

INFORME TECNICO SOBRE PROCESAMIENTO DE OXIDO DE COBRE
PARA EL III SYMPOSIUM NACIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

PROYECTO DE SEGREGACION

MIEMBROS DEL PROYECTO:

ING. HISASHI TAKAHASHI

ING. MASAHIDE NAKAO

ING. KINZO ASARI

ING. HIROSHI KANEKO

INDICE

	<u>PAGINA</u>
1.- INTRODUCCION -----	1
2.- RESUMEN DE LAS PRUEBAS -----	2
3.- PRUEBA DE FLOTACION -----	4
4.- PRUEBA DE SEGREGACION -----	9
5.- PRUEBA DE FLOTACION CON PRE-TOSTACION -----	14
6.- PRUEBA DE LIXIVIACION -----	23
7.- OBSERVACIONES DE LOS RESULTADOS Y PRUEBAS --	25
8.- CONCLUSION -----	31

PROCESAMIENTO DE OXIDO DE COBRE

1.- INTRODUCCION

El Recurso de cobre que se encuentra en el mundo mineralógicamente se clasifica en sulfato de cobre y óxido de cobre. Sin embargo, actualmente el desarrollo se concentra en sulfato de cobre. El óxido de cobre se encuentra relativamente en poca profundidad con facilidad de explotación; y algunas con contenido de metales preciosos como oro y plata; sin embargo la gran mayoría no son desarrolladas por la carencia de método efectivo de recuperación.

En el Perú se encuentra gran volumen de óxido de cobre y su existencia esta confirmado; y se puede esperar que la explotación de estos minerales contribuya enormemente al desarrollo económico del Perú.

Los autores anteriormente han participado en la operación de Planta Piloto de Segregación de 150 toneladas de la Mina Katanga. Actualmente participan como expertos en la Cooperación Técnica del Proyecto de "Proceso de Oxido de Cobre y por el método de Segregación", y realizando la transferencia tecnológica en el INGEMMET.

Este proyecto fue solicitado por el gobierno del Perú al Gobierno del Japón, a través del Ministerio de Energía y Minas e INGEMMET como entidad efectuada.

2.- RESUMEN DE LAS PRUEBAS

Se realizó la prueba comparativa de 4 métodos: Flotación, segregación, lixiviación y flotación con pre-tostación. Esta investigación básica consistió en pre-tostación, con temperatura menor a la de Segregación y convertir la superficie de mineral para que sea posible la flotación, y luego con añadimiento de reactivo sulfuroso realizar el procesamiento de óxido de cobre que en lo sucesivo se denominará flotación con pre-tostación.

Para el óxido de cobre compuesta principalmente de malaquita y crisocola; y se observó la cantidad de crisocola y los efectos de ganga que acompaña. Además, conjuntamente de oro y plata.

Para la realización de pruebas se utilizó el mineral extraído de la mina Katanga, con presencia de malaquita que en lo sucesivo se denomina mineral K, y mineral extraído de otra mina con alta presencia de crisocola que en lo sucesivo se denominará mineral T.

En este momento aún no está establecido el método de análisis constitucional de cobre para diferenciar químicamente a malaquita y crisocola. Sin embargo existe resultado de experimento que la malaquita se disuelve en amoníaco y crisocola se disuelve recién con adición de sal amoníaco (sal clorhidrato), con este sistema se calculó el porcentaje de presencia de ambas, y además los valores fueron confirmados mediante exámen de mineralogía tales como observación microscópica y separación por gravedad.

El componente mineralógico de mineral "K" y mineral "T", se muestra en la Tabla # 1.

TABLA N° 1
COMPARACION DE LA COMPOSICION DE LAS
MUESTRAS EMPLEADAS

	MUESTRA "K"	MUESTRA "T"
Mineral de	Crisocola 30 - 40%	Crisocola
	Malaquita 70 - 60%	Clorita con contenido de Cobre 60 - 80%
GANGA	CALCITA Cantidad Considerable	CALCITA Poca
	GRANATE Principal HEDENBERGITE	GRANATE Principal CUARZO
Características.	Simboisis Complejo	Simboisis Complejo

3.- PRUEBA DE FLOTACION

Carbonato mineral como malaquita sulfura fácilmente con la presencia de reactivo sulfuroso, tales como sulfato de sodio y es posible la flotación utilizando colector xantato. Sin embargo se dice que la flotación de silicato mineral como crisocola es sumamente dificultoso.

Por otro lado, el carbonato de cobre se puede flotar con la utilización de fatty ácido, pero cuando se trata de ganga que contiene calcita, la separación de ambos es imposible aún utilizando cualesquiera de los métodos.

3.1 PRUEBA DE FLOTACION DE MINERAL "K"

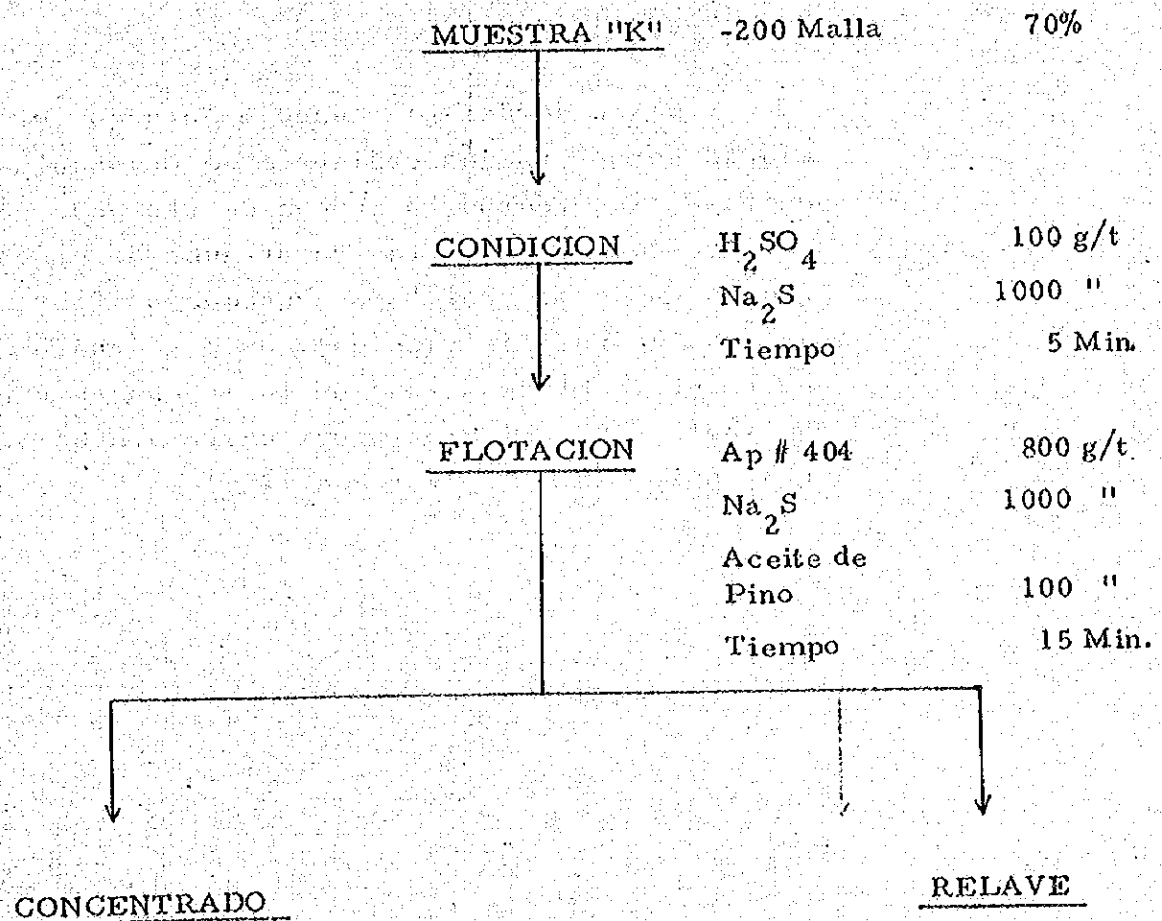
Anteriormente se realizó numerosas pruebas de flotación de mineral "K" para hacer la comparación con la segregación; y en ella se hizo la averiguación, reactivo sulfuroso, colector, temperatura de pulpa. Y como resultado se llegó a la conclusión que el método de adición por partes utilizando AP-# 404 como colector conjuntamente con sulfato de sodio es lo más efectivo.

Resultados de principales pruebas se muestra en la Tabla # 2. El Flow-Sheet de la prueba se muestra en la Fig. # 1 Na_2S es aditado por partes debido a que la capa de sulfato que se forma en la superficie de mineral es debil y fácil de ser destruída. (Ver Pág. # 5).

TABLA N° 2 RESULTADO DE LAS PRUEBAS

	PESO %	LEY			RECUPERACION		
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au %	Ag %	Cu %
Cabeza	100.0	3.3	40.0	6.02	100.0	100.0	100.0
Conc.	25.0	11.6	144.0	19.00	88.0	90.0	78.9
Relave	75.0	0.5	5.3	1.69	12.0	10.0	21.1

FIG. N° 1 FLOW-SHEET DE LA MUESTRA "K"



Dentro de mineral "K" existe mineral con alta presencia de crisocola, y para ello se hizo el estudio de co-relación que existe entre porcentaje de presencia de crisocola y resultado de flotación. El resultado se muestra en la Tabla # 3. (Ver Pág. # 7).

3.2 PRUEBA DE FLOTACION DE MINERAL "T"

En mineral "T", la presencia de crisocola es relativamente alta, y la ley de oro y plata es baja a comparación de mineral "K". Y su característica como ganga es la presencia de cuarzo y graneta y poca presencia de calcita.

A pesar de existir conocimiento que el procesamiento por flotación ordinario de crisocola es difícil, se efectuó la prueba de flotación con el objeto de comparar con los resultados de prueba de flotación de mineral "K", segregación flotación con pre-tostación, lixiviación, que mencionaré posteriormente. El resultado de la prueba se muestra en la Tabla # 4. El Flow-Sheet de la prueba se muestra en la Fig. # 2 (Ver Pág. # 8).

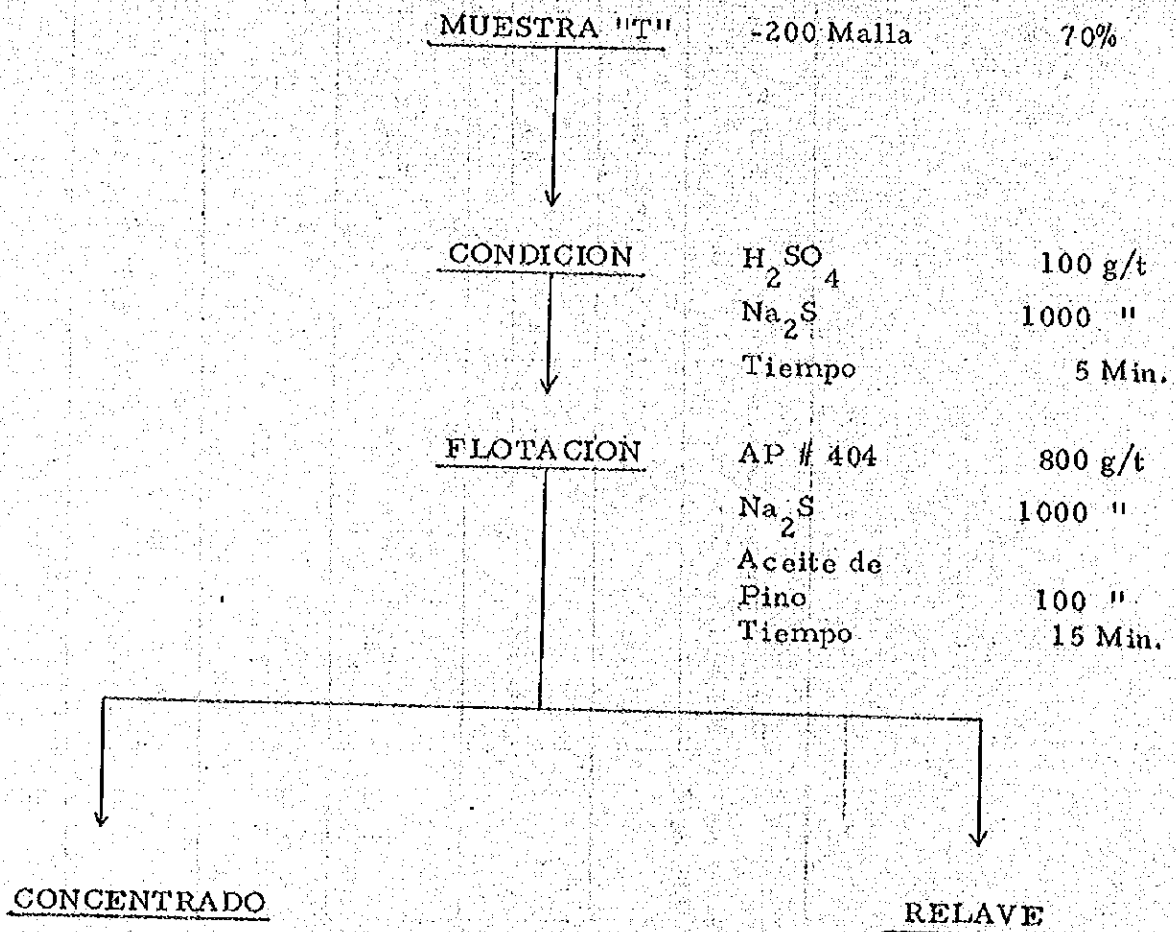
Mineral	Prop. Aproximada en Mineral de Cabeza		L E Y E S %			Prop. Aproximada en Relave		Recuperación %
	Malaquita	Crisocola	Cabeza	Concentrado	Relave	Malaquita	Crisocola	
1	80	20	6.63	20.74	0.59	30	70	88.7
2	75	25	4.97	14.20	0.63	30	70	81.0
3	70	30	6.23	25.77	1.18	15	85	76.1
4	60	40	6.79	26.81	2.11	10	90	65.9

TABLA N° 3 CO-RELACION ENTRE PORCENTAJE DE CRISOCOLA Y RESULTADO

TABLA N° 4 RESULTADO DE LAS PRUEBAS

	PESO %	LEY			RECUPERACION		
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au %	Ag %	Cu %
Cabeza	100.0	1.2	29.1	4.84	100.0	100.0	100.0
Conc.	11.4	6.8	210.3	17.31	64.2	82.4	40.8
Relave	88.6	0.5	5.8	3.23	35.8	17.6	59.2

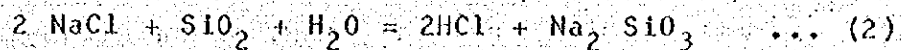
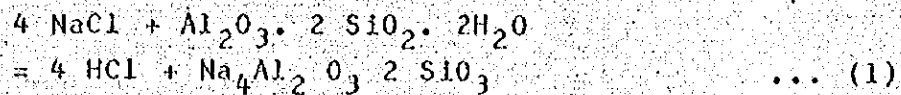
FIG. N° 2 FLOW-SHEET DE LA MUESTRA "T"



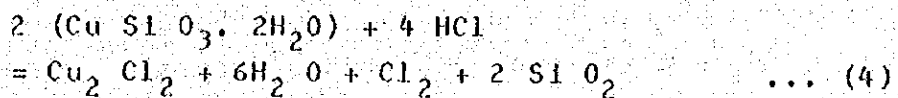
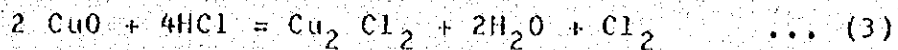
4.- PRUEBA DE SEGREGACION

En el método de Segregación, al mineral chancado se le adiciona una pequeña cantidad de sal y coke, y se calienta a más de 650 C en reducción ambiental. Aunque existe partes aun no aclaradas sobre principio teórico de segregación, se dice que reacciona de la siguiente manera:

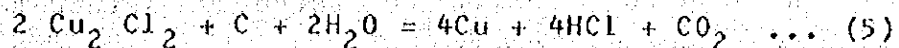
1.- Descomposición de Cloruro



2.- Volatilización del Cloruro de Cobre



3.- Deposición de Cobre Metálico



El sal reacciona con ganga y produce gas de ácido clorhídrico (Form. # 1 y 2), este reacciona con óxido de cobre y evapora el cloruro de cobre (Form. # 3 y 4), e inmediatamente es reducida en cobre metal por efecto del carbón aditado (Form. # 5), y es depositado en la superficie de coke.

Característica del método de segregación esta en la separación de este cobre en estado de metal de ganga mediante la flotación; y recuperar el concentrado de alta calidad.

La prueba básica se realizó con el horno estático de pequeña escala, y se buscó condición óptima analizando temperatura de calentamiento, tipo de aditivo, volúmen, etc.

El horno estático utilizado es un horno eléctrico de 55 mm de diámetro interior con tubo de cuarzo de 900 mm de largo; y el extremo del tubo se cerró herméticamente aislándolo del ambiente exterior. Para posibilitar la extracción de gas que produce por el calentamiento, se le abrió a la tapa, y se unió a la botella de absorción por medio de tubo de vinilo.

La muestra utilizada fue chancada a malla -48, a este 50 gr se mezcló la cantidad necesaria de cloruro y polvo de coke; y fue introducida al bote de cuarzo con tapa y se colocó en la parte central del tubo, cual fue mantenida en temperatura definida. Luego de un tiempo definido el bote de cuarzo fue extraído del horno, y aislándolo del aire fue enfriado rápidamente.

Esta muestra enfriada fue evaluada por medio de flotación de cobre depositado bajo condiciones definidas para ello fue utilizado un pequeño equipo de flotación.

4.1 PRUEBA DE SEGREGACIÓN MINERAL "K"

La muestra utilizada en la prueba fue tomado en la Mina Katanga. El resultado de la prueba de segregación se muestra en la Tabla # 5. El Flow-Sheet de la prueba se muestra en la Fig. # 3 (Ver Pág. # 12).

Además, durante el proceso de prueba de segregación, existe la posibilidad de pérdida de cobre por evaporación, por esta razón, para la señalización de resultado fue adoptado el sistema de cálculo constante.

4.2 PRUEBA DE SEGREGACIÓN MINERAL "T"

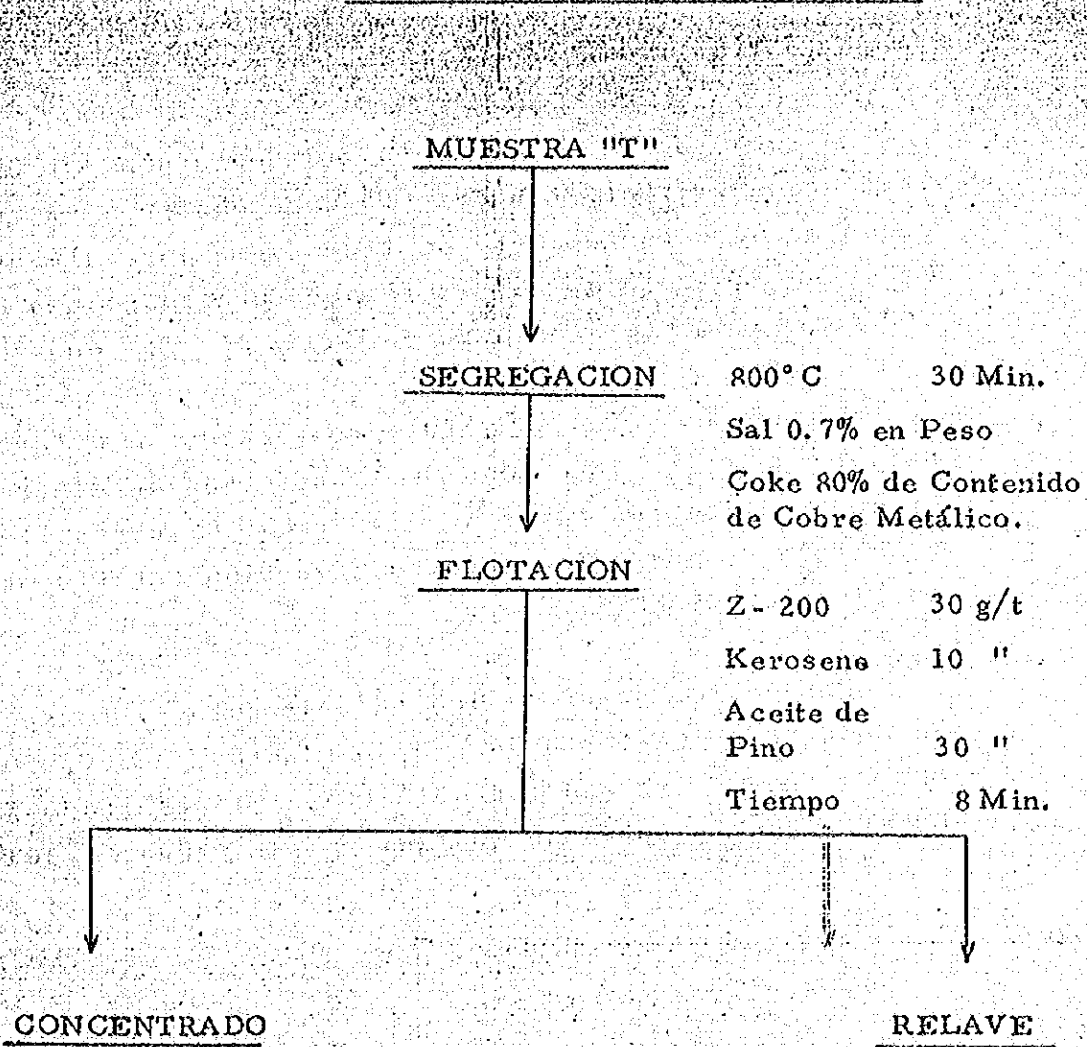
La muestra utilizada es similar a la utilizada en la prueba de flotación de mineral "T". Y la prueba de segregación se realizó con el mismo método empleado en mineral "K", sin embargo la cantidad de sal y coke utilizados no son iguales debido a la diferencia de ley de cobre y en la conformación de ganga.

El resultado de la prueba se muestra en la Tabla # 6. El Flow-Sheet de la prueba se muestra en la Fig. # 4. (Ver Pág. # 13).

TABLA N° 6 RESULTADO DE LAS PRUEBAS

	PESO %	LEY			RECUPERACION		
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au %	Ag %	Cu %
Cabeza	100.0	0.8	31.0	5.03	100.0	100.0	100.0
Conc.	8.2	9.4	348.9	58.80	96.8	92.3	95.9
Relave	91.8	0.03	2.6	0.22	3.2	7.7	4.1

FIG. N° 4 FLOW-SHEET DE LA MUESTRA T



5. PRUEBA DE FLOTACION CON PRE-TOSTACION

Con el objeto de reducir el costo de combustible, se investigó la transformación de mineral pre-tostado en temperatura más baja que la de segregación. Primeramente se hizo la observación con microscópio, análisis de rayos X análisis de térmico diferencial. El resultado se muestra en el gráfico # 5 (Ver Pág. # 15).

La malaquita con 215 C de temperatura arroja el agua cristal, y con 340 C se separa el carbonato y se transforma en CuO . En temperatura más elevadas no se observa la transformación.

A comparación de ella, la crisocola con 150 C arroja el agua cristal, y hasta 695 C se conserva en CuSiO_2 y con mayor calentamiento se transforma parcialmente en CuO y en α -cuarzo. Si la temperatura sobrepasa de 960 C, claramente se separa en CuO y en α -cuarzo.

Cuando la crisocola, fue pre-tostada en diferentes temperaturas, se investigó su transformación mineralógica por análisis de rayos X. Sin embargo su resultado no fue claro, y posteriormente se investigó detalladamente utilizando ROTAFLEX.

Para ello, se clasificó la crisocola, y la muestra obtenida con pre-tostación de 10 minutos en 600, 700 y 800 C, fueron tratados en ROTAFLEX. El resultado se muestra con la curva de la Fig. # 6 (Ver Pág. # 16).

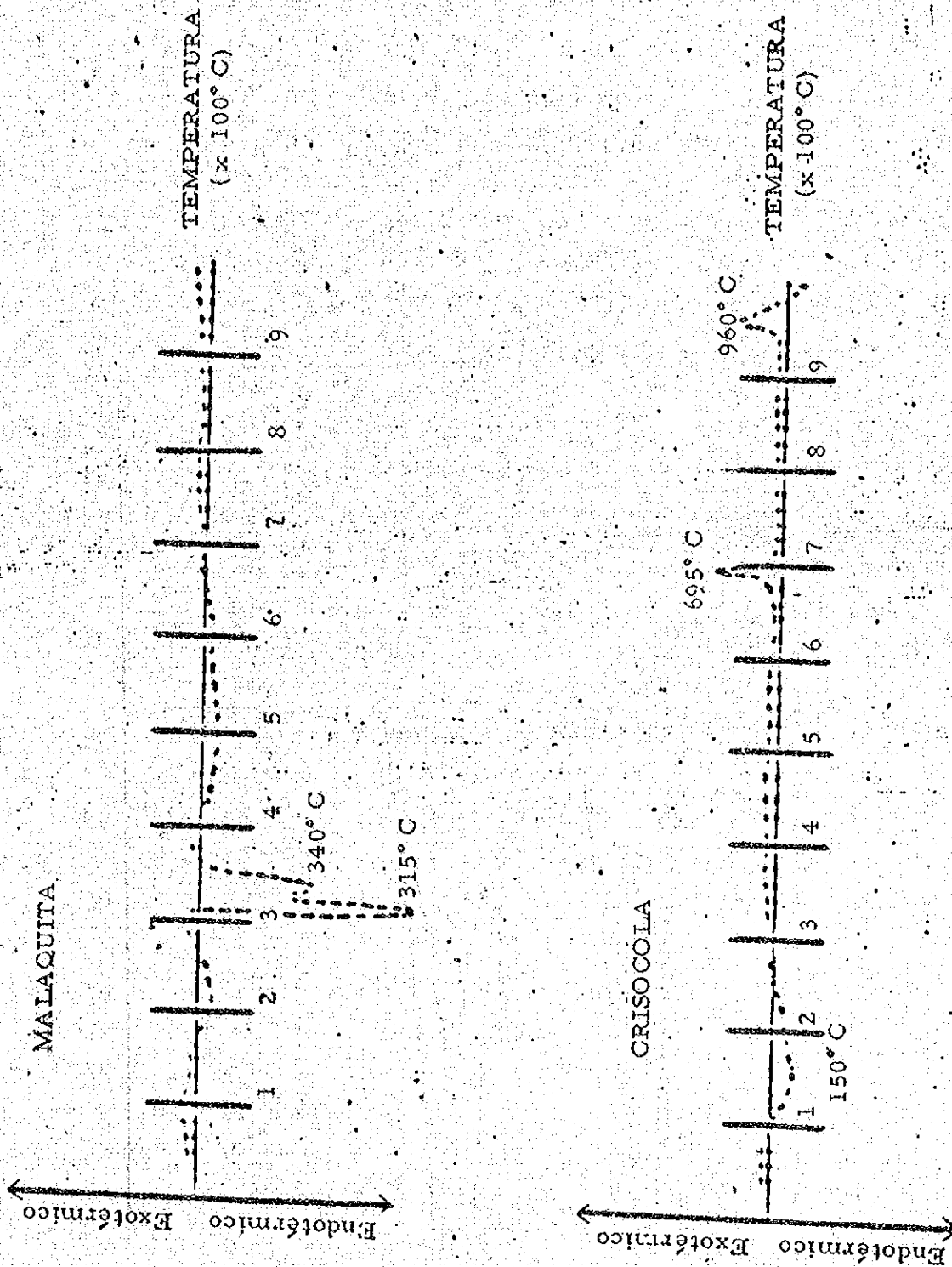


FIG. N 5 RESULTADOS POR METODO DE ANALISIS TERMICO DIFERENCIAL

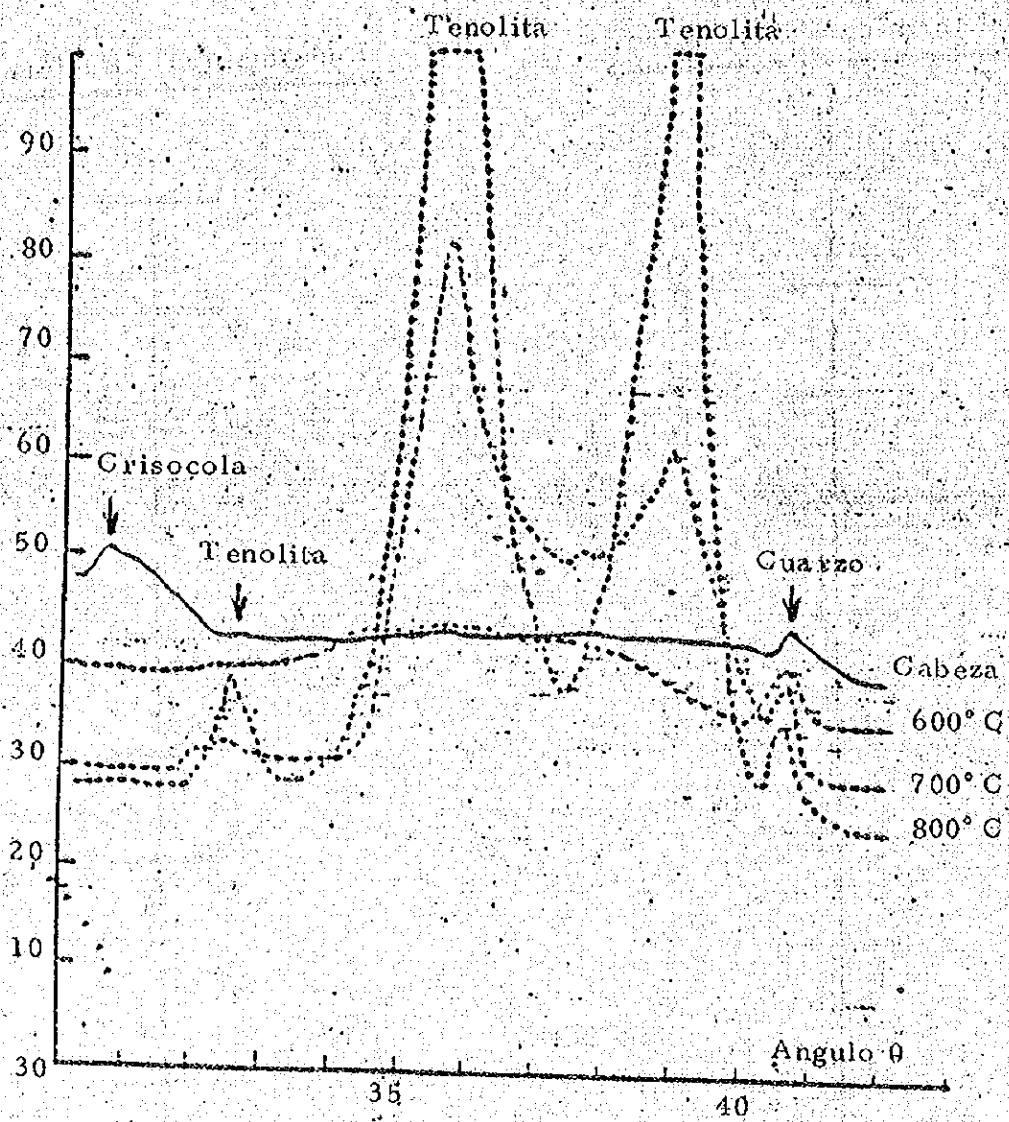


FIG. N 6 CURVAS DEL RESULTADO OBTENIDOS
POR ROTAFLEX

Como ya se mencionó, la transformación mineralógica de la crisocola en pre-tostación no se puede observar claramente en Rayos X, sino se eleva la temperatura hasta 700 C.

Sin embargo, la crisocola se puede observar mediante microscopio, y se puede confirmar el cambio de color externo del verde al negro oscuro ya con la pre-tostación de 450 C. Se puede pensar que esta transformación se debe a la leve oxidación de superficie de mineral, y cubierta por una fina capa de óxido.

Si el óxido es formado, la oxidación es aún más fácil y se puede esperar el mejoramiento de resultado de flotación, conjuntamente con reducción de combustible.

Así se realizó la prueba básica, con el objeto de profundizar la investigación de condiciones de flotación con pre-tostación.

5.1 PRUEBA DE FLOTACION CON PRE-TOSTACION DE MINERAL "K"

La prueba de flotación con pre-tostación del mineral "K" se realizó primeramente con la observación de la temperatura de pre-tostación, a partir de 350 C hasta 950 C incrementando gradualmente 100 C. El tiempo de pre-tostación fue de 2 a 12 minutos, y la flotación se realizó bajo las mismas condiciones.

Luego de esta prueba se pudo observar que el aumento de temperatura baja el porcentaje de recuperación, en cambio, la ley de concentrado tiende a elevarse.

El objetivo principal de flotación con pre-tostación está en la reducción de costo de combustible contra la alza de precio de petróleo, por lo tanto es conveniente que la pre-tostación se realice con temperatura más baja posible.

Las pruebas posteriores se realizaron fijándose la temperatura en dos niveles de 450 y 750 C. La razón de fijación de niveles en 450 y 750 C fue debido a que, según la observación por microscopio se notó en 350 C el cambio parcial de superficie de crisocola en color negro oscuro; y en 450 C a color marrón oscuro.

Además, en la investigación de flotación de crisocola realizado por el grupo de G.A. Parks menciona que el calentamiento por vapor de 400 a 500 C activa a la crisocola por otro lado, el nivel de 750 C fue escogido con el objeto de aprovechar el inicio de transformación que presenta la crisocola en 695 C formando CuO y x-cuarzo como se observa en la curva de Análisis de térmico diferencial.

Relación entre temperatura de pre-tostación y resultado de flotación en 450 y 750 C se muestra en la fig. # 7. Esta fig. representa en la línea vertical el porcentaje de recuperación y ley de cobre y en la línea horizontal el tiempo de pre-tostación. En ella se observa que el mineral "K" con pre-tostación a más de 6 min. arroja resultado desfavorable.

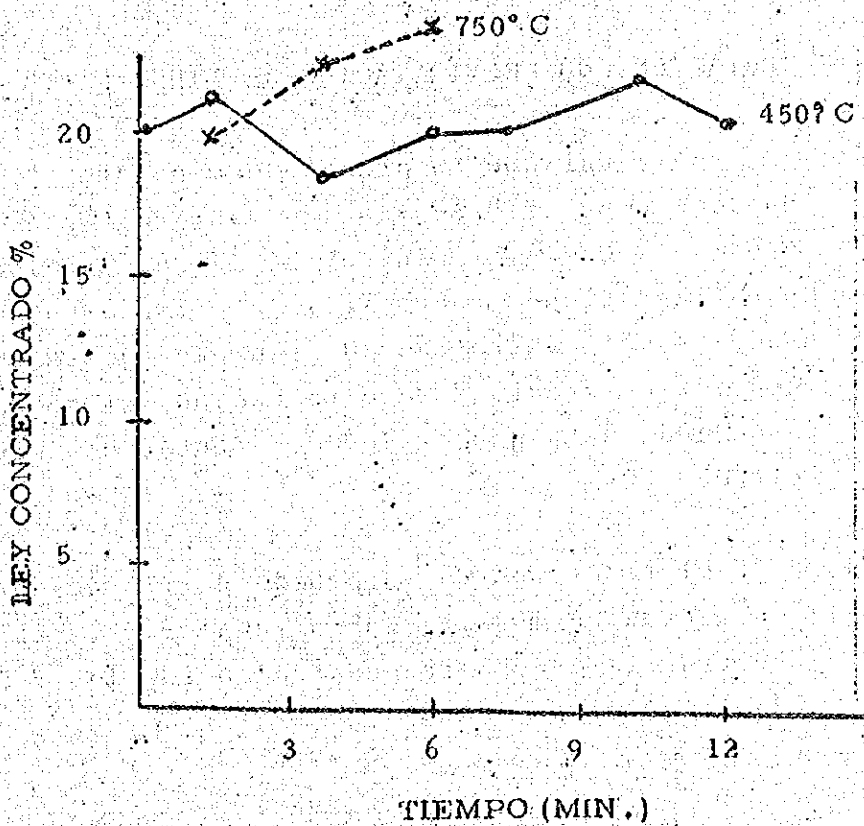
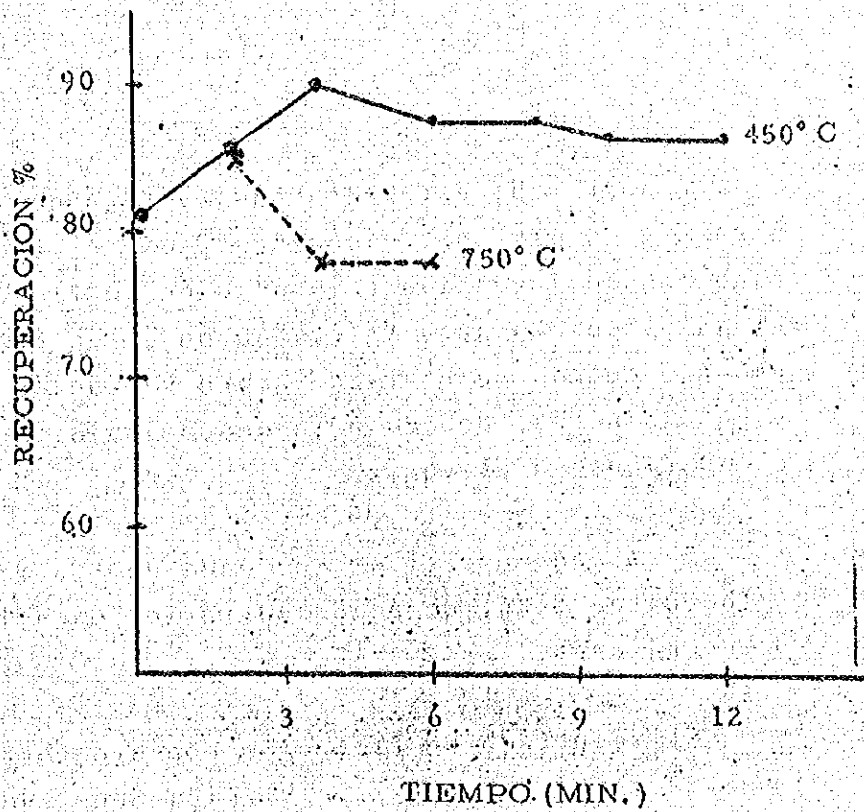


FIG. N° 7 RELACION ENTRE TEMPERATURA Y TIEMPO
MINERAL "K"

A partir de este resultado y fijándose la temperatura de pre-tostación en 450 C y el tiempo en 4 minutos, se investigó la condición de flotación. El pH apropiado para la flotación es de 8 a 9, sin embargo cuando se realiza la pre-tostación en 750 C y en 6 minutos, debido a la descomposición de cal el pH tiende a elevarse.

Para mantener el pH indicado de 8 a 9 se necesitó aditar 8 Kg. de ácido sulfúrico para 1 tonelada de mineral.

El resultado de flotación con pre-tostación se muestra en la Tabla # 7 . El Flow-Sheet de la prueba en la Fig. # 8 (Ver. Pág. # 21).

5.2 FLOTACION CON PRE-TOSTACION DE MINERAL "T"

Al igual que la prueba de mineral "K", la prueba de mineral "T" se realizó con pre-tostación de 450 C y 750 C. El mineral "T" a comparación de mineral "K" tiene menor cal por lo tanto casi no se necesitó el control de pH; sin embargo se observó que por el efecto de pre-tostación, el graneta comprendida en la ganga tiende a flotar con mayor facilidad.

El resultado de la prueba de flotación con pre-tostación se muestra en la Tabla # 8 . El Flow-Sheet de la prueba se muestra en la Fig. # 9. (Ver Pág. # 22).

6. - PRUEBA DE LIXIVIACION

Lixiviación de óxido de cobre se realiza generalmente con mineral de poca presencia de calcita y bajo contenido de oro y plata, y se hace en lo general la lixiviación por ácido sulfúrico.

Para recuperar el mineral de cobre desde líquido diluido de cobre de solución pregnante de ácido sulfúrico existen métodos de cimentación, LPF, extracción de solvente por método de electrolisis.

Esta prueba se realizó como observación preliminar y se limitó solo en solución pregnante de cobre, derivado de lixiviación por ácido sulfúrico. El resultado se evaluó con el porcentaje de extracción y por volúmenes de consumo de ácido sulfúrico.

6.1 PRUEBA DE LIXIVIACION MINERAL "K"

Para la prueba de lixiviación de mineral "K" se utilizó 100 gr. de mineral de malla -48. A este se le agregó el ácido sulfúrico diluido, y luego se hizo 2 horas de exámen de agitación.

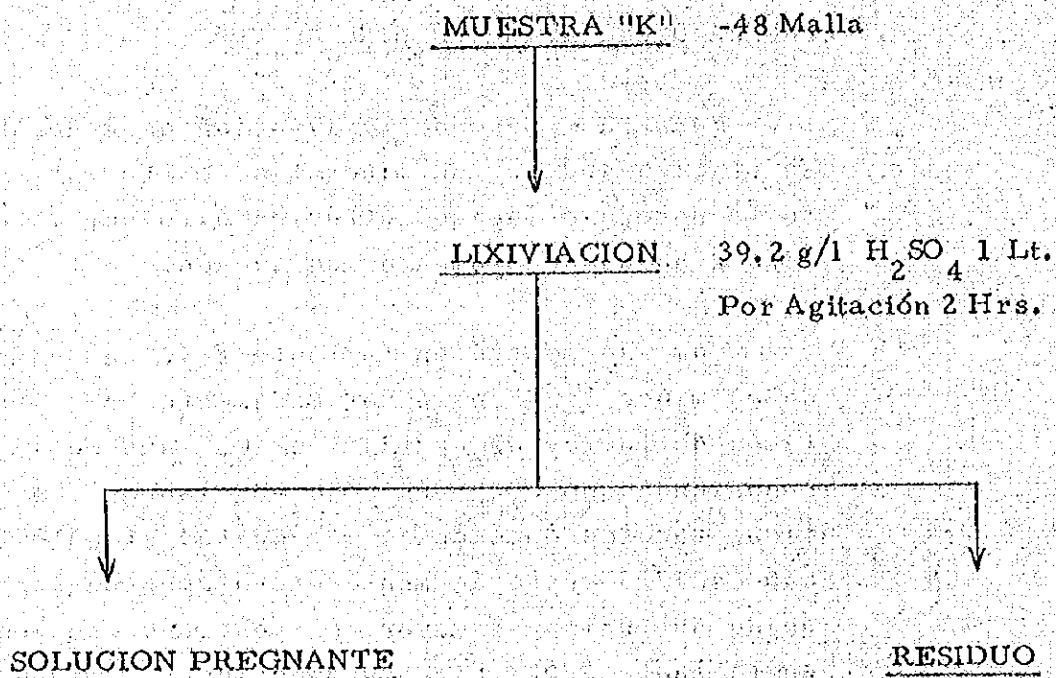
Como se mostró en la Tabla # 1, CaO comprendido en mineral "K" es aproximadamente 27%; y si partimos de la ley de análisis de CO_2 que es 13.6% y suponiendo que CO_2 nace de $CaCO_3$ (aunque en la realidad también nace de la malaquita) el cálculo de CaO es 17.3% y lógicamente el volumen de consumo de ácido sulfúrico es mayor. El resultado se muestra en la Tabla # 9. El Flow-Sheet de la prueba en la Fig. # 10.

TABLA N° 9 RESULTADO DE LAS PRUEBAS

	PESO %	LEY			RECUPERACION		
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au %	Ag %	Cu %
Cabeza	100.0	3.3	53.0	5.99	100.0	100.0	100.0
Solución Pregnante (1.0 L)		tr	tr	5.6 g/l	0	0	0
Residuo	100	3,3	52.8	0,39	100.0	100.0	6.5

H₂SO₄ Consumidos: 299 k/t

FIG. N° 10 FLOW-SHEET DE LA MUESTRA "K"



6.1 PRUEBA DE LIXIVIACION MINERAL "T"

La prueba de lixiviación de mineral "T" se realizó con el mismo sistema empleado para el mineral "K". La ganga comprendida en mineral "T" presenta mayor cantidad de silicato, por lo tanto el consumo de ácido sulfúrico es poco, y el cobre se disuelve con mayor facilidad, además el contenido de oro y plata es bajo.

De allí se puede reducir que el mineral "T" es relativamente fácil para la lixiviación. El resultado de la prueba se muestra en la Tabla # 10. El Flow-Sheet de la prueba en la Fig. # 11. (Ver Pág. # 26).

7.- OBSERVACIONES DE LOS RESULTADOS DE LAS PRUEBAS

Teniendo como muestra al mineral "K" con bajo porcentaje de crisocola, y al mineral "T" con alto porcentaje de crisocola, se realizaron las pruebas de Flotación Segregación, Flotación con Pre-Testación y Lixiviación. Se pudo obtener resultados de las 4 pruebas mencionadas.

En la prueba de flotación, tanto el mineral "K" como "T" con el sistema de adición por partes de sulfato de sodio y Ap # 404 se pudo obtener el porcentaje de recuperación de cobre similar al porcentaje de malaquita.

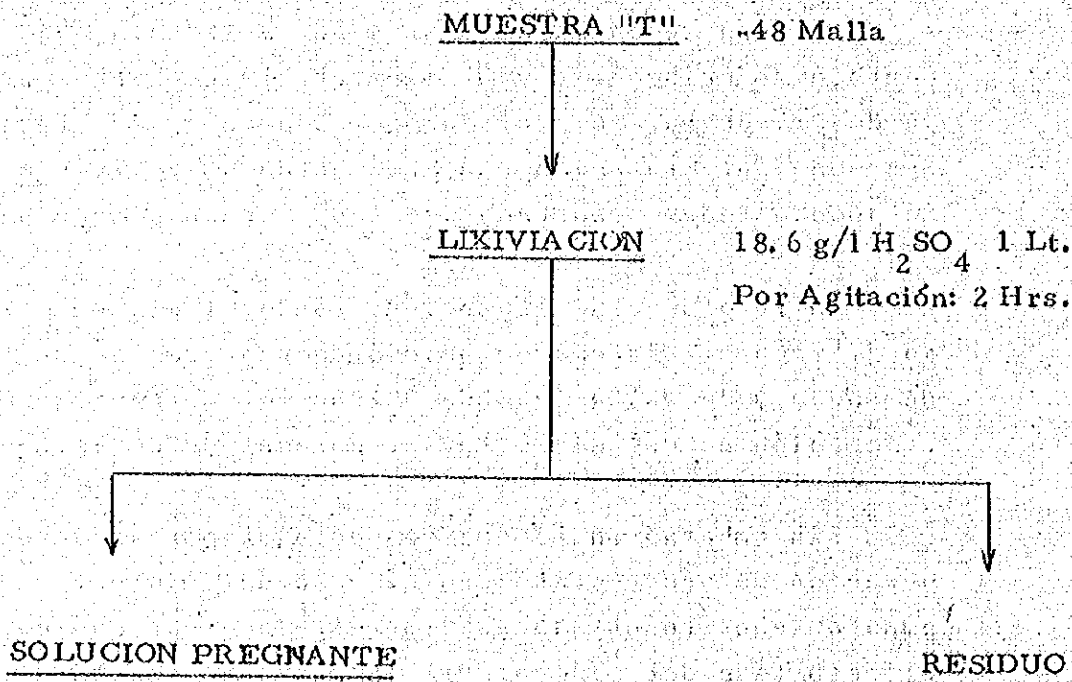
Sin embargo en lo que respecta al porcentaje de recuperación de oro y plata; en el caso del mineral "K" se pudo obtener resultado similar a la de segregación, pero el resultado del mineral "T" es más bajo que la de segregación.

TABLA N°10 RESULTADO DE LAS PRUEBAS

	PESO %	LEY			RECUPERACION		
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au %	Ag %	Cu %
Cabeza	100.0	1.2	29.1	5.03	100.0	100.0	100.0
Solución Pregnante (1.0L)		tr	tr	4.84 g/l	0	0	96.2
Residuo	90.2	1.3	32.2	0.21	100.0	100.0	3.8

H_2SO_4 Consumidos: 74 k/t

FIG. N° 11 FLOW-SHEET DE LA MUESTRA "T"



Tanto en mineral "K" y "I", el oro es natural, electrolítico y la plata es básicamente plata natural, y la recuperación es relativamente fácil. Pero el resultado en el caso de mineral "I" es bajo, debido a que la ley de oro y plata de mineral de cabeza es bajo.

En Segregación, el resultado es bueno y estable para el oro, la plata y el cobre. Se puede decir que es un método de proceso eficiente especialmente para el cobre, tanto en malaquita como en crisocola. Y se podrá esperar resultado elevado especialmente en la crisocola.

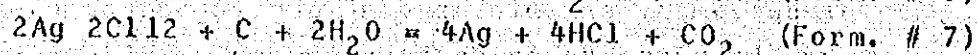
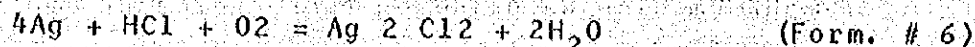
M. Rey también reconoce la favorabilidad de crisocola ante la malaquita en el método de Segregación. Dentro de su tesis "The Copper Segregation Process" menciona sobre los efectos que causa la conformación de ganga ó conformación de óxido de cobre verde al proceso de Segregación, y en ella se dice que la Segregación es fácil para la ganga de óxido como cuarzo o silicato y también para los minerales de alto contenido de fierro oxidado. Y lo contrario para la ganga alcalino. Sin embargo, la presencia de calcita afecta en menor proporción para segregación y es más favorables que la de lixiviación.

En una forma concreta, en la Tabla # 11, se muestra el porcentaje de recuperación del concentrado de cobre de ley 40% a 60% a partir del mineral de óxido de cobre de ley 2%, mediante el proceso de segregación.

TABLA N 11
RELACION ENTRE PORCENTAJE DE CAL
Y RECUPERACION

PORCENTAJE DE CAL	RECUPERACION
Ganga de Silicato u óxido de Fierro	
(Ca CO ₃ 1.5%)	85 - 90%
Ca CO ₃ 5 - 10%	80 - 85%
Ca CO ₃ 15 - 20%	75%
Cu CO ₃ 40%	60%

Dentro del proceso de segregación, la plata segrega como se muestra en la siguiente Form.



Pero el oro natural, electrom no reacciona con el gas clorhidrato y mantiene su estado, y por el XMA se ha confirmado que en la superficie de este oro aparece el cobre mineral. Esto viene a ser el comportamiento de cloruro de cobre evaporado, teniendo como núcleo al oro aparece en su alrededor y menciona que este cobre metal dispersa en interior del grano de oro formando aleación de Au-Ag-Cu ó Au-Cu. El cobre metal se recupera con flotación.

En el caso de Flotación con Pre-tostación de los minerales "K" y "T", en lo que respecta al cobre se puede observar mejor recuperación y mejor ley de concentrado cuando la temperatura de pre-tostación es más elevada.

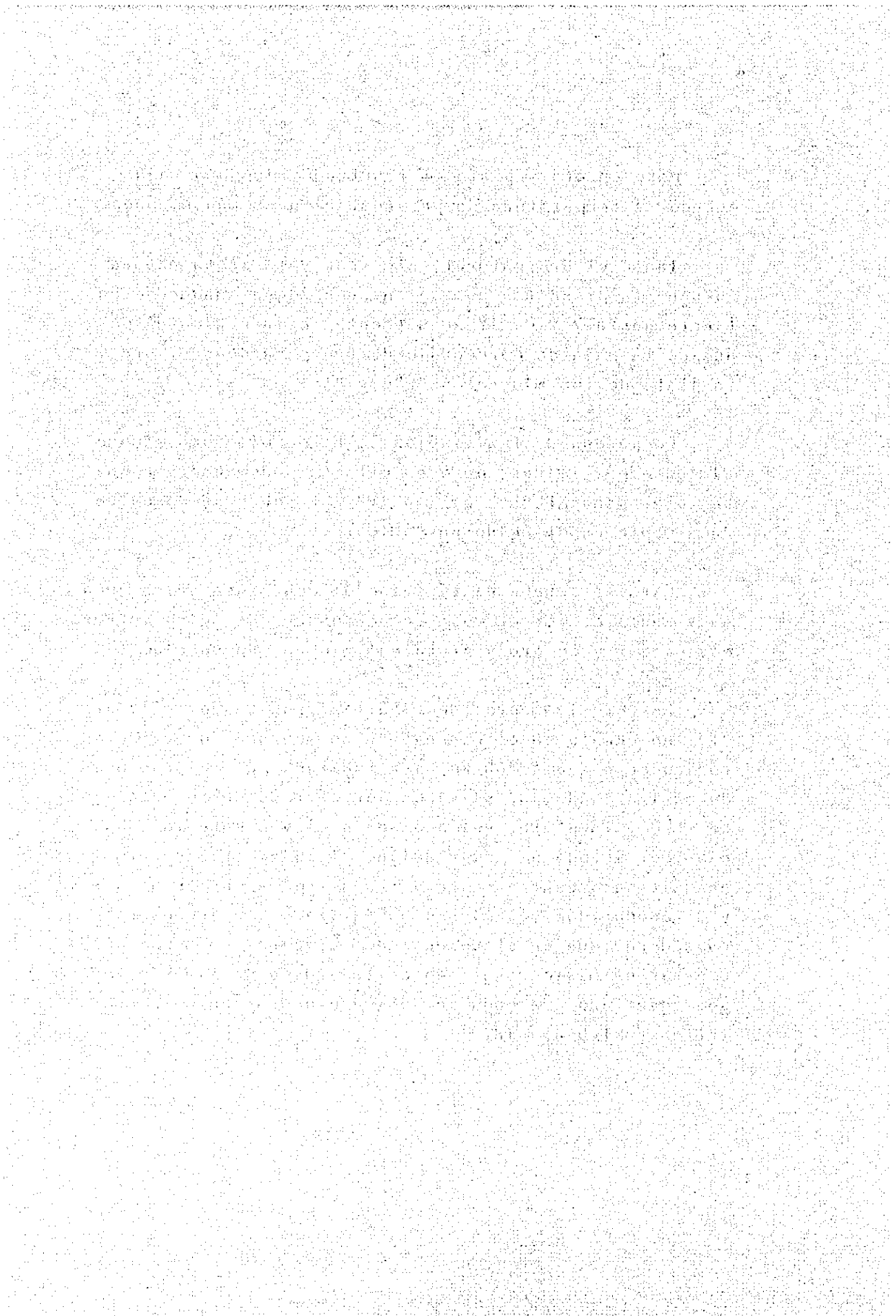
Pero en oro y plata el resultado tiende a bajar cuando la temperatura de pre-tostación es más elevada.

Tanto el oro natural, electrom y la plata natural no debería presentar cambio en superficie aunque se caliente hasta 750 C. Y actualmente se investiga el porqué de la baja de porcentaje de recuperación del oro y la plata de los minerales "K" y "T".

La prueba de lixiviación se hizo solo como reconocimiento preliminar; pero en ella se pudo observar que tanto el mineral "K" como en "T", el cobre se disuelve fácilmente en el ácido sulfúrico.

Para la prueba de lixiviación debe tomarse en cuenta y analizar por el volumen de consumo de ácido sulfúrico, y la ley de oro y plata del mineral de cabeza.

Es relativamente fácil la lixiviación del mineral "T", en cambio en el mineral "K" el consumo de ácido sulfúrico se eleva a 300 Kg. por tonelada por la presencia de caliza. Además, si vemos por el lado de recuperación del oro y la plata, tampoco sería conveniente la adopción del método de lixiviación. También el mineral "T" con silicato contiene oro y plata a pesar de su baja ley y alrededor del yacimiento es caliza. Y es necesario considerar que en el momento de la operación no se puede esperar el mismo resultado de la prueba de lixiviación. Los resultados de cada método de procesamiento se muestra en la Tabla # 12.



8.- CONCLUSION

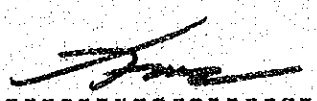
A pesar de existir cierta duda en orientar la elección del método de separación de minerales solo con el porcentaje de crisocola, se puede decir que el método de segregación es un método favorable para los minerales con alto porcentaje de crisocola, y que además contenga oro y plata.

En lo que concierne al método de Flotación con Pre-Tostación aún queda puntos a resolver, pero se puede esperar mejoramiento de resultado para el cobre.

En el futuro, ampliando el porcentaje de crisocola quisieramos investigar el mejoramiento de recuperación de oro y plata conjuntamente los aspectos económicos del caso.

DICIEMBRE DE 1985.

LIMA - PERU.



ING. KINZO ASARI
Director
Misión Japonesa de Metalurgia

ING. MASAhide NAKAO
Director
Misión Japonesa de Metalurgia

**IV SIMPOSIUM DE INGENIERIA
METALURGICA**

**PRUEBAS DE SEGREGACION DEL MINERAL DE BERENGUELA
MISION JAPONESA DE SEGREGACION**

INDICE

I.- INTRODUCCION	1
II.- PROYECTOS DE SEGREGACION EN EL PERU	2
III.- METODOLOGIA DE PRUEBAS DE SEGREGACION	3
IV.- PROCESO DE SEGREGACION	4
V.- PRUEBAS DE SEGREGACION	6
VI.- RESULTADOS	14
VII.- CONSIDERACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS	20
VIII.- PLANTA PILOTO DE SEGREGACION	27

Procesamiento de Minerales Oxidados Refractarios de Cobre y Elementos Asociados, según Convenio Técnico entre el Gobierno del Perú (INGEMMET) y Japón (JICA)

Misión Japonesa de Metalurgia

I.- INTRODUCCION

La Agencia de Cooperación Internacional (JICA), como agencia oficial del Japón, cuya función principal es extender la cooperación técnica a países en vías de desarrollo tanto social y económico tiene la finalidad de promover la cooperación internacional basándose en los acuerdos alcanzados entre el gobierno Japonés y los Gobiernos de los distintos países.

Perú cuenta con grandes reservas de minerales, habiéndose tratado por métodos convencionales, sin embargo aplicando la tecnología de segregación presenta mayor eficiencia. El gobierno del Perú en 1980 a través del Ministerio de Energía y Minas solicitó al Gobierno del Japón un Convenio de Cooperación Técnica para el tratamiento de minerales oxidados refractarios a realizarse en el Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

Después de realizar profundos estudios entre ambas partes, se llegó al acuerdo de firmar un Convenio de Cooperación Técnica por el período de 5 (cinco) años.

Luego de iniciarse el Proyecto, en el año 1983, hasta la fecha los equipos donados han cubierto el valor de US\$ 2'500,000 (Dos millones quinientos mil dólares) C.I.F., cuyo equivalente a yenes es 410,000.000 (Cuatrocientos diez millones de yenes).

La donación de equipos está constituida de 2 partes: Laboratorio para pruebas fundamentales y Planta Piloto (3t/día), para aplicación y estudio de las pruebas fundamentales.

Uno de los mayores proyectos de la División de Desarrollo de Cooperación Técnica Minera e Industrial de JICA, es el Proyecto de Segregación. Por lo cual el Gobierno del Japón espera que este Proyecto obtenga buenos resultados para el desarrollo y estudio del campo minero y metalúrgico en el Perú.

II.- PROYECTO DE SEGREGACION EN EL PERU

Mineralógicamente los minerales de cobre se pueden clasificar como sulfuros y óxidos. Históricamente en el Perú se han desarrollado numerosas investigaciones para el tratamiento de los óxidos de cobre que también existen en el Perú.

Generalmente el tratamiento de los minerales oxidados de cobre es por flotación y lixiviación; pero se tiene el inconveniente que cuando se presenta una matriz de CaCO_3 en el mineral va a dar lugar a un alto consumo de H_2SO_4 , implicando mayores costos. El proceso de lixiviación es aplicable solamente para silicatos de cobre con la desventaja de que es muy difícil recuperar Ag ni Au y por otro lado la flotación de la crisocolla es bastante difícil.

Sin embargo el proceso de segregación es aplicable para ambos tipos de minerales: silicatos y carbonatos, lográndose recuperar Ag y Au como monometálico (Ag o Au).

Los expertos japoneses del Proyecto de Segregación hicieron aplicación de este proceso en el tratamiento de minerales oxidados en la Planta de Segregación de la Mina Katanga de 150 (Ciento cincuenta) TM/día de capacidad, ubicada en la Provincia de Chumbivilcas, Departamento del Cuzco, habiéndose obtenido logros en cuanto a la aplicación de la Tecnología de Segregación a nivel de Planta Industrial.

En base a estos antecedentes, el Gobierno del Perú solicitó un Convenio de Cooperación Técnica al Gobierno del Japón, para el tratamiento de estos minerales oxidados por el proceso de segregación.

III.- METODOLOGIA DE PRUEBAS DE SEGREGACION

Las pruebas de segregación a nivel fundamental tienen por objeto dar a conocer los trabajos realizados en equipo conformado por los Expertos y Contraparte Peruana, para la transferencia de la Tecnología de Segregación; utilizándose para dicho fin el mineral de la Mina Berenguela, mineral constituido por óxidos con alto contenido de Mn, cuarzo, calcita, Ag y Cu; además se caracteriza por presentar una estructura amorfa es decir, no cristalizada.

Este mineral ha sido estudiado anteriormente por diversos procesos metalúrgicos tales como lixiviación, flotación y segregación. En lo que se refiere al proceso de segregación ha sido realizado operativamente por la Empresa Lampa de los cuales no se conocen buenos resultados.

Según estas referencias la Misión Japonesa realizó estudios con métodos utilizados en la Mina Katanga, obteniéndose resultados favorables.

Por esta razón, hemos visto por conveniente profundizar esta investigación utilizando los parámetros ya estudiados.

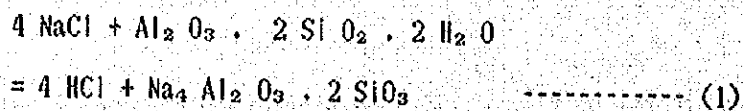
IV.- PROCESO DE SEGREGACION

La segregación consiste en una tostación del mineral con un reductor (Coke o carbón) y un clorurante (NaCl u otros).

Según los estudios realizados por diversos investigadores, indican que las reacciones del proceso de segregación son bastante complicadas quedando algunos aspectos por esclarecer, pero teóricamente para la segregación del cobre podemos asumir que las reacciones fundamentales del proceso son 3, siendo las siguientes :

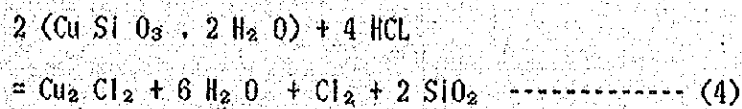
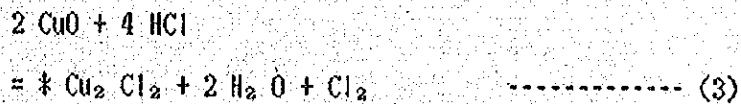
1era. Reacción :

El NaCl reacciona con la ganga produciendo HCl gaseoso (1,2).



2da. Reacción:

El HCl gaseoso reacciona con el mineral oxidado, produciendo cloruro de cobre gaseoso (3,4).



* Referente al compuesto $\text{Cu}_2 \text{Cl}_2$, existe el de $\text{Cu}_3 \text{Cl}_3$.

3ra. Reacción:

Seguidamente el cloruro de cobre gaseoso es reducido a cobre metálico sobre la superficie del reductor (5).



Este cobre metálico es recuperado por flotación obteniéndose un concentrado con alta ley de cobre.

V.- PRUEBAS DE SEGREGACION

V.1).- MAQUINARIAS UTILIZADAS

1). Horno Tubular tipo estático para muestra de 100 gr.

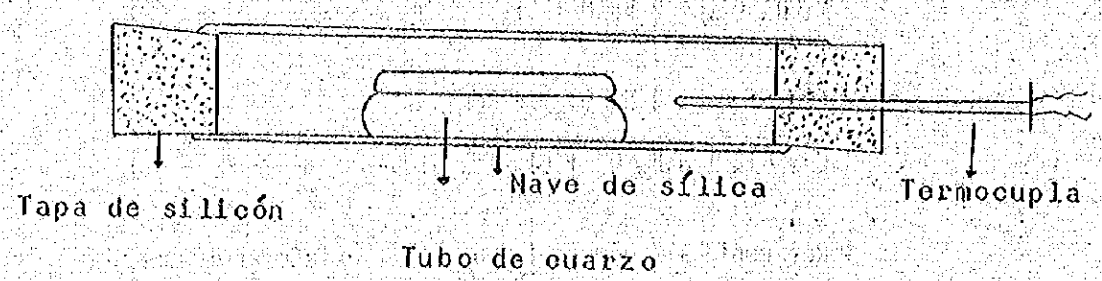


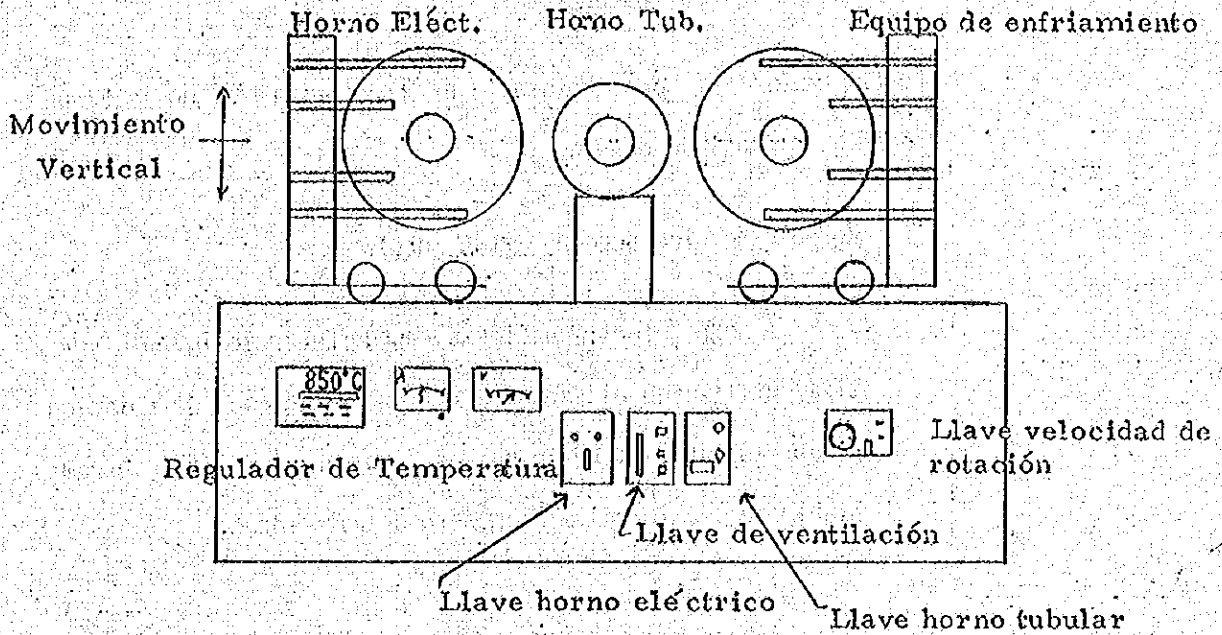
Fig. N° 2 Horno Tubular tipo estático

El horno tiene incluido en la parte céntrica un tubo de sílica en ambos extremos es tapado con tapones de silicón para evitar ambiente oxidante; los gases producidos durante las pruebas de segregación son descargados en el lavador de gases.

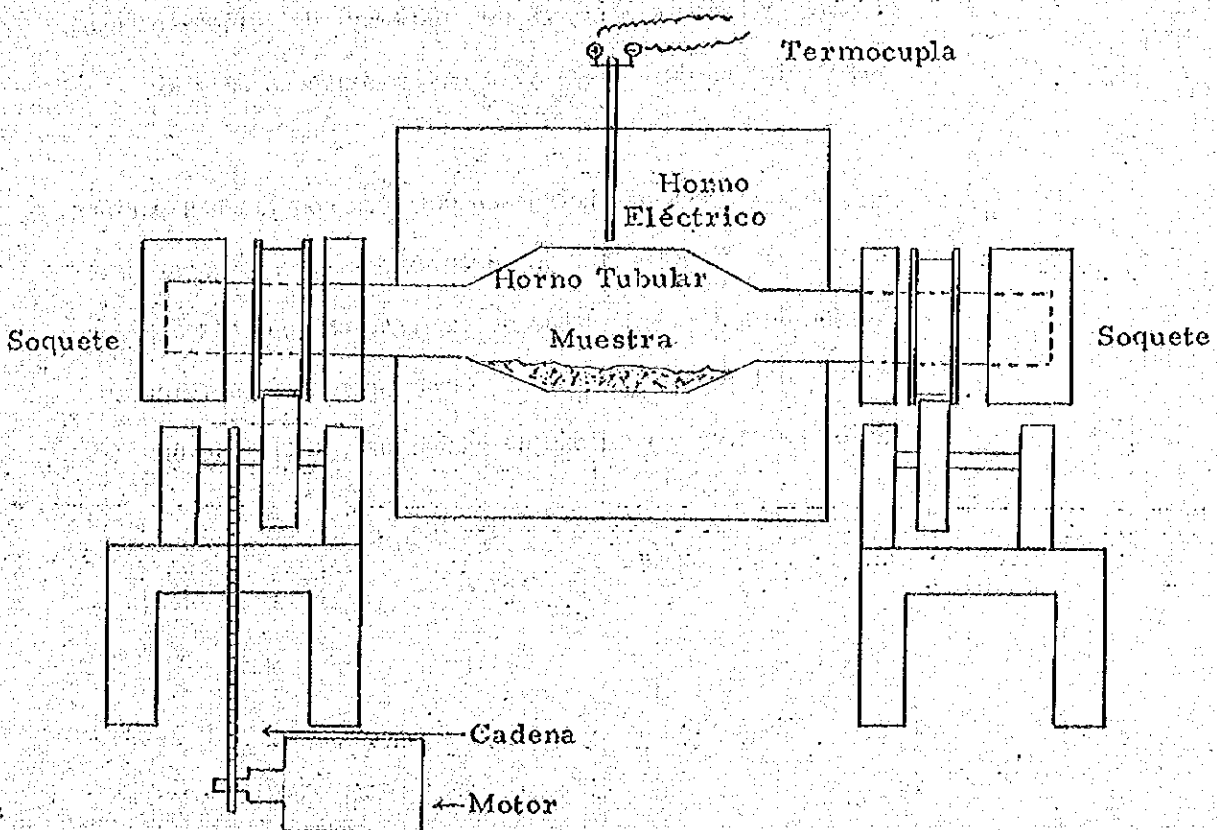
La muestra del mineral de -65 mallas mezclado con el coke y el NaCl son cargados en la base de la navecilla de sílica del horno por el tiempo necesario para producir el producto segregado, luego se retira la navecilla de sílica con bastante cuidado para ser llevado al interior de una cámara de enfriamiento indirecto con agua, para posterior tratamiento por flotación.

2) Estructura del Horno Tubular Rotatorio de 2 Kg.

Horno Tubular Rotatorio tipo MMS



Esquemá del Horno Rotatorio tipo tubular



Estructura en el horno de 2 Kg.

La estructura del horno rotatorio de 2 Kg. se indica en la Figura N° 3, el cual se compone de :

1).- Horno eléctrico pequeño, tipo tubular

El horno eléctrico (15 Kw) puede hacer movimiento vertical utilizando el pantógrafo. Su mecanismo de rotación puede cambiar fácilmente su rotación por un motor intercambiable del cual indica el número de rotaciones.

El horno tubular es de acero inoxidable resistente al calor (900 °C), en el interior del horno hay un sistema para mezclar las muestras (planchas). El tamaño del horno tubular interiormente es de 200 m/mØ de diámetro (cuatro de muestra) y exteriormente es de 100 m/mØ de diámetro cuyo largo total es de 600 m/m y su carga máxima es de 2 Kg.

Los extremos del horno son cerrados con tapones porta-válvulas a fin de evitar ambiente oxidante. Los gases producidos durante las pruebas de segregación son descargados a través del lavador de gases. Cuya función es la interceptación del aire y pérdidas de gases por volatilización.

En ambos extremos se utiliza las empaquetaduras resistentes al calor (asbesto) y la medición de la temperatura del horno es tomada con la termocupia cuyo material sensible es: Pt-PtRh (Platino Rhodio).

El auto control de la temperatura se efectua con el P.I.D. (Proportional Integral and Differential).

Para el exceso de energia eléctrica se ha instalado en el equipo un sistema de seguridad total, además de la existente de las rompientes en las zonas de enfriamiento, rotación y horno eléctrico.

V.2).- CONDICIONES DE LAS PRUEBAS

Las pruebas metalúrgicas se efectuaron mediante la aplicación de métodos estadísticos, en varios niveles siendo los parámetros variables: Temperatura, Tiempo de segregación, Cantidad y tipo de Clorurante y Cantidad de Pirita; con el objeto de lograr optimas condiciones de segregación.

Parámetros Variables	Niveles		
	1ro.	2do.	3ro.
A: Temperatura	800°C	850°C	900 °C
B: Tiempo	30	45	60
C: Cantidad de Pirita	0%	0.5%	1.0%
D: Tipo de clorurante	NaCl	CaCl ₂	NH ₄ Cl
E: Cantidad de clorurante	0.5%	1.0%	1.5%

Parámetros constantes:

<u>Segregación:</u>	Cantidad de reductor : 5%
	Peso de mineral : 100 gr.
	Granulometría : 208 micrones
<u>Flotación:</u>	<u>Colectores :</u>
	Amil xantato : 200 gr/T
	Z-200 : 100 gr/T
	Kerosene : 50 gr/T
	Espumante : Aceite de pino 100 gr/T
	Tiempo : 10 minutos

El proceso de segregación ha sido desarrollado según el Flow Sheet de la Fig. N° 1, con muestras provenientes de la Mina Berenguela (Esmeralda Lado Sur). Según Ley Química y el análisis Termico Diferencial, que a continuación se presenta:

Elemento	Ley Química
Cobre :	1.26 -- 1.33%
Plata :	410 -- 470 g/T
Manganeso :	22 -- 23%

ANALISIS TERMICO DIFERENCIAL

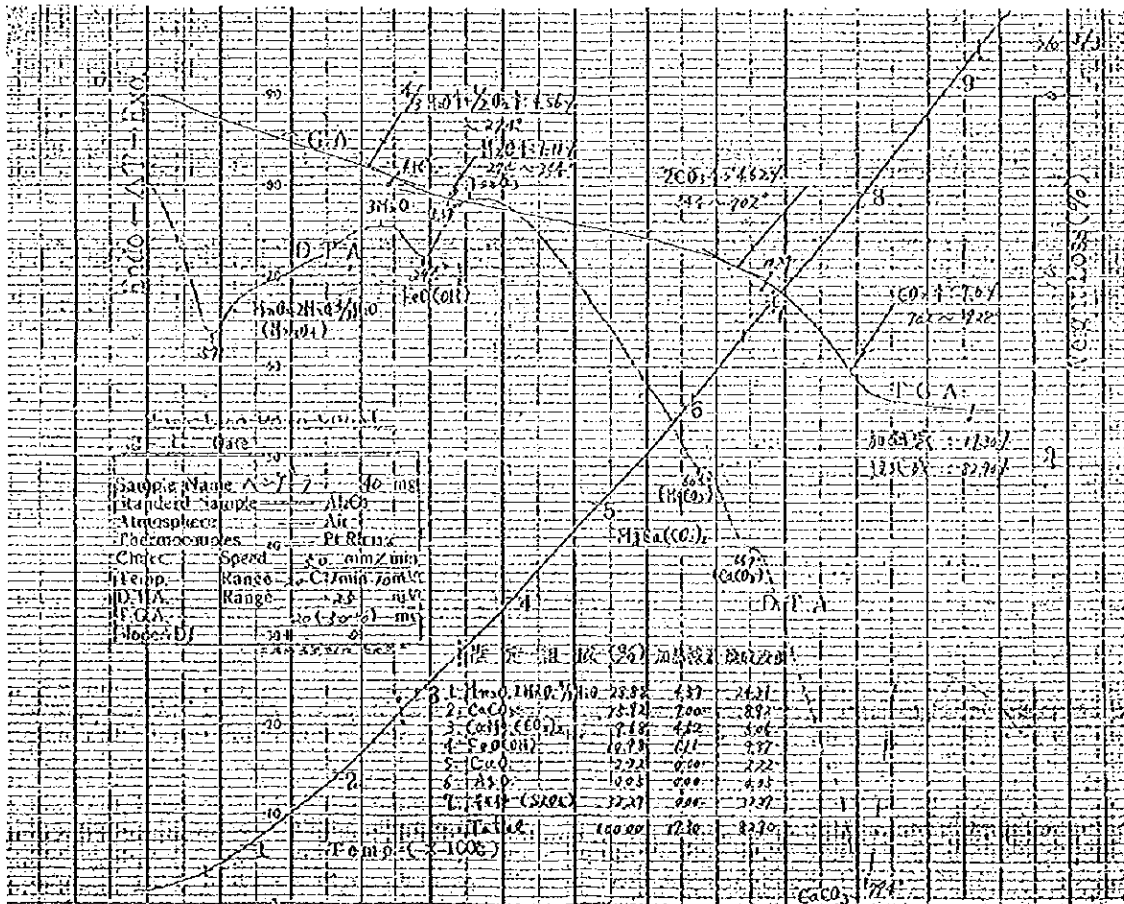


Fig. N° 1 Flow Sheet del Proceso de Segregación a nivel de laboratorio

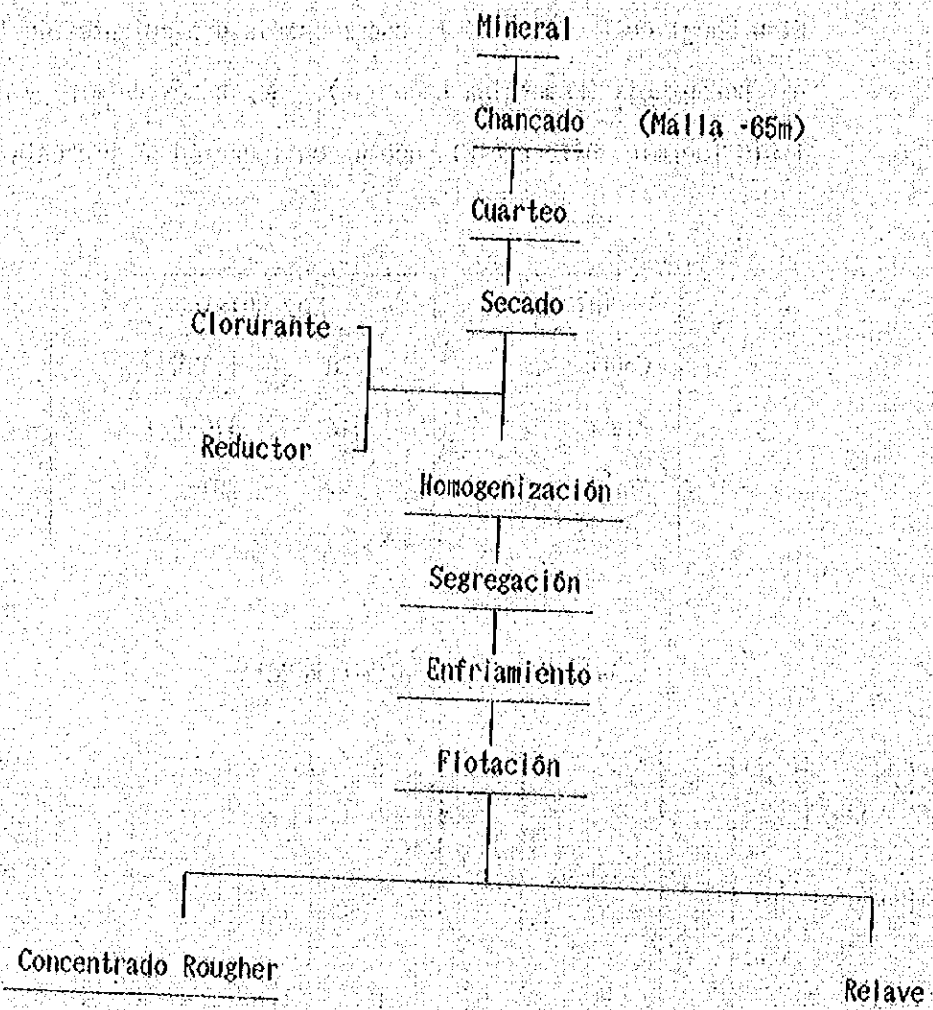


Tabla N.º 1 Combinación de Factores en la Prueba L₂₇ y Resultados de Recuperación Cu y Ag %

Número	1- Tem- peratura	2- Tiempo	5- Pirita	8- Cloru- rante.	11- Cant. Cloru.	Recuperación		
						Cu%	Ag%	
1	(26)	800°C	30'	0	NaCl	0.5%	89.6	76.4
2	(9)	800°C	30'	0.5%	CaCl ₂	1.0%	87.1	82.3
3	(21)	800°C	30'	1.0%	NH ₄ Cl	1.5%	90.6	80.4
4	(25)	800°C	45'	0	CaCl ₂	1.5%	65.2	55.7
5	(14)	800°C	45'	0.5%	NH ₄ Cl	0.5%	75.6	66.7
6	(4)	800°C	45'	1.0%	NaCl	1.0%	90.2	74.5
7	(13)	800°C	60'	0	NH ₄ Cl	1.0%	51.7	44.8
8	(1)	800°C	60'	0.5%	NaCl	1.5%	87.3	72.6
9	(3)	800°C	60'	1.0%	CaCl ₂	0.5%	64.0	49.5
10	(24)	850°C	30'	0	NaCl	0.5%	91.5	80.1
11	(23)	850°C	30'	0.5%	CaCl ₂	1.0%	81.1	70.9
12	(6)	850°C	30'	1.0%	NH ₄ Cl	1.5%	86.7	78.0
13	(20)	850°C	45'	0	CaCl ₂	1.5%	49.0	45.2
14	(22)	850°C	45'	0.5%	NH ₄ Cl	0.5%	75.9	59.6
15	(5)	850°C	45'	1.0%	NaCl	1.0%	71.7	58.5
16	(11)	850°C	60'	0	NH ₄ Cl	1.0%	80.6	70.4
17	(7)	850°C	60'	0.5%	NaCl	1.5%	82.5	68.2
18	(16)	850°C	60'	1.0%	CaCl ₂	0.5%	70.7	59.7
19	(8)	900°C	30'	0	NaCl	0.5%	60.6	56.6
20	(18)	900°C	30'	0.5%	CaCl ₂	1.0%	77.4	68.1
21	(12)	900°C	30'	1.0%	NH ₄ Cl	1.5%	59.9	53.3
22	(17)	900°C	45'	0	CaCl ₂	1.5%	77.3	68.1
23	(15)	900°C	45'	0.5%	NH ₄ Cl	0.5%	70.3	66.6
24	(10)	900°C	45'	1.0%	NaCl	1.0%	51.2	48.0
25	(27)	900°C	60'	0	NH ₄ Cl	1.0%	75.1	69.9
26	(19)	900°C	60'	0.5%	NaCl ₂	1.5%	71.2	67.4
27	(2)	900°C	60'	1.0%	CaCl	0.5%	62.4	60.4

El cálculo de recuperación se hizo en base a la relación del contenido metálico de la cabeza y del concentrado de Cobre-Plata segregado. Los análisis de Recuperación de Cu y Ag se calcularon estadísticamente lográndose los siguientes resultados:

1).- Análisis de la Recuperación de Cu:

$$\text{Corrección : } CF = \frac{T^2}{N} = \frac{(-2)^2}{27} = 0.15 = 0$$

$$\text{Variación total : } \sum X^2 - CF = 4,152 - 0 = 4,152$$

$$\left[(16)^2 + (13)^2 + (17)^2 + (-9)^2 \dots - CF \right]$$

TABLA N 2 Análisis de Varianza

Factor	S	Ø	V		F	E(V)
A	635	2	317.5	$S_E' = 1,198$ $\theta_E' = 14$ $V_E' = 85.6$	3.71	$\sigma_E^2 + 9 \sigma_A^2$
B	614	2	307.0		3.59	$\sigma_E^2 + 9 \sigma_B^2$
C	292	2	146.0			
D	215	2	107.5			
E	4	2	2.0			
A x B	766	4	191.5		2.54	$\sigma_E^2 + 3 \sigma_{AXB}^2$
A x C	536	4	134.0			
A x D	939	4	234.8		2.75	$\sigma_E^2 + 3 \sigma_{AXB}^2$
A x E	151	4	37.8			
Total	4,152	26				

A = Temperatura
B = Tiempo

C = Pirita
D = Clorurante (Calidad)

E = (Cantidad)

$$F_{14}^2(0.01) = 6.51 \quad F_{14}^2(0.05) = 3.74$$

$$F_{14}^2(0.01) = 5.04 \quad F_{14}^2(0.05) = 3.11$$

- No hubo significancia

2).- Análisis de Recuperación de Ag.:

$$\text{Corrección : } CF = \frac{T^2}{N} = \frac{(9)^2}{27} = \frac{81}{27} = 3$$

$$\text{Variación Total : } \sum X_i^2 - CF = 2,777 - 3 = 2,774$$

$$\left[(11)^2 + (17)^2 + (15)^2 + (-9)^2 \dots - CF \right]$$

TABLA N° 3 Análisis de Varianza

Factor	S	θ	V		F	E(V)
A	151	2	75.5	$S_E' = 1,278$ $\theta_E' = 20$ $V_E' = 63.9$	5.0*	$\sigma_E^2 + 9\sigma_A^2$
B	644	2	322.0			
C	142	2	71.0			
D	65	2	32.5			
E	14	2	7.0			
A x B	852	4	213.0		3.3*	$\sigma_E^2 + 3\sigma_{AXB}^2$
A x C	354	4	88.5			
A x D	380	4	95.0			
A x E	172	4	43.0			
Total	2,774	28				

$$F_{20}^2(0.05) = 3.49 \quad F_{20}^4(0.05) = 2.87$$

$$F_{20}^2(0.01) = 5.85 \quad F_{20}^2(0.01) = 4.43$$

Hubo significancia del 5% en los siguientes parámetros variables : Tiempo (B) y Temperatura x Tiempo (AxB).

2.1).- Análisis de Recuperación de Ag :

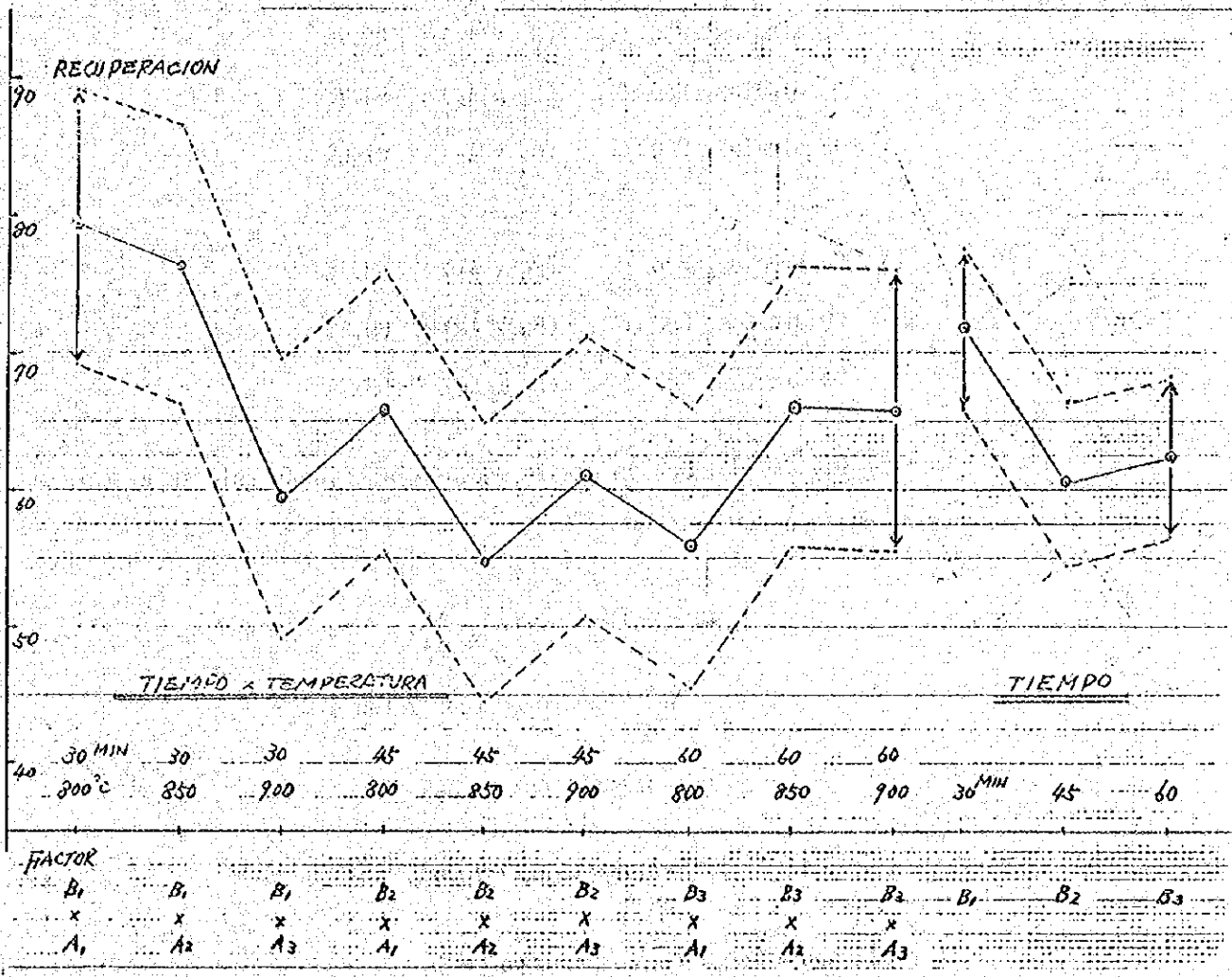
No hubo ninguna significancia en la recuperación de Cu, sin embargo se obtuvo significancia en los parámetros de Tiempo y Temperatura x Tiempo para la recuperación de Ag.

Figura N° 3 Recuperación de Ag versus Tiempo x Temperatura y Tiempo

La Fig. N° 3, indica que se obtuvo en base a las determinaciones de la media poblacional de las recuperaciones de Ag con respecto a los parámetros variables indicados arriba:

AxB y B de sus correspondientes intervalos confidenciales (β).

FIGURA N ° 3 Recuperación de Ag versus Tiempo x Temperatura y Tiempo.



- La Media poblacional para la Temperatura x Tiempo son :

30 minutos, 800 °C	(B ₁ x A ₁)	79.3%
30 minutos, 850 °C	(B ₁ x A ₂)	76.3%
30 minutos, 900 °C	(B ₁ x A ₃)	59.3%
45 minutos, 800 °C	(B ₂ x A ₁)	63.7%
45 minutos, 850 °C	(B ₂ x A ₂)	54.7%
45 minutos, 900 °C	(B ₂ x A ₃)	61.0%
60 minutos, 800 °C	(B ₃ x A ₁)	58.7%
60 minutos, 850 °C	(B ₃ x A ₂)	69.3%
60 minutos, 900 °C	(B ₃ x A ₃)	65.7%

- La probabilidad del 95% en que la media poblacional esté en el intervalo confidencial es :

$$\beta = t(\theta_E', \alpha) \sqrt{\frac{VE'}{Ne}}$$

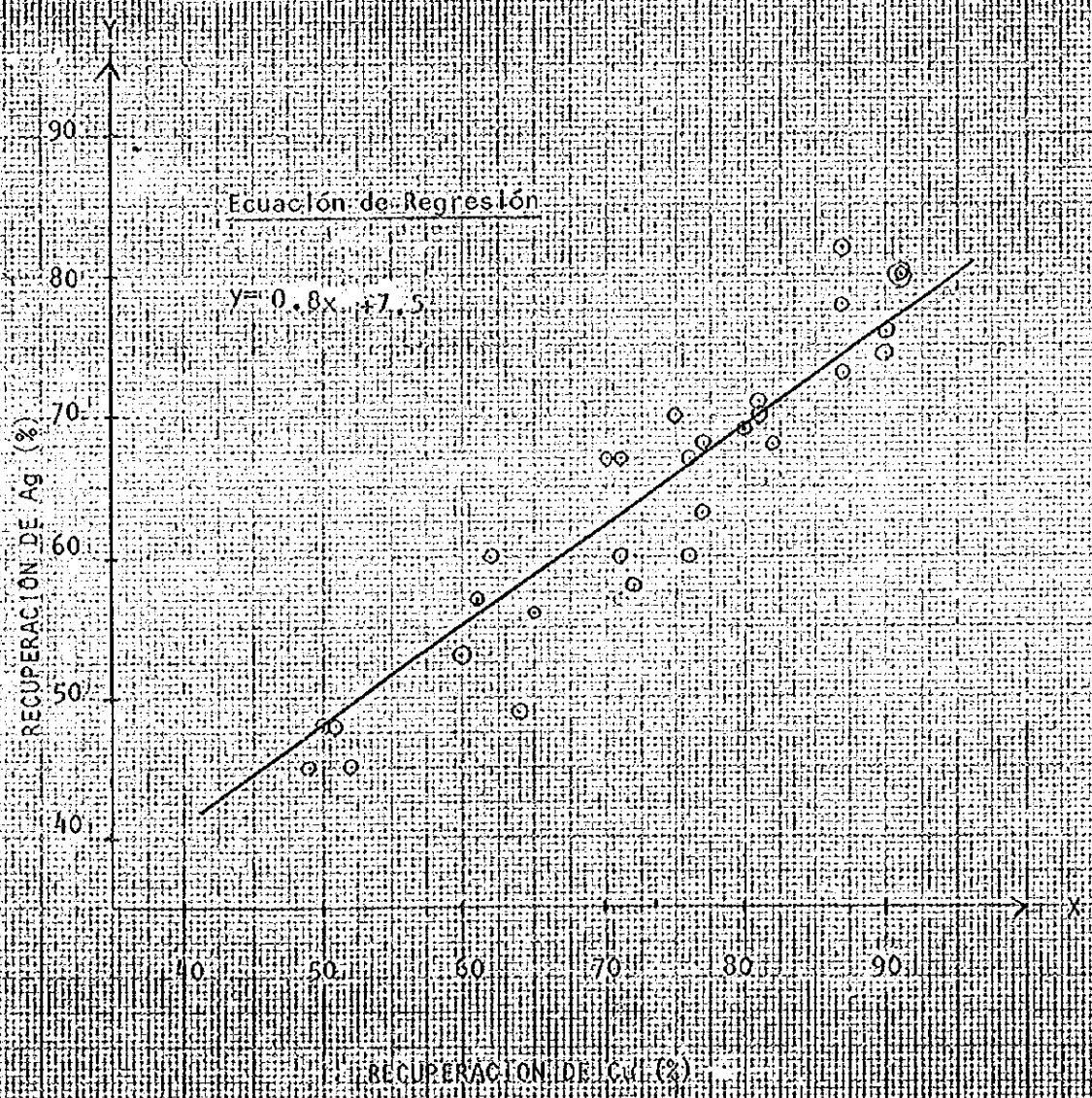
Ne = Número de repeticiones

$$\begin{aligned} \beta &= t(20, 0.05) \sqrt{\frac{63.9}{3}} \\ &= 2,086 \times 462 \approx 9.6 \end{aligned}$$

- La media poblacional para el tiempo es :

30 minutos, (B ₁)	71.7%
45 minutos, (B ₂)	59.8%
60 minutos, (B ₃)	64.6%

Relación Correlativa entre la Recuperación de Cu y Ag



Ecuación de regresión:

$$b = \frac{\sum (X_i - \bar{X}) (Y_i - \bar{Y})}{\sum (X_i - \bar{X})^2} = \frac{2,888}{4,152} = 0,696$$

$$0,696 (x - 73,9) = (y - 64,6)$$

Donde : x = Recuperación de Cu

y = Recuperación de Ag

$$\therefore y = 0,696X + 64,6 - 51,4$$

$$\approx 0,7X + 13,2$$

$$y = 0,7X + 13$$

Esto quiere decir que la recuperación de plata es igual al 70% de la recuperación del Cu, más un valor constante (13).

VII.- CONSIDERACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

1).- Resultados del Diseño L₂₇

Existe una alta relación correlativa, en cuanto a la recuperación de Ag y Cu, esto quiere decir que al dar una buena condición para la recuperación de Ag es igual que para la recuperación de Cu.

En cuanto a la recuperación de Ag, se observa que existe una recuperación menor que la recuperación de Cu, indicada por la ecuación de regresión hallada anteriormente.

En cuanto a la recuperación de Ag, afectan 2 factores como son Tiempo y Tiempo de Segregación x Temperatura. Considerándose que no hay muchos factores que afectan a la recuperación de Cu, se puede decir que la recuperación de Ag se logra en menos tiempo de segregación y a menor temperatura que en el caso del Cu.

Según referencia de "Thermodynamic Relationship in Chlorine Metallurgy - (TRANSACTION AIME, JURNAL OF METALS, JUNE 1950). En cuanto al cambio de Energía Libre de Gibbs ΔG° del Cu y de la Ag se dice lo siguiente :

1).- Respecto a la reacción de Cobre y Plata metálico



$$\text{Ag : } 726^\circ \text{ K } \sim 1,234^\circ \text{ K } (453^\circ \text{ C } \sim 981^\circ \text{ C })$$

$$\text{Cu : } 703^\circ \text{ K } \sim 1,356^\circ \text{ K } (430^\circ \text{ C } \sim 1,083^\circ \text{ C })$$

El cambio de Energía Libre de Gibbs para las reacciones químicas (1) y (2) en los rangos de temperatura indicados son las siguientes :

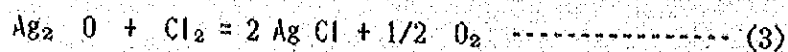
$$G^{\circ} = a + bT + cT^2 + dT \log T + e \quad R = ^{\circ} K$$

Ag; $a = -56,420$, $b = 75.71$, $c = 1.78 \times 10^{-3}$, $d = -19.86$, $e = 0$
 Cu; $a = -65,500$, $b = 86.31$, $c = 1.74 \times 10^{-3}$, $d = -20.35$, $e = 0$

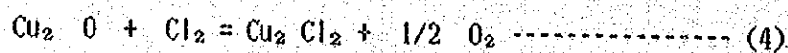
Cuando la temperatura de segregación es de $1,073^{\circ} K$ ($800^{\circ} C$) y $1,123^{\circ} K$ ($850^{\circ} C$), se tiene que la Cambio de Energía Libre de Gibbs para las reacciones (1) y (2) no indica diferencia.

Ag; $800^{\circ} C : G^{\circ} = -37,757 \text{ Cal.}$ $850^{\circ} C : G^{\circ} = -37,179 \text{ Cal.}$
 Cu; $800^{\circ} C : G^{\circ} = -37,097 \text{ Cal.}$ $850^{\circ} C : G^{\circ} = -36,083 \text{ Cal.}$

2).- Respecto a la reacción de los óxidos de Cu y Ag



$$500^{\circ} C : G^{\circ} = -46,200$$



$$500^{\circ} C : G^{\circ} = -15,000$$

Respecto a la Ag, el cual contiene en Relave, no es fácil de disolverse por el método del Agua Regia, sino por el ácido fluorhídrico. Supongamos que la Ag, sea muy pulverizada y esta cubierta de silicato, para mejorar la recuperación de segregación es probable pulverizar los minerales, para tal efecto se realizaron pruebas.

En esta prueba hubo poco mejoramiento de la recuperación de Ag por la pulverización del mineral.

Además de esto tiene un mal efecto para el proceso de flotación. La causa por la cual no se eleva la recuperación de la Ag, es que no aumenta la deposición de la Ag, hay mala flotación, en consecuencia el resultado de recuperación aumenta en muy poco porcentaje, por esta razón no es recomendable el mineral pulverizado debido a lo siguiente :

- 1- Es costoso para el pulverizado
- 2- Pérdida en el proceso de tostación por ser muy fino es necesario instalar grandes máquinas colectoras del mineral pulverizado.
- 3- Dificultad en el tratamiento de la cancha de relave.

Según los resultados de las pruebas rerealizadas, en cuanto a la segregación de Ag, se logró buenos resultados con las condiciones de 800°C y 30 minutos. Considerando estos resultados, posteriormente es necesario tener otras pruebas para lograr óptimas condiciones de baja temperatura y menos de 30 minutos de tiempo de segregación.

Se presume que las mejores recuperaciones de plata se obtendrán a temperaturas menores de 800 °C a diferencia de las recuperaciones de cobre, éstas resultarán altas cuando las temperaturas sean mayores de 800°C.

2).- Efecto de pulverización en el Proceso de Segregación

Anteriormente se estudió el método de análisis químico del producto segregado de la muestra de relave, en la cual hubo diferencias en los resultados de las pruebas analizadas por el método del Acido Fluorhídrico y del Agua Regia.

Los datos obtenidos por el ácido fluorhídrico son más elevados que el del agua regia, utilizando estos datos, la ley del mineral cabeza se considera la cabeza calculada. Motivo por el cual se recomienda hacer uso del método del Acido Fluorhídrico, para el estudio de los análisis de las muestras segregadas.

3).- Estudio de Reductor Coke y CarbónTABLA N° 4 Combinación de Reductor Coke y Carbón

Reductor Combinación	Peso (%)	Recuperación		OBSERVACION
		Cu%	Ag%	
Carbón 50%	4	92.4	79.9	En cuanto a la recuperación de Cu y Ag ha sido calculado en función del mineral cabeza calculada.
Coke 50%	5	92.7	81.2	
	6	85.9	75.6	
Promedio		90.4	78.9	
Carbón 66.7%	4	95.2	82.3	
Coke 33.3%	5	92.3	82.4	
	6	78.1	68.7	
Promedio		88.5	77.8	
Carbón 80%	3	93.8	83.8	
Coke 20%	4	95.6	84.4	
	5	91.6	80.6	
Promedio		93.7	82.9	
Carbón 80%	4	94.7	81.9	
Coke 20%	5	94.3	81.3	
	6	90.4	77.8	
Promedio		92.8	90.3	

Según resultados de la Tabla N ° 4, no hay variación entre las 3 condiciones las cuales son: carbón 80% y coke 20%, carbón 50% y coke 50%, carbón 66.7% y coke 33.3%.

Considerando estos resultados podemos encontrar baja recuperación en segregación, en caso de aumentar el exceso del Reductor combinando con el carbón nacional y coke.

El carbón se quema más rápidamente que el coke creando un ambiente altamente reductor perjudicial para el proceso de segregación; se puede lograr el ambiente adecuado disminuyendo la cantidad de carbón y mezclando convenientemente con el coke, es decir el carbón producirá el ambiente reductor y el coke reducirá al cloruro cuproso y al cloruro de plata.

VII).- PLANTA PILOTO DE SEGREGACION

Actualmente la Planta Piloto, ha sido construída por la Misión Japonesa de Segregación en la Refinería de Zinc Cajamarquilla, propiedad de Minero Perú. Se inició en Octubre de 1986 con la cimentación de equipos y en Marzo del presente año, se empezó con el montaje de equipos y maquinarias, culminándose en el mes de Julio.

Dicha Planta, fué Inaugurada el 22 de Julio, con la presencia del Ministro de Energía y Minas y el Embajador del Japón Sr. Tadatsuna Yabu y altos funcionarios del Sector Energía y Minas e Ingemmet.

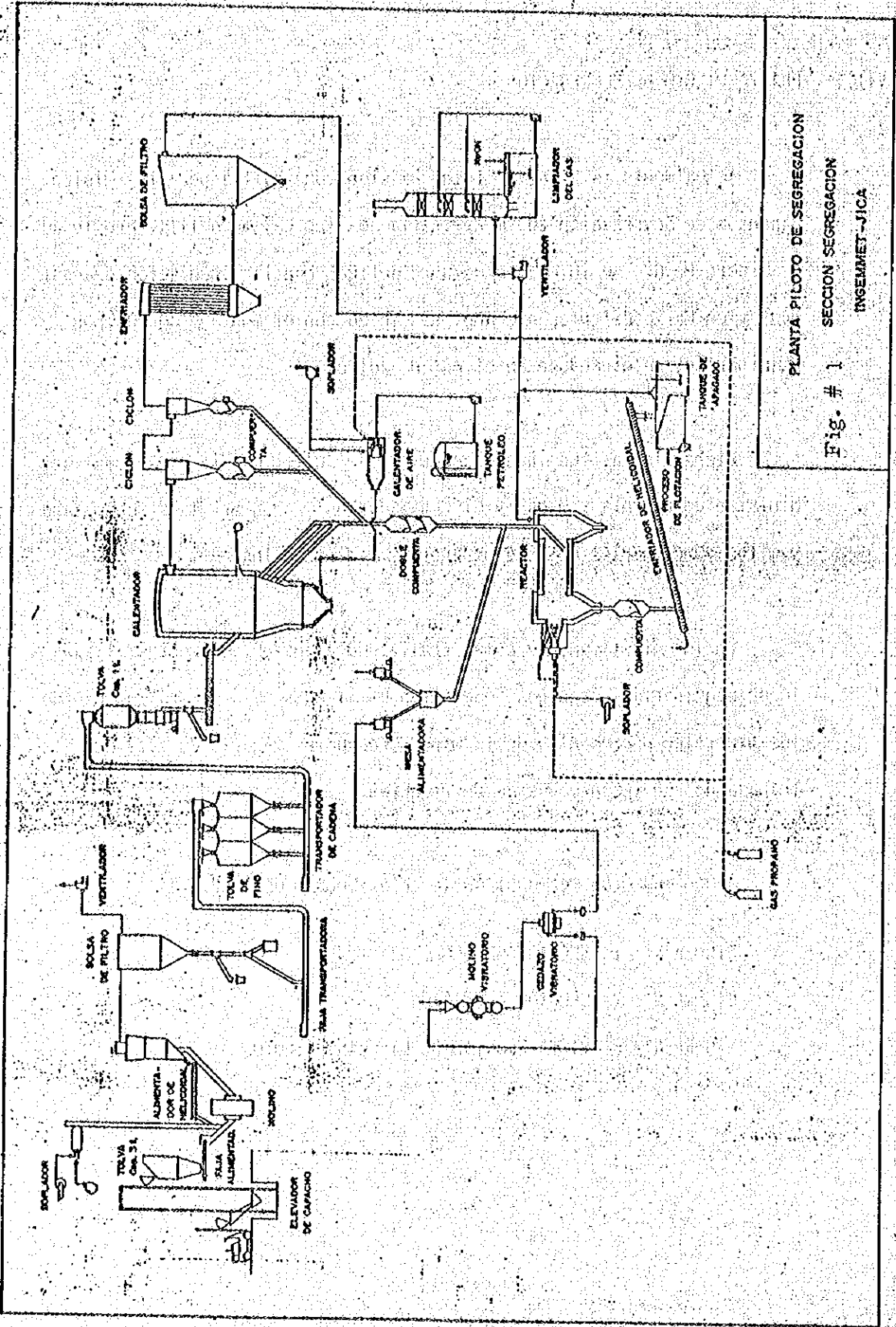
En la actualidad, se están realizando trabajos referentes al ajuste de maquinarias y equipos, que serán utilizados para el tratamiento de los minerales procedentes de la Mina Berenguela. Aparte de esto se está trabajando con las pruebas de Segregación.

A continuación se muestran los Flow-Sheets de la P.P.S.

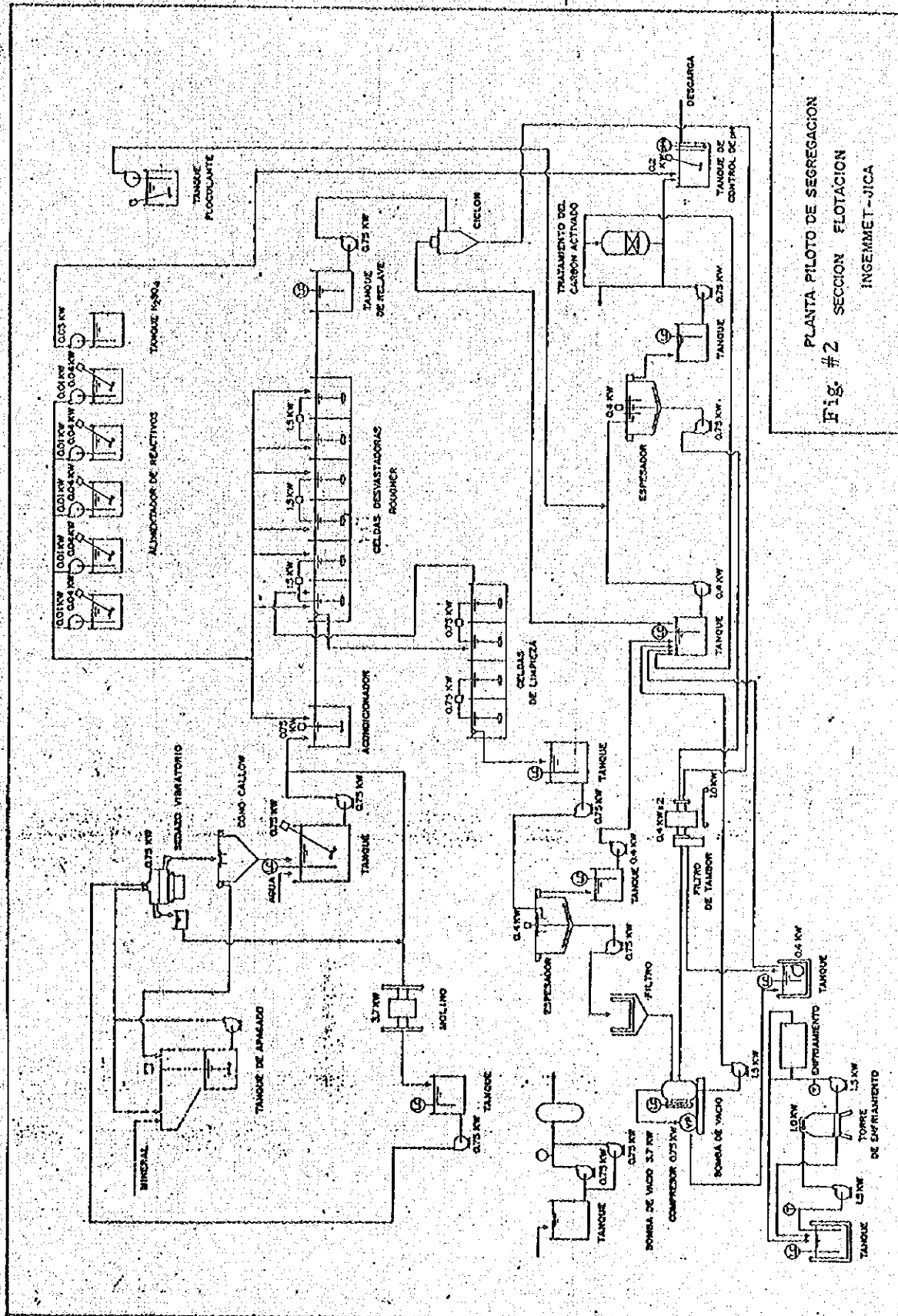
FIGURA N° 1 SECCION SEGREGACION

FIGURA N° 2 SECCION FLOTACION

FIGURA N° 3 VISTA FRONTAL DE LA PLANT PILOTO



PLANTA PILOTO DE SEGREGACION
 Fig. # 1 SECCION SEGREGACION
 INGEMMET-JICA



PLANTA PILOTO DE SEGREGACION
Fig. #2 SECCION FLOTACION
INGEMMET-JICA

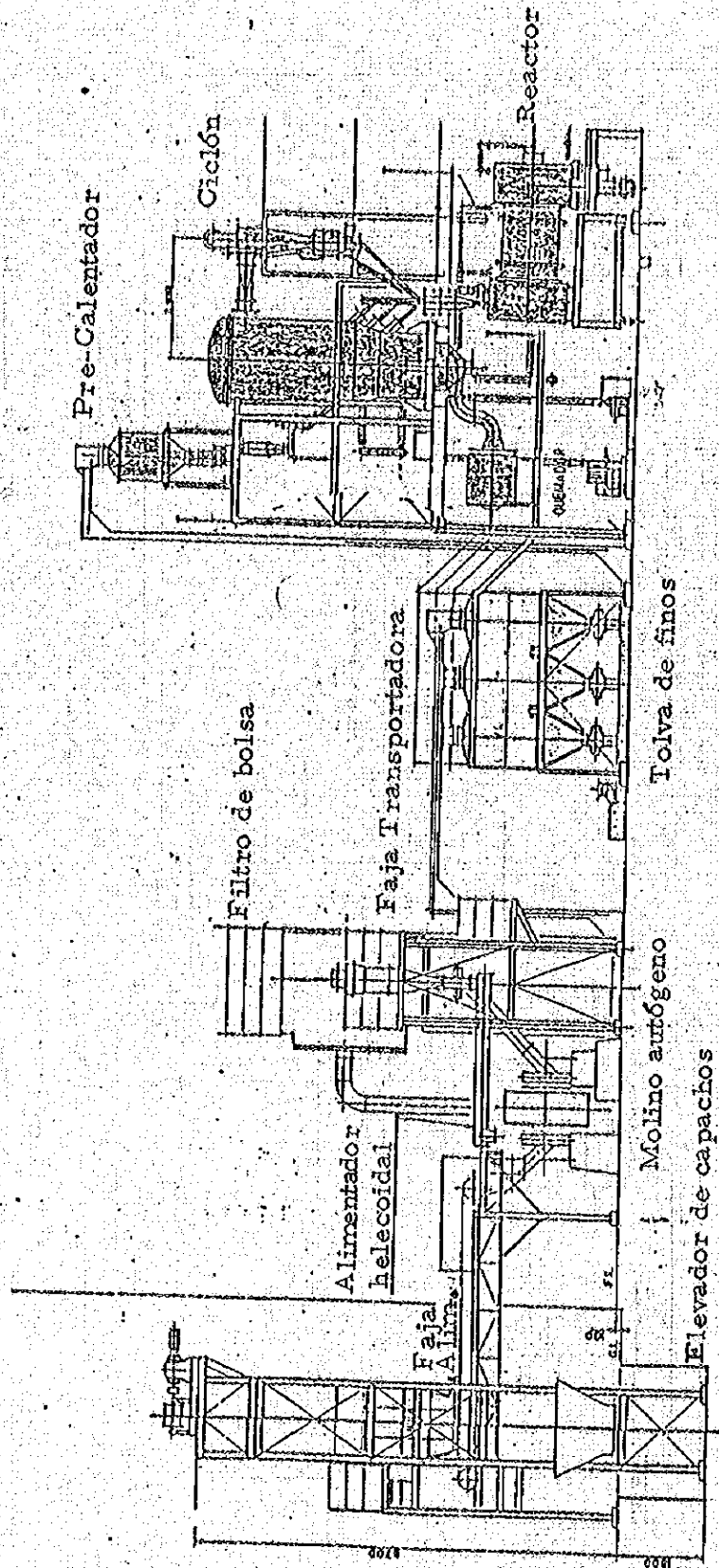


Fig. N° 3 VISTA FRONTAL DE LA PPS

PROYECTO: PROCESAMIENTO DE MINERALES OXIDADOS REFRACTARIOS
DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

Ing. Alfredo Ortecho
Ing. Masahide Nakao
Ing. Kinzo Asari

INTRODUCCION

La Agencia de Cooperación Internacional de Japón (JICA) cuya función principal es extender la cooperación técnica para contribuir con el desarrollo social y económico de los países en vías de desarrollo.

El Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET) organismo público descentralizado del Sector Energía y Minas creado con la finalidad de realizar estudios de investigación relacionados con la Geología, Minería y Metalurgia.

La justificación de la existencia de este proyecto metalúrgico se ha debido fundamentalmente a que nuestro país tiene en la industria minero-metalúrgica, el pilar de su economía, a tal punto que el rubro de exportación de minerales y metales refinados representa el 55% a 60% del ingreso de divisas internacionales.

Conviene explicar el significado de "cobre oxidado" que se refiere a los minerales de cobre del tipo carbonatos, silicatos, óxidos ó otras formas más complejas, asimismo el término "refractario" porque no responden a los procesos hidrometalúrgicos y mineralúrgicos convencionales.

Estos minerales conforman aproximadamente los primeros 50 metros de profundidad de los depósitos de pórfidos de cobre, los cuales generalmente se les deshecha como desmonte por contener carbonatos y silicatos, los cuales constituyen potencialmente una reserva cuyo tratamiento por los métodos tradicionales resultan antieconómico.

Es entonces cuando aparece el proceso de Segregación como alternativa para el tratamiento de estos minerales refractarios, el cual fue aplicado con éxito en el Perú, el método de segregación en su variante patentado por NITSUI en el yacimiento de Katanga ubicado en el Cusco, en el año 1974.

El proceso de segregación consiste en que el mineral de cobre oxidado refractario, una vez triturado y molido, se calienta en un reactor de lecho fluidizado a temperaturas de aproximadamente 800 °C, utilizándose como combustible petróleo o carbón pulverizado o gas natural.

El mineral aún caliente se mezcla con una pequeña porción de cloruro de sodio y coke pasando a la cámara de reacción en donde el óxido de cobre es reducido a la forma metálica, luego el mineral se enfría rápidamente en agua para evitar la reoxidación y se somete a un proceso normal de flotación con el fin de producir un concentrado de alto contenido de cobre metálico.

Por lo mencionado hasta aquí, podemos ahora explicar el significado de "elementos asociados", porque el proceso de segregación permite recuperar junto con el cobre metálico, elementos valiosos tales como la plata y el oro.

Firmandose por tanto un Convenio de Cooperación Técnica entre INGENMET y JICA en febrero de 1983 denominado "Proyecto de Segregación de Minerales Oxidados Refractarios de Cobre y Elementos Asociados". Desde aquel entonces hasta la fecha los equipos donados han cubierto el valor de US \$ 3'500,000 (Tres millones quinientos mil dólares CIF).

METODOLOGIA DEL TRABAJO

El presente proyecto ha sido desarrollado paralelamente según se indican en los cuadros N.º 1 y 2, implementando la necesaria infraestructura física como la adecuación del Laboratorio de Segregación y la instalación de la Planta Piloto de Segregación en Cajamarquilla.

Mereciendo un análisis más detenido sobre los resultados metalúrgicos que se han obtenido basándose en las metas que se han cumplido (a nivel laboratorio) encontrándose en pleno desarrollo las metas (a nivel piloto) que se indican en el Programa de Cooperación Técnica del Proyecto (cuadro N.º 2).

En el cuadro N.º 3, se presenta el resumen de algunos resultados a nivel laboratorio, es importante señalar que estos resultados han sido aplicados a nivel de Planta Piloto, pese a que las condiciones son bastantes diferentes, por lo que nos atrevemos manifestar que los resultados que se están obteniendo a nivel Piloto están confirmando los resultados obtenidos a nivel Laboratorio.

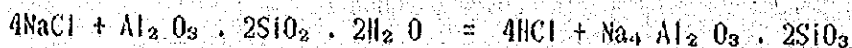
TRABAJOS REALIZADOS EN LA PLANTA PILOTO DE SEGREGACION

A.- GENERALIDADES

La Planta Piloto de Segregación de Cajamarquilla se encuentra ubicada dentro del complejo industrial que representa la Refinería de Zinc de Minero Perú. Es una planta completa y comprende las etapas de molienda, segregación y flotación, tiene una capacidad de tratamiento hasta 3 Ton/día. Como toda planta piloto su función es encontrar las condiciones de trabajo en proceso continuo que servirán para la instalación de una planta a nivel industrial. Los resultados que aquí se obtienen son producto de un constante estudio de condiciones realizadas a nivel laboratorio y después verificadas y optimizadas en la planta piloto.

Las reacciones de segregación para el cobre son las que siguen:

El NaCl con la ganga produciendo HCl



Este cobre metálico es recuperado por flotación obteniéndose un concentrado con alta ley de cobre.

El horno precalentador esta acondicionado de dos ciclones cuya función es separar el mineral fino de la alimentación y retornar la fracción gruesa que haya podido ser arrastrada por la presión negativa, generada por el exhaustor.

Este mineral precalentado es enviado al horno rotatorio es en la entrada de este horno cuando se mezcla con los reactivos coke y sal. La temperatura del mineral se encuentra controlada en diversas partes del horno para así conocer su gradiente de temperatura, el horno rotatorio se encuentra muy levemente inclinado y al estar provisto de un sistema rotatorio, hace que por efecto de movimiento rotatorio y por la fuerza de gravedad, sea descargado el mineral ya segregado. En este horno se produce el paso del cobre óxido a cobre cloruro por acción de la sal y reducido con el carbón a cobre metálico.

Nuestro horno rotatorio esta provisto de analizadores de CO , CO_2 , O_2 ; además de un quemador de gas. Las relaciones entre el CO , CO_2 y O_2 libre producidos nos da una idea del mineral que se esta segregando, luego esta calicina final es enfriada y enviada a la etapa de flotación.

B.- APLICACION DE TRABAJO DE LABORATORIO EN PLANTA PILOTO

Hay una estrecha relación entre el trabajo realizado a nivel laboratorio y los resultados que se obtienen a nivel planta piloto.

A nivel laboratorio las dosificaciones de reactivos y el peso del mineral a trabajar se realizan en forma muy precisa, también al momento de la flotación no se encuentran mayores pérdidas tanto en los productos obtenidos como en el relave y los pesos son registrados en forma exacta dando por ellos recuperaciones más altas. Todo proceso es estático, también los tiempos de precalentamiento segregación y flotación son exactos.

Es por todos estos factores que los parámetros hallados a nivel laboratorio se usan como tendencias, que se debe seguir a nivel de Planta Piloto y no resultados verdaderos para escalamiento.

A nivel Planta Piloto el proceso es dinámico, para lo que es alimentación de mineral y dosificación de reactivos, las variaciones se tienen que considerar como parte del proceso, a partir de esta premisa debemos hablar de rangos de operación.

El precalentamiento se realiza en un horno de cama fluidizada, este nivel de mineral dentro del horno esta es constante relación por tres flujos que son: flujo de alimentación de mineral, flujo de presión negativa (succión) ocasionada por el exhaustor y el flujo de entrada de aire caliente por la parte inferior del horno. La correcta interrelación entre éstos flujos es controlada por presiones y temperaturas en diversos puntos de control en el horno.

El mineral precalentado es descargado por unos orificios (3) situados a diversas alturas y por tanto a diversas temperaturas, estos orificios de descarga pueden ser abiertos o cerrados normalmente según se necesite.

Los primeros sirven para evaluar las tendencias del comportamiento metalúrgico y comenzar con los parámetros obtenidos, como una base para de ahí encontrar los parámetros más adecuados al proceso en planta piloto.

A continuación se muestran los balances obtenidos en el laboratorio y los hallados en la Planta Piloto en los meses de octubre y noviembre del presente año. (Ver Cuadro N° 1).

Respecto a la recuperación del cobre no se aprecia mayor diferencia. Pero en cuanto a la plata recuperada en el mes de octubre es menor considerablemente a lo obtenido en el laboratorio (47.5% Vs 76.4%). Razón por la cual se realizaron pruebas en el laboratorio para encontrar las razones de este comportamiento. (ver cuadro siguiente).

EFFECTO DE LA TEMPERATURA DE PRECALENTAMIENTO EN LA RECUPERACION DE PLATA

CONDICION DEL PRECALENTAMIENTO		RECUPERACION		CONDICIONES DE SEGREGACION
TIEMPO	TEMPERATURA	Au%	Ag%	
0	0	93.7	75.9	Coke = 5% Sal = 0.5% T = 800 °C
15	700	94.2	72.4	Coke = 5% Sal = 0.5% T = 800 °C
15	750	95.6	70.9	
15	800	96.0	70.0	
15	850	94.8	61.0	
30	700	90.4	57.2	Coke = 5% Sal = 0.5% T = 800 °C
30	750	95.8	54.5	
30	800	94.4	50.9	
30	850	84.2	40.0	

En el cuadro se deduce que cuando el precalentamiento se realiza a mayor temperatura y a un mayor tiempo, se aprecia una menor recuperación de plata.

Es por este resultado que en el mes de noviembre se decide bajar la temperatura del precalentamiento en el proceso continuo y los resultados se ven en el balance del mes de noviembre en donde la recuperación de la plata eleva de 47% a 61% pero aún así la recuperación de la plata no es suficiente por lo cual en la actualidad estamos estudiando para determinar en que estado se encuentra la plata en el relave, y si es posible modificar nuestro circuito de flotación para aumentar la recuperación de plata.

CONCLUSIONES

- Los resultados obtenidos en Planta Piloto han ido evolucionando favorablemente por el mejor control de parámetros y el mayor adiestramiento por parte de los operadores en el proceso continuo.
- Se puede conseguir recuperaciones del orden del 80-85% con una ley entre 25-30% de Cu; con respecto a la plata las recuperaciones son menores, estamos hablando del orden 60-65% pero con una ley de 4,500-5,000 gr/TM (145- 160 oz/TM).
- Se ha confirmado en Planta Piloto que una temperatura de precalentamiento entre 650 - 700 °C beneficia a la recuperación de plata.
- Lo podemos considerar una buena tendencia que debe ser corroborada en más días seguidos de operación continua.

CUADRO N° 2 PROGRAMA DE COOPERACION TECNICA DEL PROYECTO

ITEMS	AÑO	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989
1- Pruebas, estudios y enseñanza tecnológica sobre tratamiento de minerales oxidados refractarios de Cu y elementos asociados.								
2- Instalación de la Planta Piloto de Segregación.								
3- Pilotaje en la Planta de Segregación								
4- Seminario Internacional sobre tratamiento de minerales oxidados refractarios de Cu y elementos asociados								

FASE

ITEMS

AÑO

1- Pruebas, estudios y enseñanza tecnológica sobre tratamiento de minerales oxidados refractarios de Cu y elementos asociados.

Estudio sobre la calidad de mineral y prueba fundamental para la definición de condiciones del proceso de segregación a nivel Laboratorio utilizado mineral de Berenguela.

2- Instalación de la Planta Piloto de Segregación.

Desaduanación de las donaciones ; estudio sobre ubicación de la Planta Piloto

Construcción de las bases de cimentación. Montaje electromecánico P.P.

3- Pilotaje en la Planta de Segregación

Orientación sobre operación control y mantenimiento P.P. Pruebas a nivel piloto para las definiciones de condiciones operativas del proceso de Segregación utilizando Mineral de Berenguela

4- Seminario Internacional sobre tratamiento de minerales oxidados refractarios de Cu y elementos asociados

Publicación de resultados de investigación. Promoción de tecnología. Oferta de servicio técnico

CUADRO N° 3 RESUMEN DE ALGUNOS RESULTADOS A NIVEL LABORATORIO

REPORTE N°	PUNTO MUESTREADO EN BERENGUELA	LEYES QUIMICAS			CONDICIONES			RECUPERACION	
		Cu %	Ag gr/TM	Mn%	T ° C	Coke %	Sal %	Cu%	Ag %
1	Composito Minero Perú	1.88	340	17.3	800	5	0.3	97.4	93.4
1	N° 18	1.58	1,850	22.3	800	5	0.3	88.6	88.5
1	Esmeralda Lado Sur	1.40	510	22.8	800	5	0.6	86.4	84.1
1	N° 13	1.24	34	7.3	800	10	0.6	96.0	83.0

REPORTE N°	PRUEBA N°	PRECALENTAMIENTO		SEGREGACION			RECUPERACION	
		T ° C	t min.	T ° C	Coke%	Sal%	Cu%	Ag %
2	1	750	20	750	5	0.5	91.5	75.4
2	3	-	-	750	5	0.5	89.2	77.3
2	5	750	20	850	5	0.5	92.8	80.3
2	7	-	-	850	5	0.5	88.0	86.0