivos. e) Cantidad de reactivos. f) Relación de Concentración. g) Tiempo de acondicionamiento y flotación.
Capítulo	IV.- Cianuración. De Concentrados. a) Efectos del lavado de concentrados antes de Cianurar. b) Molienda. c) Aereación. d) Agitación e) Concentración de soluciones y recuperación de Reactivos.
Capítulo	V.- Cianuración de Colas.
Capítulo	VI.- Precipitación y Fusión de Precipitados
Capítulo	VII.- Conclusiones.
Bibliografía.	

## INTRODUCCION.

Esta tésis, es el resultado de un conjunto de pruebas de laboratorio, llevadas a cabo en un mineral auroargentífero, - con el fin de hacer en él un estudio completo, para determinar un tratamiento metalúrgico.

El mineral objeto de dicho estudio, procede de un yacimiento que no se explota en la actualidad, pues constituye - por decirlo así, un fondo de reserva, para la compañía propietaria del mismo.

Las pruebas, aunque autorizadas por la compañía, fueron hechas por iniciativa propia y no pretendieron ser en ningún momento, datos complementarios de los estudios que puedan -- existir, acerca de los minerales, que la compañía minera antes mencionada y propietaria, explota y beneficia en la actualidad ó tenga pensado explotar y beneficiar.

Si se penso en el proceso mixto de flotación y cianuración, como proceso para su beneficio, fué debido a las razones que mas adelante se exponen, pero en principio, dentro de un plan de mera investigación, con el interés, de conocer los resultados de dichas pruebas, toda vez que en el país, hasta la fecha no se ha llevado a cabo el beneficio de minerales de este tipo, por el proceso antes indicado.

## CAPITULO I.

### FLOTACION-CIANURACION.

#### Generalidades.

Las pruebas de laboratorio, que sirvieron de base para el desarrollo de ésta tésis, fueron hechas siguiendo el orden anotado, en cuanto a los puntos por determinar, a saber:

1o.- Si el mineral era ó no flotable y en caso positivo, si los concentrados obtenidos de dicha flotación - eran a su vez cianurables.

2o.- Si eran posibles dichas operaciones, determinar las condiciones en que estas deberían de llevarse a cabo.

Una vez determinadas por el laboratorio las condiciones en que se haría el tratamiento de los minerales -- dependería, del resultado en escala industrial, el seguir cualquiera de los dos procedimientos que a continuación se proponen:

a).- Flotación de todos los sulfuros, con cianuración de los concentrados obtenidos y eliminación de las colas de la flotación.

b).- Flotación de todos los sulfuros seguida de - cianuración de concentrados y colas.

Como dijimos antes, son varias las razones que se tuvieron en cuenta, para pensar en el proceso mixto Flotación cianuración, aplicado al mineral en cuestión; la primera y determinante, es la economía, economía que se piensa puede obtenerse sobre el proceso de simple cianuración (usado, hasta la fecha, por la compañía propietaria de los minerales en estudio) por las crudas que a continuación se dan a conocer:

a).- Cuando se trata de un mineral por simple cianuración, para poder obtener los mejores resultados en la extracción, - debe molerse dicho mineral de tal manera, que un elevado porcentaje de él, se encuentre a -200 mallas, lo que como es natural implica un gasto también elevado, sobre todo si los minerales que se benefician, no son de leyes altas y, si la capacidad de la planta (capacidad de molienda) es pequeña.

Si bien, los concentrados obtenidos en la flotación, para ser cianurados, deben ser molidos, el grado de molienda a que deben ser sometidos, es mas bajo que en el caso del mineral y su volumen será tan pequeño con relación al volumen de mineral, que la molienda, será muy poco costosa.

b).- Existe, además, la posibilidad de llevar a efecto -la flotación de tal manera, que las colas de ella sean -- desechadas, por que no acusen presencia de valores ó porque estos sean tan bajos en contenido, que no haga costoso un tratamiento posterior, lo que, como es natural, se traduce en una disminución en el costo del beneficio.

c).- En el caso de que los resultados de la flotación, indicolas con valores suficientes, como para que estas deban ser tratadas con soluciones de cianuro, es de pensar, que dichos valores, estén constituidos, por las partículas minerales que fueron, por ser muy finas, rebeldes a la flotación, -



en estas condiciones, no será necesario efectuar molienda alguna de dichas colas, para su tratamiento de cianuración, que se hará a su vez con soluciones muy débiles, puesto que los valores, por ser muy bajos, no requieren fuertes concentraciones de cianuro; todo esto, acarrea una baja en los gastos de beneficio, con un positivo aumento en la recuperación de los valores.

d).- Si en los concentrados de la flotación, hubiese presencia de cianicidas, en mayor escala (como es natural, debido a la concentración) que en el mineral, puede efectuarse una remoción de ellos por medio de una flotación selectiva, lo que se hará, siempre y cuando el costo de dicha remoción, sea inferior al ocasionado por la pérdida de cianuro; ésta operación, no se puede llevar a cabo en el caso de la simple cianuración.

e).- Este proceso mixto, se recomienda, para minerales que, como en éste caso particular, contienen los metales preciosos, parte al estado de libertad y parte asociados a sulfuros, tales como la pirita, sulfoantimoniuros etc.

f).- El costo de operación de una planta, para el beneficio de minerales de oro y plata por el proceso mixto antes dicho, es menor que el costo de operación de una planta de simple cianuración, para iguales capacidades.

Finalmente, es preferible, en éste caso el proceso mixto, no solo a la simple cianuración, por las razones antes expuestas, sino a otros procesos, como el de flotación seguido de fusión directa de los concentrados, pues ésto, no solo es aconsejable, para el caso de minerales muy pobres, sino también para plantas, cuya capacidad, por lo pequeña, no justi--

fique el gasto de una planta de cianuración de concentrados y que venden su producto, tal como sale de las celdas de flotación, es decir como concentrado de flotación; por último, el proceso de flotación seguido de fusión de concentrados, es - aconsejable para operaciones muy pequeñas y de capital muy limitado, de otro modo, éste procedimiento resulta de aplica---ción incosteable practicamente, aunque, ésto sea modificado - mas ó menos, por las condiciones locales de trabajo y por las leyes de los minerales.

CAPITULO II.

El mineral que se mandará para ser beneficiado y que constituye propiamente el llenamiento de las betas, está formado por las variedades mineralógicas que se anotan a continuación en una somera exposición, dándonos una idea de la naturaleza del mineral que va a ser sujeto a investigación en el laboratorio. Las variedades dichas son:

1o.- En la mena principal constituyente, la Argentita ( $Ag_2S$ ), en segundo lugar Eléctrum ( $Ag\ 30\ \% \ Au\ 70\ \%$ ); oro al estado nativo, asociado a piritas; en algunas secciones de las betas Pirargirita ( $Ag_2S.Sb_2S_3$ ); en muy pequeña escala Polibasita ( $9Ag_2S.Sb_2S_3$ ).

2o.- Entre las especies minerales de asociación, tenemos la Piritita ( $Fe_2S$ ), Chalcopirita ( $CuFeS_2$ ), Hematita ( $Fe_2O_3$ ), Galena ( $PbS$ ) en muy pequeña escala, Esfalerita ( $ZnS$ ) ocasional y en pequeníssima cantidad.

3o.- Como variedades mineralógicas que constituyen la matriz se encuentran, en primer lugar, el Cuarzo ( $SiO_2$ ) y la Rodonita ( $MnSiO_3$ ), ocasionalmente la Calcita ( $CaCO_3$ ) y Rodocrosita ( $MnCO_3$ ) acompañando al cuarzo en muy pequeñas cantidades, Adularia(

Por el conjunto de ensayos hechos en estos minerales, se concluye que la ley promedio de los mismos, mas o menos aproximada es la siguiente:

Plata	450	G/tón.
Oro	5.5	" "

La ley máxima fue de 750 G/tón. para la plata, siendo la mínima de 300 G/tón.. Para el oro se tuvo 6.5 G/tón. como máximo y 3 G/tón. como mínimo.

FLOTACION.

Determinación de:

- a).- Molienda
- b).- Dilusión
- c).- pH
- d).- Calidad de Reactivos
- e).- Cantidad de reactivos
- f).- Relación de Concentración
- g).- Tiempo de acondicionamiento
- h).- " de Flotación

a).- El primer paso, en la determinación del grado de molienda a -- que debía de ser sometido el mineral, para proceder a su flotación, fué la preparación debida, de las muestras procedentes de la mina, para dejarlas en condiciones de ser sometidas a la molienda.

Dichas muestras, con un tamaño aproximado y promedio de - 4", se redujeron hasta 1/4", usando para el caso, una quebradora de quijada de laboratorio, "MASCO". El Material obtenido, se trituro,- hasta pasarlo por criba de 20 mallas, en un triturador de discos de de laboratorio , Braun U.A..

En estas condiciones, parte del mineral, se sometió a molienda fina, en pulverizador de discos McCool, obteniendose un material, con el análisis de cribas siguiente:

Malla	%
+ 60	0.020
+ 80	23.252
+100	8.100
+150	10.370
+200	16.004
-200	42.250
	<u>99.996</u>

Se muestreó para el ensaye, dando los siguientes resultados:

Ag	339.560 Gs./tón.
Au	3.3421Gs./tón.

Los reactivos usados para la flotación, se agruparon en la forma siguiente

Reactivo.

Barret No. 4.	Espumante	Aceite de creosota (Cresoles naftoles)
Reactivo 301.	Colector	Xantato.
Frother B.23	Espumante	Mexcla Alcoholes Alif.Prims.y Secs.
CuSO <sub>4</sub>	Activante	
Aeor Float 208	Promotor	Bajo Patente (Ditiofosfatos ).
R-301.		
F.B-23		
CuSO <sub>4</sub>		
R-301		
Aero Float 25	Fuerte Colector	
Acido Crecilico	Espumante	Mexcla de homólogos superiores del- fenol, especialmente cresoles.
R-301		
A.F. 25		
Aceite de pino	Espumante	Mezcla de terpenos, especialmente pineno, terpinol y citrnelol.
CuSO <sub>4</sub>		
Barret No. 4		
R-301.		
A.F. 25		
Na <sub>2</sub> S	Activante	
A.F. 15	Promotor y espumante	
Xantato de amilo	Colector.	
Aceite de pino.		
R-301		
R-208		
Acido Crecilico		
CuSO <sub>4</sub>		
A.F. No. 15		
Aero Brand Cyanide	Depresor	
Ceniza de sosa	Regulador.	

Además se usaron otros reactivos en substitución de algunos de los anteriores como : R-322,325 y 343; Thiocarbanilida, carbanilida A.F.-203,F-52,R-404 y Pentazol Z-6. Todos ellos recomendados para la flotación de minerales del tipo que nos ocupa, por la American cyanamid Co. (Ore Dressing Laboratories).

Los reactivos de la serie 400 y los Aero Floats, son productos comerciales bajo patente y no consta en la literatura, su composición.

De todas las pruebas que se hicieron, se escogieron las que se dan a conocer a continuación:-

Primera Serie de Pruebas.

Molienda en seco: 42% a -200 mallas.  
 Peso del Min. para la prueba: 500 gs. Ag 339 gs/tón.; Au 3.34210 Gs/tón.  
 pH: 7.0  
 Dilución: 4:1.  
 Tiempo de Acond.: 15 min.  
 Tiempo de Flot. : 3 min.

Reactivos.	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/prueba.
A.F.No.25	0.10	45.3	0.02250
R-301.	0.15	67.95	0.03390
Acido Cresilico	0.10	45.30	0.02250

Producto.--Peso	peso	Leyes		Contenidos		% Recupe-	
en Gs	en %	Ag	Au	Ag	Au	ración.	
los.Conc. 45.80	9.18	2410	26.8191	22120	2461	73.40	75.12
Colas. 453.02	90.82	88.2710	0.8942	8016	810	26.50	24.82
<u>498.82</u>	<u>100.00</u>			<u>30136</u>	<u>3271</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>

Relac. de Conc..10.8:1. Leyes Calculadas: Ag 301.36 Gs/t  
 Au 3.271 Gs/t

Prueba No. 2.  
 Molienda en seco. 42 % a -200 mallas.  
 Peso del Min.p/prba.: 500 gs. Ag 339 gs/tón.  
 pH: 7.0 Au 3.34210 gs/tón.  
 Dilución: 4:1.  
 Tmpo.Acond.: 15 min.  
 Tmpo.Flot. : 5 min.

Reactivos.	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba.
R-208	0.25	111.25	0.0556
R-301	0.02	18.12	0.0045
A.Cresilico	0.03	13.59	0.0067
CuSO <sub>4</sub>	0.18	81.54	0.0407

Producto.	peso	peso	Leyes		Contenidos		Recupracion	
en gs.	en %	Ag	Au	Ag	Au	%		
los.Conc. 52.71	10.58	2113	26.8191	22356	2460	74.29	75.83	
colas 445.42	89.42	86.55	0.8940	7739	790	25.71	24.17	
<u>498.13</u>	<u>100.00</u>			<u>30095</u>	<u>3250</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>	

Relac.de Conc.: 9.45:1. Leyes Calculadas: Ag 300.95 Gs/tón.  
 Au 3.250 Gs/tón.

Determ. de Grado de Molienda.

Prueba No. 3.  
 Molienda en seco. 42 % a -200 mallas.  
 Peso Min. Pba.: 500 gs.  
 pH: 7.0  
 Dil.: 4:1.  
 Tmpo. Acond.: 15 min.  
 Tmpo. Flot. : 3 min.

Reactivos.	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/prueba.
B-4	0.10	45.30	0.0225
A.F.No.25	0.20	90.60	0.0453
R-30l.	0.08	36.24	0.0181
Na <sub>2</sub> S	4.00	1812.00	0.9060

Producto.	peso en gs.	peso en%	Leyes Ag	Au	Contenidos Ag Au		Recuperación %.	
los conc.	13.50	2.70	8861	90.7621	23439	2450	72.10	74.48
2os conc.	32.30	6.50	234	1.4980	1521	96	4.60	2.92
colas.	452.00	90.80	86	0.8190	7542	7500	23.30	22.60
	<u>497.80</u>	<u>100.00</u>			<u>32502</u>	<u>3296</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>

Rel. de Conc.: 36.8:1.      Leyes Calc.: Ag 325.02 Gs/tón.  
 Au 2.296 Gs/tón.

Habiendo hecho un exámen de las colas de flotación, se vió que tenían un contenido elevado de partículas, con un grado de molienda muy bajo por lo que se procedió, a preparar material para otra molienda, pues de acuerdo con el resultado de las pruebas, ni cambiando las concentraciones de los reactivos ni usando otros, se pudo obtener una recuperación mayor, con una molienda en seco de 42 % a -200 mallas.

Segunda Serie de Pruebas.

Molienda Humeda en molino de bolas de laboratorio.

El material, después de molerlo en molino de discos, hasta pasar lo por criba de 20 mallas, se muestreó y preparó para ensaye, procediéndose a la molienda; ésta molienda, se hizo en las condiciones siguientes:

Molienda Humeda.	
Peso del Min. para la carga	13.20 Kgs.
Dilusión 1:1.2, peso del agua	14.50 "
Peso de las bolas usadas	57.00 "
Tiempo de molienda, 1.15 Hs.	

El análisis de cribas que dió el material objeto de molienda, es el siguiente:

Malla	%
+ 60	0.00
+ 80	0.03
+100	0.31
+150	1.71
+200	6.00
-200	91.95
	<u>100.00</u>

Prueba No. 1.-  
Molienda humeda, 91.95 % a -200 mallas.  
Peso del min. para la Pba. 500 Gs.  
pH; 7.0  
Dil.:4:1.  
Tmpto.Acond.:15 min.  
Tmpto.Flot. : 3 min.

Reactivos	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba.
R-208	0.02	9.06	0.0045
R-301	0.10	45.36	0.0225
A.F.15.	0.10	45.36	0.0225

Producto.	peso en Gs.	peso en %	leyes	contenidos	Recuperación
los conc.	19.20	3.84	Ag 5247	Au 57.1002	20148 2198 63.05 77.30
2os conc.	39.80	8.00	1268	1.2000	01073 96 3.17 3.39
colas	438.80	88.16	122.4	0.6000	10792 531 33.78 19.31
	<u>497.80</u>	<u>100.00</u>			<u>31953 2835 100.00 100.00</u>

Rel. de conc.:24.9:1.

Leyes Anal.	Ag 339.56	Gs/tón.
	Au 3.341	Gs/tón.
Leyes Calc.	Ag 319.53	Gs/tón.
	Au 2.835	Gs/tón.

Prueba No. 2.-

Molienda humeda, 91.95 % a -200 Mallas.  
Peso Min. Pba. 500 gs.  
pH:7.0  
Dil.4:1.  
Tmpto.Acond.:10 min.  
Tmpto.Flot...: 3 min.

Reactivos	Lbs/tón.	Gs/tón	Gs/pba.
R-208	0.10	45.36	0.0225
R-301	0.15	67.95	0.0339
Ac.Cresilico	0.10	45.36	0.0225
CuSO <sub>4</sub>	0.15	45.36	0.0225

Productos	peso en Gs.	peso en %	leyes	Contenidos	Recuperación
los conc.	44.60	8.97	Ag 2265	Au 24.3981	20299 2181 65.95 66.66
2os conc.					
colas	452.80	91.03	115	1.2010	10470 1090 34.03 33.34
	<u>497.40</u>	<u>100.00</u>			<u>30769 3271 100.00 100.00</u>

Rel. de Conc.:11.15 ;1.

Leyes Calc.	Ag 307.69	Gs/tón
	Au 3.271	Gs/tón.



Debido a que de la molienda anterior, se obtuvo un material demasiado fino, que no slo es costoso por el tiempo y grado de molienda sino - también inútil por rebelde a la flotación, se preparó una segunda molienda húmeda, en las mismas condiciones que la anterior, variando -- solo el tiempo de la misma.

Segunda molienda húmeda.

Peso del Min. para la carga:	13.20 KGS.
Peso del Agua:	14.50 "
Peso de las bolas usadas:	57.00 "
Tiempo de Molienda 45 min.	

Análisis de Cribas.

Malla	%
+ 60	0.00
+ 80	1.80
+ 100	2.71
+ 150	3.39
+ 200	9.40
- 200	<u>82.70</u>
	<u>100.00</u>

Prueba No. 1.

Molienda Húmeda: 82.7 % a -200 mallas.

Peso Min. Prueba: 500 gas.

pH: 7.0

Dil.: 4:1.

Tpo. Acond.: 10 min.

Tmpo. Flot.: 3 min.

Reactivos

	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba.
R-208	0.02	9.06	0.0045
Xantato de amilo	0.03	13.59	0.0067
Aceite de Pino	0.18	81.54	0.0407
CuSO <sub>4</sub>	0.25	111.25	0.0556

Producto	peso en gs.	peso en %	Leyes	2888	26.6000	Contenidos.	24563	2271	75.54	76.23	Recuperación
los. cons.	42.61	8.54	80.00	0.7800n	8021	713	24.46	23.77			
colas.	456.20	91.46					32584	29840	100.00	100.00	
	<u>498.81</u>	<u>100.00</u>									

Relación dd Conc.: 11.7:1.

Leyes Anal.:	Ag	347.45	Gs/tón.
	Au	3.0501	Gs/tón
Leyes Calc.:	Ag	325.84	Gs/tón
	Au	2.984	Gs/tón.

Con esta molienda, las recuperaciones en Ag y Au, han aumentado, como se puede ver en los resultados del balance.

Prueba No.2.  
 Segunda Molienda Húmeda. 82.7 % a -200 mallas.  
 Peso min.Pba.: 500 Gs.  
 pH: 7.0  
 Dil.: 4:1.  
 Tmpo.Acond.: 5 min.  
 Tmpo.Flot.: 3 min.  
 Reactivos.

	Lbs/tón	Gs/tón.	Gs/pba.
A.F.25	0.10	45.36	0.0225
R-301	0.15	67.95	0.0339
Acido Cresilico	0.10	45.36	0.0225
Ceniza de sosa	0.10	54.36	0.0225

Producto	Leyes		Contenidos		Recuperación	
	Ag	Au	Ag	Au	%	%
los.conc.	51.60	10.37	24.85	23.40	10	80
colas	446.20	89.62	80.85	0.65	21.94	19.59
	497.60	99.99			100.00	100.00

Relac.de Conc.: 9.6:1	Leyes Anal.:	Ag	Gs/tón
	Leyes Calc.: <td>Au <td>Gs/tón. </td></td>	Au <td>Gs/tón. </td>	Gs/tón.
		Ag	3.050
		Au	3.008

Como las recuperaciones han mejorado, se procedió a llevar a cabo - otra molienda, en las mismas condiciones que la anterior, pero reduciendo el tiempo de la misma.

Tercera molienda húmeda.  
 Peso del Min. para la carga: 11.00 Kgs.  
 Peso del Agua de Dil.: 12.10 "  
 Peso de las Bolas usadas: 57.00 "  
 Tiempo de Molienda: 25 min.

Análisis de Cribas.

Malla	%
+ 60	0.91
+ 80	4.40
+ 100	8.27
+ 150	10.00
+ 200	13.22
- 200	63.20
	<u>100.00</u>

Primera Prueba.  
 Tercera molienda húmeda. 63.20 % a -200 mallas.

pH: 7.0  
 Dil.: 4:1.  
 Tmpo.Acond.: 5min.  
 Tmpo.Flot.: 3min.  
 Reactivos.

	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pbs.
A.F.25	0.10	45.36	0.0225
R-301	0.15	67.95	0.0339
Acido Cresilico	0.10	45.36	0.0225
Ceniza de sosa	0.10	45.36	0.0225



Como la recuperacion permanece mas o menos constante, vemos que el efecto de la ceniza de sosa no es muy marcado, pues aumentado o eliminando su concurso en la flotación, no se tienen resultados muy notables en cuanto a la recuperación.

Puesto que la presencia de los reactivos 208 y 301, acusan resultados muy altos llevando como activante  $\text{CuSO}_4$ , en todas las pruebas de flotación, se comprende que en este caso el aumento se debió, sólo a la diferencia en la molienda; hacer una molienda más, con menos tiempo, no tiene caso, pues, la diferencia entre la primera molienda en seco que dió 42 % a -200 mallas y ésta última molienda húmeda que arroja 63 %, es ya pequeña, como se recordará, en la primera molienda, se tuvo un gran porcentaje de las colas de la flotación, con partículas demasiado gruesas, hacer la molienda, calculando obtener un 50% a -200 mallas que sería el grado intermedio, solo nos reduciría ese porcentaje de partículas gruesas en las colas, ya que según examen de las colas de la última prueba, no hay presencia exagerada de partículas ni muy finas ni muy gruesas, que ambas escaparían a la flotación y que justificarían una molienda más.

Habiendo determinado, como mas indicado un grado de molienda de más o menos 60 % a -200 mallas, para la flotación del mineral, pasamos a determinar la calidad y cantidad de reactivos para la misma.

En las pruebas anteriores, hemos notado que las mejores recuperaciones se han tenido, con los reactivos 301, 208,  $\text{CuSO}_4$  y ácido crómico, ya que al cambiar éste espumante por otros, como aceite de pino, no se obtuvo mejor resultado, se procederá a efectuar una prueba, una vez determinada la molienda, con ésta combinación de reactivos, aumentando sus concentraciones, para ver si es posible que aumente también la recuperación.

Determinacion de Reactivos.

Reactivos.	lbs/tón.	gs/tón	gs/pba.
A.F.25	0.025	111.25	0.0556
R-301	0.10	45.30	0.0225
Barret No. 4	0.10	45.30	0.0225
Na <sub>2</sub> S	4400	1812.0	0.9060

Balance Metalúrgico.

Producto	peso en gs.	peso %	Ag	Leyes Au	Contenidos Ag	Contenidos Au	Recuperación %	Recuperación %
los.concs.	13.22	2.65	17261	175.4221	45741	4648	80.42	82.07
2os.concs.	15.02	3.01	1046	1.4340	3148	431	5.54	7.61
colas.	470.84	94.34	85.03	0.6254	7892	584	14.04	10.31
	498.08	100.00			56881	5663	100.00	100.00

Reactivos.	Lbs./tón.	gs/tón.	gs/pba.
A.F.No.25	111.25	0.25	0.0556
R-301	0.10	45.30	0.0225
Acido Cresilico	0.20	90.60	0.0450
ceniza de sosa	111.25	0.25	0.0556

Balance Metalúrgico

Producto	peso en gs.	peso %	Ag	leyes Au	Contenidos Ag	Contenidos Au	recuperación %	recuperación %
los.concs.	20.5	4.19	19751	105.4120	45046	4516	84.40	80.50
2os.concs.	32.62	6.70	712.4	62.1150	4634	429	8.71	7.6
colas	425.80	89.11	56.0	0.8526	4990	759	6.89	11.90
	488.92	100.00			54670	5604	100.00	100.00

Teniendo la certeza de que estos reactivos, que fueron de los que más altas recuperaciones dieron, no pueden ya dar mejores resultados - a pesar de variar considerablemente las cantidades de los mismos en la flotación, se hará una última serie de pruebas para determinar estos factores, con la combinación 208,301, aceite pino ácido cresílico, sulfato de cobre, que dieron mejores resultados que las demás combinaciones; la prueba consistirá en variar sus cantidades para determinar las optimas para la flotación.

Determinación de Calidad y Cantidad de Reactivos.

Como hemos dicho anteriormente, al observar el comportamiento de los reactivos y de las cantidades de ellos, en las pruebas hechas para determinar la molienda, las mejores recuperaciones se obtuvieron con los reactivos 301,208, Cresilico y sulfato de cobre, ahora determinaremos las cantidades en que se deberán usar.

Prueba No. 1.

Todas las condiciones de ésta, son iguales a las de la última anotada, con excepción de las cantidades de reactivos:

	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba
A.F.208	0.04	18.12	0.0090
R-301	0.10	45.30	0.0225
A. Cresilico	0.20	90.60	0.0450
CuSO <sub>4</sub>	0.25	111.25	0.0556

Balance Metalúrgico.

Producto.	peso en		leyes		Contenidos		Recuperación	
	en gs.	%	Ag	Au	Ag	Au	%	%
los.concs.	36.20	7.25	5324	47.6121	38699	3451	83.27	84.56
Colas.	462.61	92.75	83.8	0.6810	7772	630	16.73	14.44
	498.81	100.00			46471	4081	100.00	100.00

Relac.de Conc.:12.8:1.	Leyes Anal.:	Ag 488.0700	Gs/tón.
		Au 4.1183	" "
	Leyes Calc.:	Ag 464.7100	" "
		Au 4.0810	" "

Con el aumento que se hizo en las cantidades de los reactivos, se obtuvo, un aumento también, en las recuperaciones, sobre todo para el oro, como se puede ver en el balance.

Las demás pruebas hechas, acusaron como inútil el uso de cantidades mayores a las de la prueba anterior, pues la pequeñísima diferencia en recuperaciones, no justifica dicho aumento en las cantidades de reactivos. Por lo que, se dejan como cantidades requeridas para efectuar la flotación, las anotadas en la última prueba.

Determinación de Dilusión.

Si bien, todas las pruebas hechas hasta la fecha, han sido hechas con una dilusión constante de 4:1, vamos a cerciorarnos de que esta dilusión es la más apropiada, para efectuar la flotación.

Prueba No. 1.-  
Peso Min. pba.: 500 ggs. 63% a -200 mallas.  
pH:7.0

Dil.:3.5:1.

Reactivos	Lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba.
R-208	0.04	18.12	0.0090
R-301	0.10	45.30	0.0225
A. Cresilico	0.20	90.60	0.0450
CuSO <sub>4</sub>	0.25	111.25	0.0556

Balance Metalurgico.

Producto.	peso		leyes		Contenido		Recuperaciones	
	en ggs.	%	Ag	Au	Ag	Au	%	%
los.Concs.	32.20	6.48	5921	51.389	38374	3330	82.84	82.06
colas	465.08	93.52	85.23	0.7792	7970	729	17.16	17.94
	497.26	100.00			46344	4059	100.00	100.00

Relac. de Conc.:15.4:1.

Leyes Anal.:	Ag	488.0700	Gs/tón.
	Au	4.1183	"
Leyes Calc.:	Ag	463.4400	"
	Au	4.0590	"

Prueba No. 2.-

Peso min. pba.:500 Gs. 63% a -200 Mallas.

pH:7.0

Dil.:4.5:1.

las demás condiciones iguales que en la parte anterior

Balance Metalúrgico.

Producto.	peso		leyes		contenidos		Recuperación	
	en ggs.	%	Ag	Au	Ag	Au	%	%
los.concs.	39.48	7.93	4796.00	42.4200	38127	3363	82.46	82.91
colas.	458.38	92.07	89.66	0.7530	8255	693	17.52	17.09
	497.86	100.00			46382	4056	100.00	100.00

Relac. de Conc.:12.7:1

Leyes Anal.:	Ag	488.0700	Gs/tón.
	Au	4.1180	"
Leyes Calc.:	Ag	463.8200	"
	Au	4.0560	"

Por los resultados anteriores vemos, que las recuperaciones variaron al variar la dilución, permaneciendo constantes las demás condiciones como dichas variaciones se efectuaron en los puntos inmediatos (3.5 y 4.5) el grado de dilución 4:1., tomó ésta como la mas conveniente sin hacer ya mas pruebas.

#### Determinación del pH.

La siguiente variable por determinar, es el pH, a que debe tenerse el circuito de flotación.

En todas las pruebas anteriores, solamente se ajusto el pH, a 7.0, eliminando así la acidez propia del mineral, que en promedio es de 5.8; con excepción de las pruebas en que se usó ceniza de soya, pué en estos casos el pH subió hasta 7.8, sin, haber eliminado la acidéz del mineral.

Conociendo de antemano, que en circuitos muy alcalinos la pirita se hace inflotable, a pesar de usarse activantes, no se hicieron pruebas usando pH alto, pués como se tiene el oro asociado a las --

piritas en parte y parte libre, tendríamos bajas recuperaciones por éste concepto, toda vez que la flotabilidad del oro libre se inhibe, en circuitos muy alcálinos. Sabiendo además, que todos los minerales de plata sulfurados, responden bien a la flotación en circuitos naturales, es decir, circuitos en los que no se ha hecho adición de agentes reguladores como cal o ceniza de soso que tienden además a deprimir a estos minerales de plata, se hizo una prueba a un pH ácido (6.5) para ver prácticamente el efecto en las recuperaciones y tres pruebas a pH alcalino, pues la flotabilidad del oro libre aumenta en una forma variable de pH 7 a pH 8.5, para determinar el pH óptimo para la flotabilidad del oro, sin disminuir las recuperaciones en la plata, que como se dijo flotan bastante sus minerales en circuito neutro ó muy cercano a este punto.

Prueba No.1.-

Condiciones, las mismas de la última prueba anotada, con sola variación en el pH.

pH:7.5

Balance metalurgico.

Producto.	peso en gs.	peso % Ag	leyes Au	contenidos		recuperación %		
				Ag	Au			
los.concs.	20.46	4.10	99330	87.0000	40737	3567	86.26	87.42
2os.concs.	39.12	7.84	632.7	2.1130	4866	165	10.50	4.04
colas	439.36	88.06	27.3	0.3860	1528	348	3.24	8.53
	498.94	100.00			47225	4080	100.00	100.00
Relac.de Conc.:24:1.			Leyes anal.:	Ag 488.07			Gs/tón	
				Au 4.1180			"	
			Leyes Calc.:	Ag 472.2500			"	
Las recuperaciones aumentaron para Au				4.0800			"	

el oro y para la plata; a continuación los resultados obtenidos e haciendo la flotación con un pH de 8.0, permaneciendo las demás condiciones constantes.

La adición del agente regulador en estas pruebas se hizo en el circuito secundario de flotación, es decir, se hizo primero una flotación en circuito neutro, para evitar la acción del agente regulador (dpresora) sobre los minerales de plata y sobre la



pirita, aumentando luego el pH para tratar de aumentar, la flotabilidad del oro libre.

Prueba No.2.

Condiciones, las mismas de la prueba anterior.

pH : 8.0

Balance metalúrgico.

Producto.	peso		leyes		contenidos		recuperacion	
	en gs.	%	Ag	Au	Ag	Au	%	%
288:8888:	24.02	4.82	9902	82.2500				
	42.16	8.36	628.50	1.9896				
colas.	432.24	86.72	30.32	0.3958				
	498.44	100.00						

Relac.de Conc.20.7:1.	Leyes Anal.:Ag	488.0700	Gs/tón.
	Au	4.1180	" "
	Leyes Calc.:Ag		" "
	Au		" "

Como en esta prueba la recuperación bajó, tanto para la plata como para el oro, vamos a efectuar una tercera prueba, con pH alcalino, pero más cercano al punto neutro, para ver el efecto en la disminución del pH.

Prueba No. 3.

Condiciones las mismas que en la anterior.

pH: 7.3

Balance metalúrgico.

Producto.	peso		leyes		contenidos		recuperación	
	en gs.	%	Ag	Au	Ag	Au	%	%
los.concs.	21.89	4.39	11081	111.6603	48645	4945	86.48	98.56
2os.concs.	38.47	7.73	678.20	2.4590	5342	190	9.32	3.40
colas.	437.50	87.88	26.88	0.5110	2362	449	4.19	8.04
	497.86	100.00			56249	5584	100.00	100.00

Relac.de Conc.:23:1.	Leyes Calc.:Ag	562.4900	Gs/tón.
	Au	5.5840	" "
	Leyes anal.:Ag	583.8000	" "
	Au	5.7000	" "

Prueba No. 4.

pH:6.5

Balance Metalúrgico.

Producto.	peso		leyes		contenidos		recuperación	
	en gs.	%	Ag	au	Ag	Au	%	%
los.concs.	13.96	2.80	16326	121.4012	38532	3399	80.37	83.02
2os.Concs.	15.45	3.10	925	11.4320	2867	348	5.98	8.50
colas	469.19	94.10	69.5	0.3700	6539	347	13.65	8.48
	498.60	100.00			47938	4094	100.00	100.00

Relac.de conc.:36.9:1.	Leyes Anal.:Ag	479.38	Gs/tón.
	Au	4.094	" "

Por los resultados de las pruebas anteriores se deduce, que la flotación debe hacerse, a un pH de 7.3 a 7.5 como máximo, que el agente regulador cal o ceniza de sosa, de preferencia esta última, por no ejercer acción depresora tan marcada sobre los minerales por flotar, debe agregarse en un circuito de flotación secundario, es decir hacer la flotación primero a un pH de 7.0; aumentandose después, dicho pH.

Determinación del tiempo de Acondicionamiento y Flotación.- Como hemos visto en pruebas anteriores, el tiempo de acondicionamiento necesario, para proceder a la flotación es de 5 minutos, - toda vez que aumentando este no hay diferencia alguna. Que el -- tiempo de flotación aunque varía un poco de acuerdo con los valores en el mineral, se puede fijar como de tres minutos; estos -- tiempos desde luego para trabajo de laboratorio, pues ya en es-- ca la industrial, el R-208 se agregaría en el circuito de molienda así, como los demás reactivos en el tanque acondicionador -- con excepción del cresilico que puede agregarse en el circuito de deflotación, dependiendo los tiempos de la cantidad de mineral -- tratado,.

Una vez que hemos determinado los factores; Molienda, Dilución calidad y cantidad de reactivos, se procedió a efectuar una última serie de pruebas, con todos los factores determinados, -- dandose por finales los resultados para la flotación.

Serie Final.

Prueba No.1.

Molienda húmeda 63% a -200 mallas.

Peso Min.Pba.: 500 Gs.

pH:7.4

Dil.:4:1.

Tmpo.Acond.: 5 min.

Tmpo Flot. : 3 min.

Limpia sin reactivos 2.5 min.

Reactivos.	lbs/tón.	Gs/tón.	Gs/pba.
R-208	0.04	18.12	0.0090
R-301	0.10	45.30	0.0225
Acido Cresilico	0.20	90.60	0.0453
CuSO <sub>4</sub>	0.25	111.25	0.0556

Balance Metalúrgico.

Productos.	peso		leyes	contenidos		recuperación		
	en gs.	%		Ag	Au	Ag	Au	%
los.concs.	24.30	4.88	9923	102.2601	48422	4990	86.69	89.02
2os.concs.	39.22	7.90	661	57.1019	5241	451	9.35	8.49
colas	433.76	87.22	25.3	0.1921	2209	167	3.96	2.49
	<u>497.28</u>	<u>100.00</u>			<u>55852</u>	<u>5608</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>

Relac.de Conc.:20:1. Leyes Anal.:Ag 583.8000 gs/tón

Au 5.7004 " "

Leyes Calc.:Ag 558.5200 " "

Au 5.6080 " "

Prueba No.2.

Las mismas condiciones de la prueba anterior.

Balance Metalúrgico.

Productos.	peso		leyes	contenidos		recuperación		
	en gs.	%		Ag	Au	Ag	Au	%
los.concs.	25.25	5.05	9689	101.6008	48931	5130	86.71	91.00
2os.Concs.	40.42	8.08	604.5	4.1190	4884	332	8.64	5.90
colas.	433.15	86.87	32.0	0.2020	2623	174	5.65	3.10
	<u>498.82</u>	<u>100.00</u>			<u>56438</u>	<u>5636</u>	<u>100.00</u>	<u>100.00</u>

Relac.de Conc.:19.8:1. Leyes Anal.:Ag 583.8000 gs/tón.

Au 5.7004 " "

Leyes Calc.:Ag 564.3800 " "

Au 5.6360 " "

De todo el conjunto de pruebas anteriores, podemos concluir, que:

- 1o.- El mineral es perfectamente flotable.
- 2o.- Que se tiene una recuperación que oscila entre 84 y 87%, para la plata y de 88 a 91 % para el oro.
- 3o.- Que la molienda a que debe llevarse el mineral para la flotación es de 60 a 65 %, a -200 mallas.
- 4o.- La dilución deberá ser de 4:1.
- 5o.- El pH, de 7.2 a 7.5.
- 6o.- Los reactivos:208,301,Ac.cresilico y CuSO<sub>4</sub>, en las cantidades - anctadas.
- 7o.- Que de acuerdo con las condiciones de trabajo en la operación - industrial, se verá la conveniencia de una flotación selectiva ó no, así como un segundo circuito de flotación.

CAPITULO IV.  
CIANURACION.

Para llevar a efecto estas pruebas se hicieron flotaciones - en una escala mayor, utilizando una máquina Kraun de dos celdas, 1 los concentrados resultantes se muestrearon y ensayaron, quedando listos para ser cianurados.

Se hicieron pruebas preliminares, en las que unicamente se de terminó, el efecto de in lavado previo de los concentrados, antes de proceder a la cianuración de los mismos.

El examen microscópico de los concentrados, que debe hacerse siempre en las investigaciones de laboratorio, por ser valiosa ayud ay day guia para normar el criterio en el desarrollo de las mismas, - no se efectuó, por carecer del aparato apropiado.

Otra prueba preliminar que hay que llevar a cabo (sobre todo -- cuando se trata de concentrados sulfurados) la tostación, para de- terminar las temperaturas máxima y mínima y el tiempo óptimo a las mismas temperatura y que nos proporciona datos que traen consigo - o pueden traer, modificaciones al tratamiento del material ya cal- cinado (como tiempo de agitación en la cianuración ó grado de mo-- lienda) importantes porque pueden a su vez, tener efectos sobre la extracción (por lo general concentrados sulfurados calcinados dan % de extracción mas elevado que los no calcinados y si bien aumen- ta el consumo de cianuro, la diferencia en la extracción hace cos- teable el tratamiento) no se llevó a cabo por carecer de la mufla necesaria para la operación.

Prueba Preliminar.-Lavado de Concentrados.

Esta prueba de cianuración preliminar, se hizo con concentrados la vados previamente con agua y con concentrados que no fueron lavados Los resultados se anotan a continuación:

Producto.	% Ext		Kgs/tón.	Conc.	Tiempo
Conc/s/	Ag	Au	NaCN	CaO	Hs
lavado	93.38	94.12	31.62	52.87	96
Cones.	94.75	95.60	27.90	45.62	96.

Lavados

La solución de cianuro se mantuvo constante durante las 96 - hs. a una concentración de 1% y la cal como álcali protectorio a -- 0.07%

El consumo de cianuro como el de cal, puede parecer excesivo, pero hay que tomar en cuenta que esta cianuración se hizo usando exclusivamente agua y cianuro de sodio y que, además habrá una recuperación de cianuro en la solución Barren resultante una vez que se precipiten los valores de la solución rica.

Como se puede ver por el resultado de esta prueba preliminar, se tiene un ahorro considerable por el gasto de reactivos, lavando los concentrados antes de cianurarlos obteniéndose además mayor extracción. Dicho lavado tiene por objeto eliminar reactivos de flotación, -- unos por ser solubles en agua y otros por arrastre, pues la presencia de ellos en la cianuración dificulta la disolución de los valores.

Por tal razón se procedió a lavar todos los concentrados antes de proceder a la cianuración, asentando que, como paso anterior a la cianuración en la escala industrial, lo conveniente de hacerse dicho lavado.

Los concentrados una vez lavados, se prepararon para ser cianurados, efectuándose antes un muestreo de los mismos para el ensaye y para el análisis de cribas correspondiente.

#### Resultado del Análisis.

Malla	%
+ 60	0.86
+ 80	4.54
+ 100	6.12
+ 150	7.02
+ 200	15.49
- 200	<u>65.95</u>
	99.98

Como para tener una cianuración más completa, se hace necesario tener un grado de molienda de más o menos 80 % a -200 mallas, se procedió a moler los concentrados, para lo cual se usó molinito de bolas de laboratorio apropiado para el caso, en lugar del molino de barras indicado para esta clase de moliendas por los técnicos de la American Cyanamid Co. (Ore Dressing Lab.) por no disponer de molino de este -- tipo.

La molienda se hizo en las condiciones siguientes:

Conc. de la Soln. de NaCN 1%.  
Alcali protectorio: 0.0725 %.  
Dil.: 1:1. (50) % de sólidos con Gr. Esp. de 1.45)  
Tiempo de molienda 30 mins.

La razón de usar una concentración de álcali, fué la alta ley de los concentrados y que durante la molienda se hace parte de la extracción.

Se obtuvieron concentrados que dieron el siguiente análisis de cribas.

Malla	%
+ 60	0.0
+ 80	0.73
+ 100	1.89
+ 200	13.27
- 200	84.10
	<u>99.99</u>

Una vez molidos los concentrados, se diluyó la mezcla, hasta un 30% de sólidos o sea una relación de sólidos a líquidos, de 1:2.3, teniendo la pulpa húmeda una gravedad específica de 1.240 (peso en gs. de 1 litro de pulpa húmeda) muy cercana a la Gr. esp. de la pulpa húmeda del mineral tratado por simple cianuración en la planta en que se hicieron estas pruebas.

Aereación.- Para obtener un efecto de aereación, similar al que se tiene en los tanques de agitación en la planta y además hacer más apegado dentro de lo posible a la practica estas pruebas, se colocó la pulpa dentro de un recipiente de bastante fondo y se introdujo en el seno de la pulpa un tubo de vidrio conectado a su vez a otro de hule, por donde se inyectó aire a baja presión; por supuesto que el efecto logrado no es el mismo que el obtenido en un tanque Pachuca o en un Dorr, pero es la forma más aproximada que se pudo tener en el laboratorio.

Agitación:- Una vez que se hizo la aereación de los concentrados se colocaron estos en botellas abiertas que a su vez fueron colocadas en posición ligeramente inclinada para tener mayor superficie de oxidación (de acuerdo con la reacción de Elsner)  $Ag_2S + 5KCN + O + H_2O - 2KAg(CN)_2 + KONS + 2KOH$ ;  $4Au + 8KCN + O_2 + 2H_2O - 4KAu(CN)_2 + 4KOH$ , necesaria para la dosilución.

para obtener el movimiento semejante al que se tiene en los tanques de agitación, las botellas se pusieron sobre unos rodillos movidos por motor eléctrico.

En esta primera prueba de cianuración, se usó solamente la solución de cianuro sin barren auxiliar, para determinar la cantidad inicial de cianuro que sería consumido por tonelada de concentrado, así como el gasto de cal y el cianuro que podría recuperarse en la solución barren resultante después de la presipitación.

El tiempo de agitación fué de 102 Hs., habiéndose hecho las determinaciones de cianuro y cal, cada 4 Hs. durante las primeras 12 hs de agitación y cada 8, durante el tiempo restante; la razón de efectuar así estas determinaciones, es que en principio, no se tienen datos ningunos de la forma en que se va a efectuar el consumo de cianuro y que siempre hace una disminución en el gasto del mismo, a medida que aumenta el tiempo de agitación.

Los ensayos para el balance metalúrgico, se hicieron de muestras tomadas cada 24 Hs., en solución y residuo.

Resultados de la prueba.

Hs.	NaCN	Consumo Kgs/tón	CaO.	ley cabeza: Ag 9232 ext. % Au 87 gs/tón.	
				Ag	Au
24	14.12		29.18	29.20	45.36
48	8.25		10.07	54.06	70.23
72	5.73		1.95	88.72	91.84
96	0.34		0.72	96.21	96.98
102	0.005		0.08	96.25	97.14

Como la diferencia en el % de extracción a las 96 y a las 102Hs., es muy pequeña, se puede tomar como tiempo óptimo de agitación las 96 hs., pues el aumento en la extracción, no se hace costable la prolongación de la agitación en doce hs. más.

El consumo de cianuro y cal puede parecer elevado, pero, repito, hay que tomar en cuenta que no se usó barren auxiliar y que además vamos a tener una recuperación de cianuro en el barren resultante de la -- precipitación. Una vez hecha ésta, se determinó en ella cianuro y cal, habiéndose obtenido los siguientes resultados:

	Recuperación.	
NaCN	11.24 Kgs./tón.	
CaO	6.71 " "	De acuerdo con estos datos hubo un consumo real de cianuro y cal, tomando en cuenta las pérdidas mecánicas y -- químicas de 18.38 Kgs. NaCN/ por tonelada de concentrados y de 36.17 Kgs.de CaO.

La precipitación de los valores de la solución fué hecha con -- polvo de zinc (Merrillite Zn dust, Co.) y fué completa como lo demostró la prueba hecha en la solución barren.  
Segunda prueba de Cianuración.

Esta prueba se hizo en las mismas condiciones que la prueba anterior solamente que se usó además, solución barren del tanque de almacenamiento de la planta, con una concentración de cianuro de 0.165% y 0.05 % de álcali;

Ley de los concentrados.  
Ag 9232 Gs/tón.  
Au 87 " "

Solución de NaCN al 1 %.  
Alcali protector 0.7 %

Relac.de Sold.s liq.:1.2:3.( 30 % solds.)

Tiempo de agitación: 102 Hs.

Cianuro de sodio usado 17.751 Kgs./tón.  
cal 24.915 " "

Después de hecha la precipitación, se tiene una recuperación de cianuro, según determinación en solución barren de 6.151 Kgs., por lo que el consumo real de cianuro, tomando en cuenta las pérdidas, es de 11.6 y 22.18 Kgs/de NaCN y CaO respectivamente, por tonelada de -- concentrados.



La extracción al cabo de 96 hs. fue de 96.75% para la plata y de 98.77% para el oro, que son un poco mayores que los obtenidos en la planta de simple cianuración (el máximo, durante el tiempo que permaneció en dicha planta fué de 95.62% para la plata y de 98.88% para el oro, el 25-IV-48)

Una vez hechos los ensayos correspondientes en la solución y residuos así como en la solución barren y en los residuos finales, se encontraron los resultados que se exponen a continuación en la tabla y balance siguientes.

RESULTADOS DE LA PRUEBA.

Agitac.	Hs. Consumo NaCN	Kgs/tón. CaO	Extr. Ag % Au	Concent. Sol. CNNa.	Concent. Alkali	Dil.	Rec. Kgs. NaCN
96	17.751	24.915	96.75 98.77	1 %	0.7 %	1:2.3	6.151

Leyes; Ag	9232	Gs./tón.	Consumo real de NaCN	11.6	Kgs/tón./Conc/
Au	87	" "	" " CaO	22.18"	" " "

BALANCE METALURGICO

Hs. Agitn.	Ley Solución		Contenidos		Extracción	
	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
24	114.400	17.5050	2631.12	40.2615	28.50	46.27
48	210.130	27.8541	4832.44	64.0581	52.34	73.63
72	357.679	34.0620	8226.64	78.4326	89.11	90.04
96	388.386	37.0095	8932.87	85.1207	96.75	97.83
102	390.469	37.3211	8980.78	85.9372	96.95	98.07

Hs. Agitn.	Ley residuos		Contenidos Calc. por Dif.		Pérdidas totales.	
	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
24	6576.37	46.7200	6600.86	46.7384	24.4870	0.0185
48	4363.79	22.9213	4394.56	22.9469	35.7670	0.0250
72	921.92	8.6262	1005.36	8.6514	83.4260	0.0312
96	213.92	1.8179	299.12	1.8793	85.2050	0.0614
102	163.25	0.9765	251.72	1.0628	88.4700	0.0863

Ley de cabezas: Ag 9232 gs/tón. Extracciones Finales

Au 87 " " Ag 96.95 %

Ley de Colas : Ag 163.25 gs/tón. Au 98.77 %

Au 0.876 " "

Las colas de la cianuración, se pueden tratar con soluciones muy diluidas, de cianuro y cal, en un ciclo secundario de beneficio que en algunas plantas del Canadá y E.U.A. se lleva a cabo con rendimientos favorables, usando para el caso, espesadores lavadores del tipo Dorr Try Thickener, para hacer la extracción y lavado final.

CAPITULO V.

CIANURACION DE LAS COLAS DE FLOTACION.

El tratamiento de estas colas, debe hacerse con soluciones de cianuro de baja concentración, porque, los valores contenidos en ellas son muy bajos y porque, después de cianuradas ni se tendrá solución barren aprovechable ni se justifica un lavado final, por el costo que significa.

Las colas serán cianuradas sin tratamiento previo de lavado o molienda, para reducir el costo de la operación y hacerla aceptable además es natural pensar que la molienda es innecesaria, ya que los valores contenidos en ellas, están constituidos por los finos escapados a la flotación, como lo demuestra el análisis de cribas de hecho, que arroja mas de 70% a -200 mallas.

La agitación en estas pruebas de cianuración se hizo en la misma forma que en el caso de los concentrados, usando solución de cianuro a 0.02 % y álcali de 0.05%, con una dilución de 2:1.

CIANURACION DE COLAS.  
Leyes: Ag 45.7000 gs/tón  
Au 0.6700 "

Resultados.

Hs. Agit.	Leyes cabeza		Leyes residuos		extracción		consumokgs/tón	
	Ag	Au	Ag	Au	Ag %	Au	NaCN	CaO
48	45.700	0.6100	34.78	0.2750	24.0	55.0	0.20	1.40
48	45.7000	0.6100	22.95	0.2440	27.0	59.0	0.202	1.45
Prueba Final.								
24	47.9000	0.8160	40.02	0.5140	16.0	37.0	0.100	1.50
48			34.40	0.2940	28.0	64.0	0.200	0.30
96			30.60	0.2450	36.0	70.0	0.220	0.30

De acuerdo con estos datos, las colas de fletación son cianurables teniendo un margen de extracción aceptable. La conveniencia de éste tratamiento, podría indicarse hasta iniciarse la operación en escala industrial, pues sería normado por las condiciones locales de trabajo.

Para los fines de este trabajo solo se dan a conocer los resultados obtenidos en el laboratorio.

CAPITULO VI.

PRECIPITACION Y FUSION DE PRECIPITADOS.

En las pruebas de precipitación se usó como agente precipitante, polvo de cinc en primer término y polvo de aluminio en una segunda serie de pruebas.

Precipitación con Zn.-El polvo de cinc (Merrilite Zn Dust) se emulsionó primero con solución Barren, en un agitador, de donde se fué pasando poco a poco, al recipiente que contenía la solución rica, efectuándose la precipitación que se controló con solución de  $\text{Na}_2\text{S}$ , para evitar una falta o exceso de cinc.

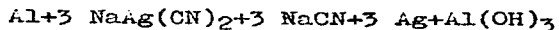
Una vez terminada la precipitación se procedió a filtrar y secar el precipitado, que se muestreó para el ensayo y análisis, separándose con los mismos fines, solución Barren resultante.

El gasto de cinc, fué de 2.236 Kgs. por ton. de solución.

Precipitación de Aluminio.-La solución rica fué tratada antes de agregar el precipitante, con una pequeña cantidad de ceniza de sosa, para eliminar el  $\text{CaO}$  libre, evitando la precipitación de  $\text{CaAl}_2\text{O}_4$  insoluble, que no solo aumentaría el gasto de aluminio, sino que haría también rebelde para la fusión el precipitado resultante. El polvo de aluminio se agregó y se dejó en agitación, para aumentar el tiempo de contacto entre el agente precipitante y la solución.

El gasto de polvo de aluminio fué de 1.316 Kgs./tón. de soluc.

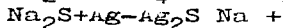
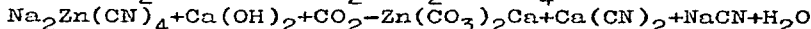
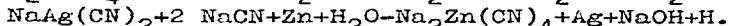
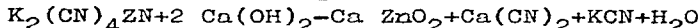
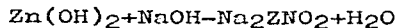
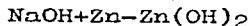
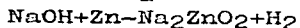
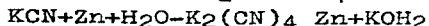
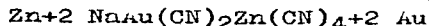
La precipitación con aluminio si bien puede resultar mas costosa que la precipitación con cinc, por el costo mayor del aluminio, puede ser también más recomendable ya en la práctica, por que se tienen otras ventajas, como ejemplo, economía en el gasto de cianuro, pues precipitando con aluminio la recuperación de cianuro es mayor que en el caso del cinc, como lo podemos ver analizando las reacciones de precipitación:



En esta reacción vemos claramente que hay una regeneración completa del cianuro de sodio, con formación de alúmina, la que se disuelven en un exceso de sosa, para formar el aluminato de sodio, que a su vez reacciona con el CaO libre para formar el aluminato de calcio insoluble, razón por la cual se trata la solución antes de la precipitación con ceniza de sosa, para eliminar el CaO libre e impedir el que se forme dicho aluminato de calcio insoluble por las razones expuestas anteriormente. En el caso de la precipitación con cinc:  $Zn+NaAu(CN)_2-Na_2Zn(CN)_4+2 Au$ .

En este caso la recuperación del cianuro es relativa, toda vez que el cianuro resultante no es de sodio, sino un cianuro doble de sodio y Zn y si bien este cianuro tiene marcada acción disolvente -- sobre el oro y la plata, sobre todo en presencia de álcali libre, esta solución después de ser usada algunas veces, pierde su poder disolvente, es decir degenera (Fouling of Solutions) aunque continuamente, por ser así el proceso, están entrando al circuito nuevas cantidades de cianuro el gasto de todos modos es mayor; el cinc, entra en reacción con el cianuro libre y con los compuestos cianogenados, además cuando hay presencia de cobre en la solución las pruebas acusan un gasto de 3 Kgs de cinc, por Kg de cobre, además se tienen pérdidas de plata y cianuro por la formación de cianuros insolubles como son: --  $AgCN, CuCN, Zn(CN)_2, CuCNS, AgCNS$ , por liberación de HCN, ocasionalmente formación de ferrocianuros el Zn reacciona con la sosa para dar además del cianuro doble de plata y sodio el zincato de sodio. El cianuro doble en presencia de un exceso de cianuro de sodio y cinc, al -- reaccionar con ellos deja la plata metálica, pero hay liberación de hidrógeno, que reacciona con los sulfocianuros formados como el de -- sodio, dando ácido sulfhídrico, precipitándose al formarse éste, sulfuros, entre otros el de plata, aumentando así las pérdidas en la -- operación.

Las reacciones en la precipitación con cinc son las siguientes:



Además hay formación de  $\text{AgCN}$ ,  $\text{CuCN}$ ,  $\text{Zn}(\text{CN})_2$ ,  $\text{Cu}(\text{CNS})_2$ ,  $\text{AgCNS}$ ,  $\text{HCN}$ ,  $\text{Cus}$ . Como se ve en la precipitación por cinc las pérdidas aunque pequeñas en particular, son de cierta consideración ya en su totalidad, además por la formación de los diferentes compuestos exige un mayor cuidado en el control de la misma, por las dificultades que puede acarrear a la fusión del precipitado, dificultando además la operación del filtrado y secado del mismo.

En el caso de la precipitación con aluminio, de acuerdo con la reacción, éste no substituye a los valores, en el cianuro doble, no da compuestos cianogenados ni reacciona con ellos, hay por lo tanto menos complejidad de compuestos en el precipitado obtenido, facilitándose el trabajo de la fundición, las pérdidas de cianuro se puede decir que son nulas así como las de agente precipitante; el cuidado que se debe tener en el control de la operación es mínimo también, - pues solo en el caso de presencia de  $\text{CaO}$  libre, pueden tenerse dificultades en la fundición, la remoción de éste  $\text{CaO}$ , es practicamente la única atención que necesita la operación.  $\text{Al}(\text{OH})_3 + \text{Na}(\text{OH}) - \text{NaAlO}_2 + \text{H}_2\text{O}$   
 $\text{NaAlO}_2 + \text{CaO} + \text{H}_2\text{O} - \text{CaAl}_2\text{O}_4 + \text{Na}(\text{H})$ .

De lo anteriormente expuesto, se puede deducir, que aunque el costo del aluminio sea mayor que el del cinc, las ventajas prácticas del uso del aluminio así como las economías en el gasto de reactivos puede hacer mas conveniente en la práctica el efectuar la precipitación con aluminio en lugar de cinc ya que como se dijo la diferencia en precio queda compensada por otras ventajas.

Finalmente, como lo demostraron las pruebas de precipitación hechas, se puede obtener de la cianuración de concentrados, un precipitado similaral que se obtiene en la planta de simple cianuración ya sea que la precipitación se haga con cinc o con aluminio, que cuando se precipita con cinc, el gasto de este es un poco mayor, tomando en cuenta las leyes de la solución y la concentración de cianuro en la misma, mas elevada por la misma razón que las usuales en plantas de simple cianuración; que aunque el precipitado es perfectamente fusible, se hace un poco rebelde por ese pequeño exceso de cinc. El precipitado obtenido cuando se precipita con aluminio, es perfectamente fusible, no presenta dificultades de filtración ni de secado.

Como el costo de transporte, si no hace incosteable la operación industrial, sí puede dejar márgenes de ganancia muy pequeños, es necesario hacer la fusión de los precipitados obtenidos en la cianuración de los concentrados de la flotación, en la misma planta para mandar al mercado el producto final, en forma de barras de metal Doré.

Siendo los precipitados obtenidos según el análisis que se dá a conocer a continuación, similares a los salidos de la planta de simple cianuración, podrían ser fundidos en la misma forma que estos, previa modificación al actual procedimiento, pues dicha modificación es necesaria de todos modos.

En la actualidad, se usan en la fundición, hornos de aceite, - con inyección forzada de aire, de 1/2 libra por Pulg.<sup>2</sup>, siendo el precipitado muy fino, ésta inyección de aire, aunque a baja presión ocasiona una remoción de partículas del precipitado, que son llevadas con los humos y si bien es cierto que existe una cámara para -- efectuar la recuperación de los valores que por arrastre mecánico salgan del horno, siempre escapan al exterior gran cantidad de los mismos, lo que como es natural aumenta las pérdidas del proceso de beneficio, aumentando el costo de la operación general.

Por esta razón, se justifica el cambio de dichos hornos Monarch Rockwell, de aceite, por algún tipo de horno eléctrico. Este cambio evitaría la sugestión de un tratamiento previo de los precipitados en hornos de reverbero, usando algún aglutinante, con miras a disminuir las pérdidas por arrastre.

La semejanza de los precipitados obtenidos en las pruebas se ve en el análisis de los mismos.

Precipitado de la planta		Precipitado de la Prueba.
%		%
43.18	Ag	45.29
4.49	Au	4.67
16.36	Zn	17.34
0.95	Pb	0.85
9.87	Cu	11.21
6.76	S	8.86
4.00	SiO <sub>2</sub>	2.54
7.83	Fe(Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	5.64
2.12	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.01
2.25	CaO	1.53
<u>1.17</u>	MgO	<u>0.85</u>
98.98		99.89

CAPITULO VII.

CONCLUSIONES.

- 1o.- Los minerales objeto de estudio, son perfectamente flotables, teniendo con la flotación una recuperación de 83 a 86.5 % para la plata y de 88 a 92 % para el oro, con una relación de concentración de: 20:1.
- 2o.- El grado de molienda a que se debe llevar el mineral para la flotación, por ser el mas adecuado para la misma es de 65% a -200 mallas mas o menos.
- 3o.- La dilución a que se debe de tener la pulpa es de 4:1.
- 4o.- Los reactivos: 301, 208, Acido cresílico, sulfato de cobre, en las concentraciones anotadas anteriormente.
- 5o.- El pH, de 7.2 a 7.5
- 6o.- La solución para la cianuración con 1% de NaCN y 0.7 % de CaO.
- 7o.- La dilución para la molienda de los concentrados 1:1.
- 8o.- La molienda de los mismos deberá llevarse hasta mas o menos 82% a -200 mallas.
- 9o.- Tiempo de agitación 96 hs.-Rel.Sól.Liq., 1:2.3 (30% sólidos.)
- 10o.- Consumo de cianuro de sodio de 17.751 Kgs/tón. de concentrados con una regeneración de cianuro de 6.151 Kgs. El consumo de CaO fué de 22.18 Kgs/tón. de concs.
- 11o.- Lavado previo de los concentrados, antes de ser cianurados, para facilitar la disolución de los valores y tener ahorro de reactivos.
- 12o.- Si una vez iniciada la operación industrial, las condiciones de trabajo justifican el tratamiento de las colas de la flotación, la cianuración de ellas se hará con soluciones de cianuro de 0.02% y -- 0.05% de CaO.
- 13o.- El consumo de cianuro en el tratamiento de colas fué de 0.220



Kgs. por tón. y un consumo de CaO de 1,5 Kgs/tón. de colas.

14o.- El consumo de cinc por tonelada de concentrados fué de 2.236 Kgs. por tonelada de solución y el de aluminio de 1,316 Kgs.

15o.- Que se puede obtener un aumento en la extracción, tratando las colas de la cianuración de concentrados, en un ciclo secundario de agitación, o combinación, en un solo ciclo de agitación continua y lavado, usando al final filtros Olivers repulpando la torta con solución de cianuro en un lavado final.

16o.- Finalmente, que el costo de operación de una planta de flotación cianuración, para una misma capacidad de molienda, es menor que el costo de una planta de simple cianuración, como lo demuestran las que han convertido su proceso, de cianuración simple a flotación---- cianuración.

Que en este caso particular, el proceso mixto es perfectamente aplicable desde el punto de vista técnico y de acuerdo con los resultados obtenidos en el laboratorio.

**\*\*BIBLIOGRAFIA\*\***

- 1.- Donald M.Lidell.- Hand Book of Non Ferrous Metallurgy.,II.- Recovery of the metals.-McGraw-Hill Book Co.,1945.
- 2.- John H.Perry (Editor in Chief).-Chemical Engineers'Handbook., McGraw Hill Book Co.,1946.
- 3.- E.P.Tradwell & W.T.Hall.-Analytical Chemistry.,II.-Cuantitative.- John Wiley & Sons.,1946.
- 4.-CH.H.Fulton & J.Sharwood.- A Manual of Fire Assaying.,McGraw-Hill Book Co.,-1939.
- 5.-Low.-Weinig & Schoder.,Technical Methods of Ore Analysis.-John Wiley & Sons.-1942.
- 6.-A.F.Taggart.-Hand Book of Mineral Dressing.-Ores and Industrial Minerals.-Wiluy Handbook Series.
- 7.- E.M.Hamilton.-Manual of Cyanidation.-McGraw Hill Book Co.-1947.
- 8.- A.M.Gaudin.,Mining and Metallurgy.-p.p.19-20.
- 9.- A.M.Gaudin.,A.I.M.E., Flotations Practice.Pp.50-77.
- 10.-A.M.Gaudin.,Flotation.,McGraw-Hill Book Co.Inc.,1932.
- 11.-E.S.Dana.,A Text Book of Mineralogy., London 1948.
- 12.-Article of pH control in the fourth edition of "The ABC of Hydrogenion Determinations".-LaMotte Chemical Co.,1938.
- 13.-American Cyanamid Co.,Technical Paper No.11, Hydrogenion Concentration.,Its Control in the flotation Process.
- 14.-A.Butts.,Metallurgical Calculations.,Metallurgy and Metallurgical Engineering Serie.,McGraw Hill Book.Co.,1943.
- 15.-B.Eguía Liz.,Apuntes preparación de Mincrales.,1946.
- 16.-R.S.Palomares.,Apuntes Metalúrgia no Ferrosa.-Tecnología Metalúrgica y Análisis Metalúrgicos.,1947.