

ENCUENTRO Y EXPOSICION DE NUEVAS TECNOLOGIAS
REALIZADAS POR CONCYTEC

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 periodo 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 crisocola 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.

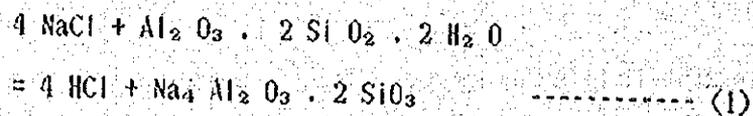
IV. - PROCESO DE SEGREGACION

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 :

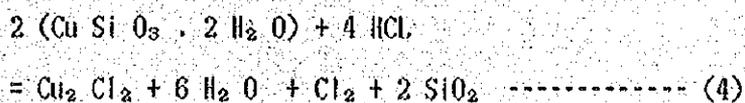
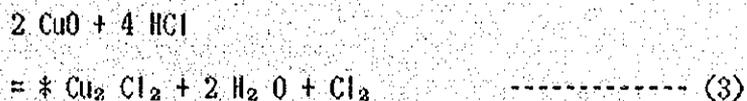
1era. Reacción :

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.

INTRODUCCION

El Centro Piloto Metalúrgico de Cajamarquilla se encuentra ubicado a 35 Km. de Lima, cuenta actualmente con dos Plantas resultados de convenios de Cooperación Técnica Internacional.

La Planta Piloto de Segregación fué realizada con ayuda de la Agencia de Cooperación Internacional del Japón (JICA), tanto en la implementación como en la capacitación. Actualmente ingenieros de la Institución trabajan conjuntamente con colegas japoneses en los pilotajes que se realizan en este año.

La Planta Piloto de Tostación fué posible con cooperación del reino de Bélgica en el marco de ayuda logrado por la OEA.

Estas plantas se encuentran actualmente operativas y dispuestas a resolver los problemas metalúrgicos que involucren estas tecnologías y otras que puedan desarrollarse de acuerdo a las características de nuestras especies minerales y también a las necesidades de elevar el valor agregado de nuestros productos.

PLANTA PILOTO DE SEGREGACION DE OXIDOS REFRACTARIOS DE COBRE

RESEÑA

El proceso de segregación, permite el tratamiento de los óxidos de cobre los cuales no pueden ser procesados por flotación convencional.

Este proceso consiste en transformar el óxido de cobre en cobre metálico por la formación de cloruros de cobre, los cuales se depositan en la superficie del carbón. Para ello se necesita de un reactor y condiciones físico químicas determinadas por estudios previos. (En el caso del mineral del yacimiento de Berenguela, con los cuales se ha iniciado los pilotajes de esta Planta de Segregación, se trabaja entre 750 y 800°C de temperatura).

CARACTERISTICAS DE LA PLANTA

Esta Planta Piloto, puede tratar de 2 a 3 ton/día en todas sus etapas, las cuales comprenden :

- I).- SECCION MOLIENDA.- Se tiene un elevador de capacho, tolva de 3 ton. de capacidad, faja alimentadora con velocidad regulable, molino semiautógeno, aereoseparador, filtro de mangas, tres tolvas de 3 ton. cada uno para almacenaje.
- II).- SECCION SEGREGACION.- Compuesto de un horno de cama fluidizada un horno rotatorio, dos ciclones, un enfriador de gases, un filtro de manga, limpiadores de gases, tanque de enfriamiento para la calcina producida.

(III).- SECCION FLOTACION.- Conformado por: un acondicionador, dos bancos de celdas, un espesador, filtros para concentrado, y relave, torre de carbón activado y tanque neutralizador de agua residual.

PROYECCION COMO INSTRUMENTOS DE INVESTIGACION

Esta planta, se encuentra diseñada de tal forma que permite su uso por secciones, posibilitando diversas pruebas de pilotaje.

- En el caso de la molienda se cuenta con un molino semiautógeno, en un medio neumático con un aeroseparador de velocidad variable, donde se pueden hacer pilotajes de diversos minerales para evaluar las posibilidades de un tratamiento de molienda semiautógena en seco.
- También se puede hacer pruebas a nivel piloto en los hornos, tanto de lecho fluidizado como el horno rotatorio, para evaluar posibilidades de tratamiento de mineral como de concentrados especialmente de óxidos.
- En la etapa de flotación se puede realizar pruebas de flotación diferencial para tratar minerales polimetálicos, los cuales pueden también ser preparados en la sección molienda semiautógena. En esta etapa se pueden determinar parámetros importantes tales como tiempo de residencia, cinética de flotación etc.

SIMPOSIUM

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

INFORME TECNICO SOBRE PROCESAMIENTO DE OXIDO DE COBRE

MISION JAPONESA DE SEGREGACION

INDICE

I).-	INTRODUCCION -----	1
II).-	RESUMEN DE PRUEBAS -----	2
III).-	PRUEBA DE FLOTACION -----	3
IV).-	PRUEBA DE SEGREGACION -----	6
V).-	PRUEBA DE FLOTACION CON PRE-TOSTACION -----	9
VI).-	PRUEBA DE LIXIVIACION -----	12
VII).-	OBSERVACIONES -----	13

PROCESAMIENTO DE OXIDO DE COBRE

1).- INTRODUCCION

En el Mundo el Cu, como recurso se clasifica mineralógicamente en óxido de Cu y sulfato de Cu. Actualmente, el desarrollo se concentra en el sulfato de Cu.

El óxido de Cu se encuentra a poca profundidad, es fácilmente explotable, algunas veces presentan contenidos valiosos de oro y plata.

Anteriormente, la Agencia de Cooperación Técnica del Japón, en el Perú, participó en la operación de la Planta Piloto de Segregación de 150 ton. de la Mina Katanga. En la actualidad, participan como expertos en el Proyecto del "Proceso de Segregación de Minerales Oxidados Refractarios de Cobre y Elementos Asociados" de la Mina Berenguela (Puno), perteneciente a Minero Perú.

11).- RESUMEN DE PRUEBAS

Las pruebas comparativas fueron cuatro :

- a).- Flotación
- b).- Segregación
- c).- Lixiviación
- d).- Flotación con pre-tostación

Esta última consiste en la pre-tostación del mineral a temperatura inferior a la de Segregación, en tal manera de poder transformar la superficie del mineral para que sea posible flotarlo, luego se agregará el reactivo sulfuroso, todo esto efectuado para el procesamiento del óxido de cobre.

Las muestras evaluadas provienen de la Mina Katanga, con presencia de Malaquita que se denominó Mineral "K" y Crisocola denominado Mineral "P".

Actualmente no se ha definido un método de análisis constitucional para el Cu, para diferenciar químicamente la malaquita de la Crisocola. Sin embargo existe un método para diferenciarlos consiste en disolver la malaquita con amoníaco y la crisocola se disolverá con adición de una sal amoniacal. De esta manera se calcula el porcentaje de presencia de ambos, los valores se confirmaron con exámen al microscopio y separación por gravedad.

La Tabla # 1 muestra los componentes mineralógicos del Mineral "K" y "T"

TABLA N ° 1

COMPARACION DE LA COMPOSICION DE LAS MUESTRAS EMPLEADAS

	MUESTRA "K"	MUESTRA "T"
Mineral de:	Crisocola 30-40% Malaquita 30-70%	Crisocola Clorita con contenido de Cu 60-80% Malaquita 20-40%
Ganga	Calcita Cantidad considerable	Calcita Poca
	Granate Principal Hedenbergita	Granate Principal Cuarzo

11), - PRUEBA DE FLOTACION

Los minerales carbonatados, como la malaquita sulfuran fácilmente con el reactivo sulfuroso tales como sulfuro de sodio, para luego flotar utilizando un colector como el xanthato. Por el contrario, la flotación de la crisocola es muy dificultosa (Mineral Silicatado).

El carbonato de cobre se puede flotar usando Acidos Pesados (Patty Acids), pero cuando la ganga contiene calcita, la separación de ambas es imposible por cualquiera de los métodos.

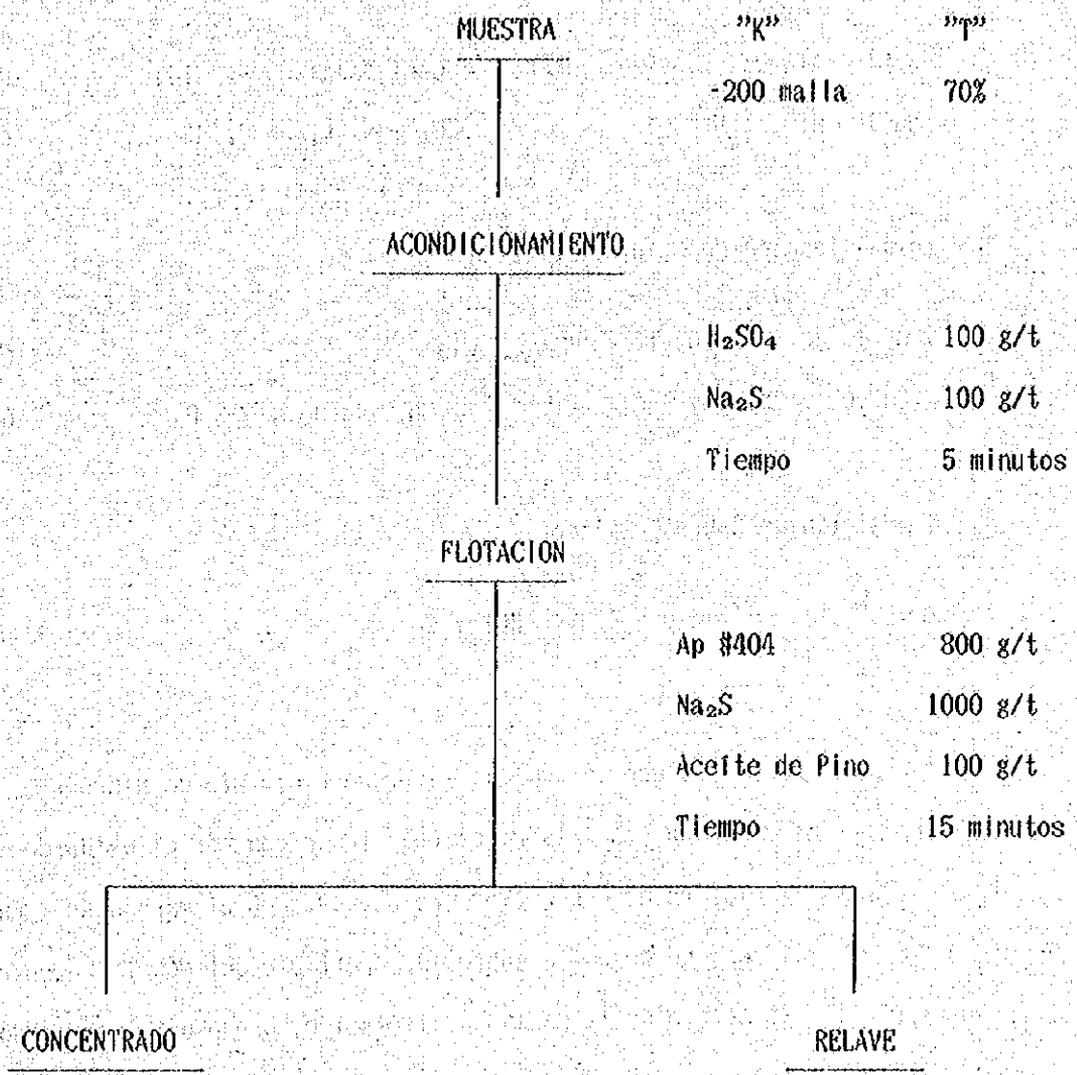
3-1).- Prueba de flotación del Mineral "K"

De pruebas anteriores se llegó a la conclusión que el método de adición por partes utilizando AP# 404 como colector conjuntamente con el Sulfuro de Sodio, da buenos resultados. El SNa_2 se agrega por partes puesto que la capa de sulfuro formado en la superficie del mineral es débil y fácil de ser destruida.

3-2).- Prueba de flotación del Mineral

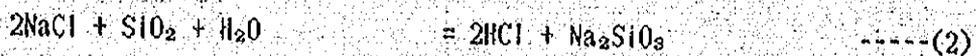
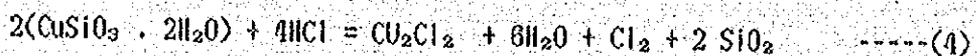
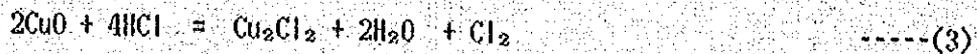
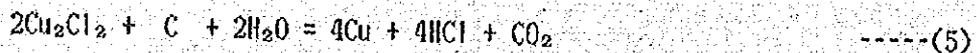
El mineral "T" contiene, crisocola (cantidad relativamente alta), la ley de oro y plata es baja en comparación con el mineral "K", Segregación, flotación con pre-tostación y lixiviación.

Flow-Sheet N° 1 Prueba de Flotación Muestra "K" y "T"



IV). - PRUEBA DE SEGRIGACION

Las reacciones son :

1.- Descomposición del cloruro2.- Volatilización del Cloruro de Cobre3.- Deposición de Cobre Metálico

La sal reacciona con la ganga y produce cloruro de hidrógeno de acuerdo con las reacciones N ° 1 y 2, el cual reacciona con el óxido de cobre y evapora el cloruro de Cobre (Ver ec. 3 y 4), con el carbón se reduce a cobre metálico y se deposita sobre la superficie del coque. Luego el cobre metálico se separa de la ganga por flotación, dando un concentrado de alta ley.

El horno estático utilizado es un horno eléctrico de 55 mm. de Ø interno con un tubo de cuarzo de 900 mm de largo, se cerró el extremo del tubo con un tapón de goma, al producirse el calentamiento se abre la tapa y se une a la botella de absorción por medio de un tubo de vinilo.

La muestra utilizada es molida a -m48, se tomó 50 gr. Los cuales se mezclaron con CINA y Coke en polvo, luego enfriarlo aislándolo del aire. Luego la calcina se evalúa por flotación.

4.1).- Prueba de segregación del mineral "K"

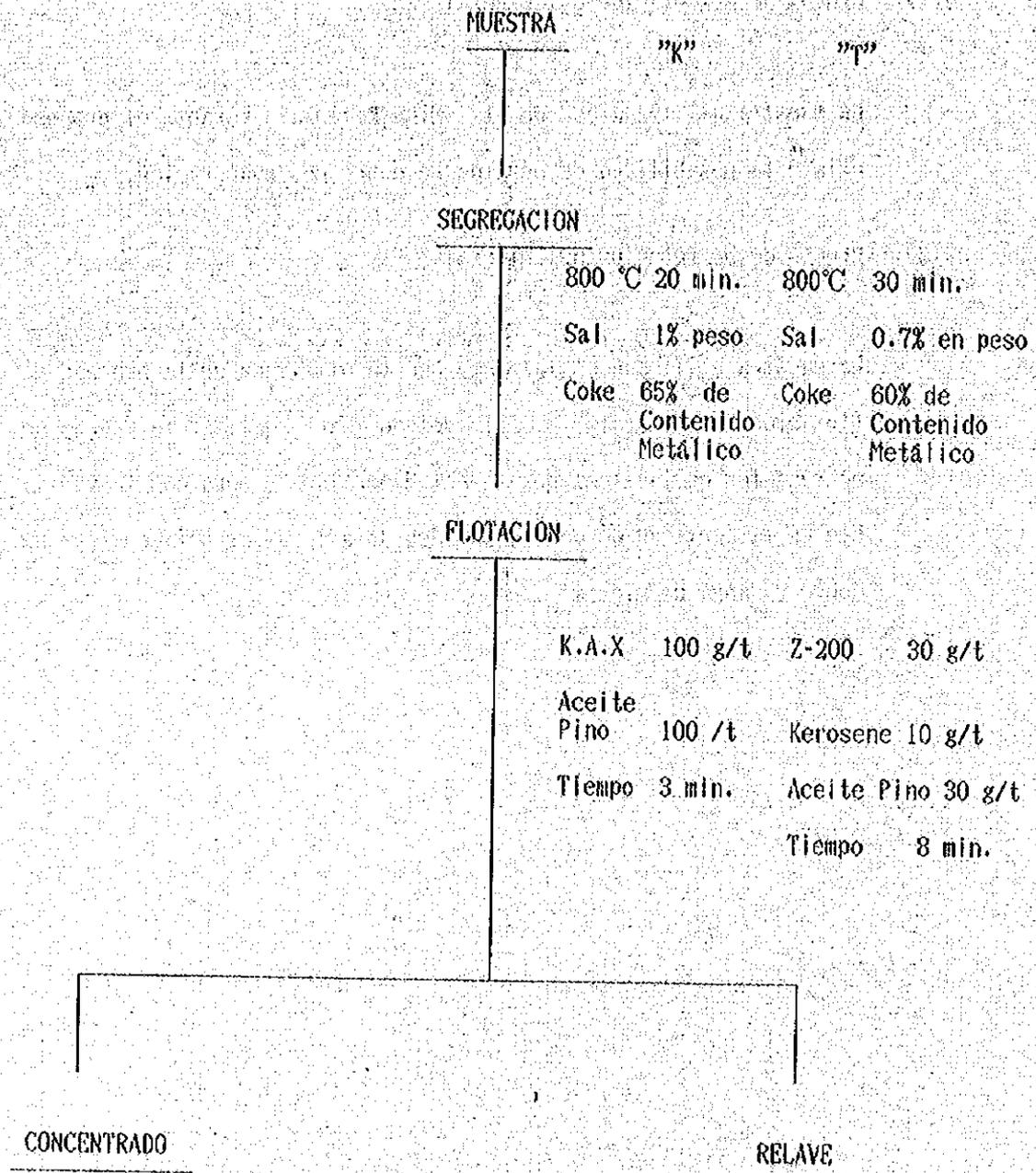
La muestra utilizada es de la Mina Katanga. Durante el proceso existe la posibilidad de pérdida de cobre por evaporación.

4.2).- Prueba de Segregación del Mineral "T"

La muestra utilizada es la misma que la utilizada en la pruebas de flotación del Mineral "T". El método para realizar la prueba de segregación es la misma que la del Mineral "K", pero con la variable en la cantidad de Coke y Sal debido a la diferencia en ley de cobre y ganga de mineral.

Flow-Sheet N ° 2

Pruebas de Segregación Muestras "K" y "T"



V.- PRUEBA DE FLOTACION CON PRE-TOSTACION

Para reducir el costo de combustible se investigó la transformación del mineral pre-tostado a temperatura menor que la de segregación.

Estos estudios se hicieron por análisis de Rayos X y Analizador Térmico Diferencial, por ejemplo se pudo determinar que :

La malaquita a 315 °C elimina agua de cristalización, a 340°C se transforma en óxido de cobre, esto no se nota a alta temperatura.

La crisócola a 150 °C elimina agua de cristalización, y se mantiene como silicato de cobre hasta 695°C y al aumentar la temperatura se transforma parcialmente en CuO y Cuarzool Si a temperatura de 960°C , se transformará totalmente en los productos mencionados.

5.1).- Prueba de flotación con Pre-Tostación del Mineral "K"

Se realizaron con pre-tostaciones a partir de 350°C hasta 950 °C (de 100 en 100 °C), tiempo de pre-tostación 2-12 min., con flotación a las mismas condiciones.

Se observó que el aumento de temperatura baja el porcentaje de recuperación, pero la ley del concentrado tiende a elevarse. (Es sólo una tendencia) ver gráfico.

Este tipo de prueba tiende a reducir el costo de combustible, por consiguiente la pretostación se debe hacer a baja temperatura.

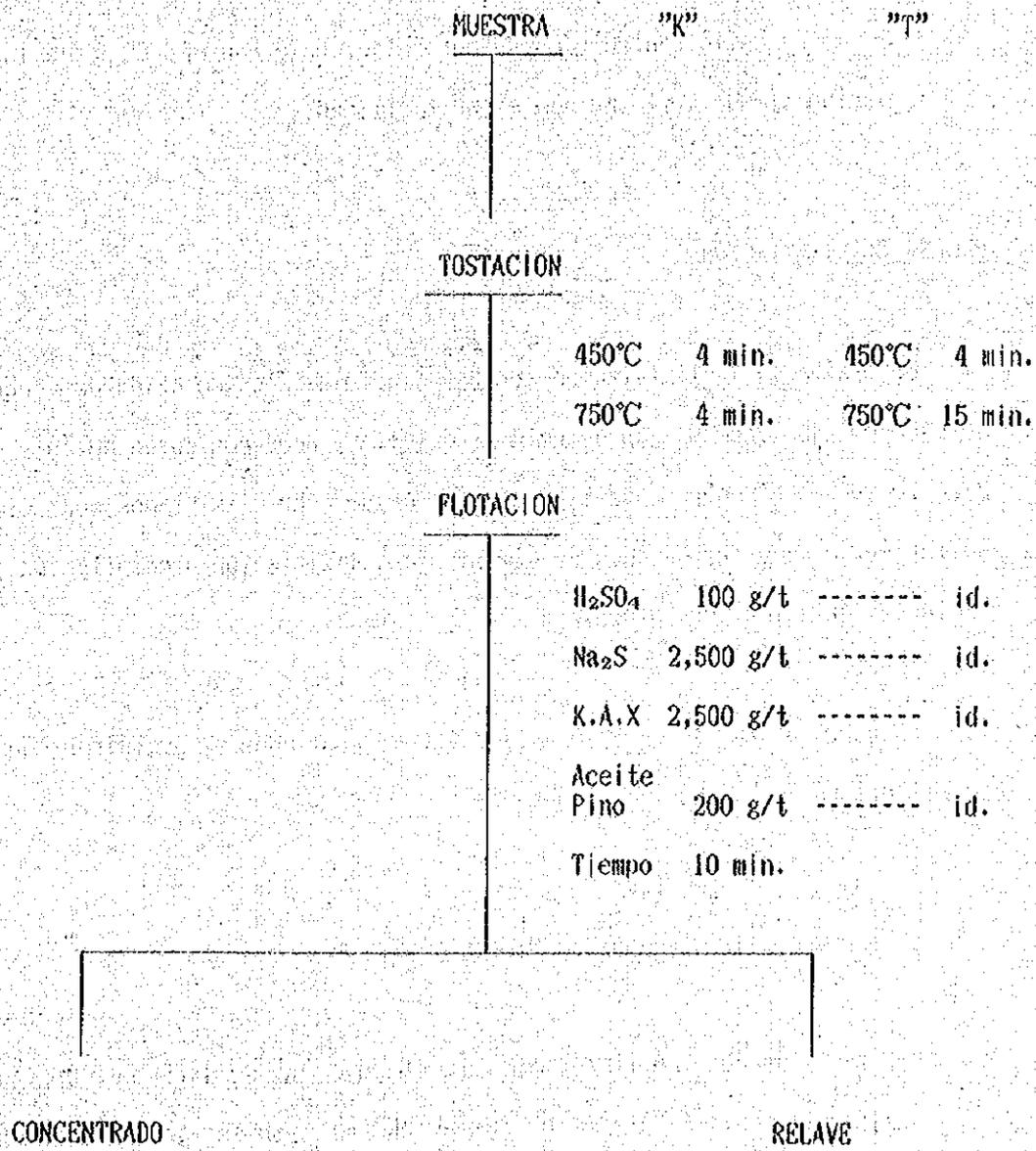
Las pruebas posteriores se efectuaron a 450 y 750 °C puesto que al microscopio se pudo observar el cambio de coloración de la crisocola a 350 °C a negro oscuro y 450°C a marrón oscuro, el nivel 750°C se escogió para aprovechar el inicio de transformación de la crisocola a 695°C formando óxido de cobre.

De acuerdo a pruebas efectuadas donde se estudia la relación entre temperatura de pre-tostación y resultado de flotación a 450 y 750°C es decir % recuperación vs. tiempo de pre-tostación se dedujo que el mineral "K" con pretostación a más de 6 minutos da un resultado desfavorable.

Partiendo de este resultado de pre-tostación de 450°C y el tiempo en 4 minutos, se investigó la flotación a pH de 8 a 9; pero a pre-tostación de 150 °C y 6 minutos, por la descomposición de la cal el pH se eleva.

Para mantener el pH, se agregó 8Kg. de H_2SO_4 /Ton.

Flow-Sheet N ° 3 Prueba de flotación con Tostación



5.2).- Flotación con Pre-tostación de Mineral "T"

Las condiciones fueron iguales que las anteriores (Mineral K) pre-tostación 450°C y 750 °C . Este mineral tiene poca cal; por esto no se necesitó control de pH, pero el granate por efecto de la tostación tiende a flotar con mayor facilidad.

VI).- PRUEBA DE LIXIVIACION

Generalmente la lixiviación con H_2SO_4 de minerales de óxido de cobre se hace cuando tiene poca presencia de calcita y poco contenido de Au y Ag. Para recuperar el cobre a partir de solución de cobre lixiviados con ácido sulfúrico se hace por métodos de cementación, lixiviación-precipitación y fusión, extracción por solventes.

Esta prueba fué solo exploratoria. Los resultados se evaluaron con % de extracción de H_2SO_4 .

6.1).- Prueba de lixiviación con Mineral "K"

Para la prueba de lixiviación de Mineral "K" se utilizó 100 gr de mineral -#18. A este se le agregó H_2SO_4 y su agitación fué hecha por 2 horas. El CaO en mineral "K" es aproximadamente 27%.

6.2). - Prueba de Lixiviación con Mineral "T"

Se empleó el mismo sistema que el mineral "K". La ganga en este mineral es casi totalmente silicato, de esta manera el consumo de ácido sulfúrico es poco; el cobre disuelto es mayor.

De esta manera el mineral "T" es de más fácil lixiviación.

VII). - OBSERVACIONES DE LOS RESULTADOS DE LAS PRUEBAS

Las pruebas se efectúan con Mineral "K" con bajo porcentaje de crisocola y con mineral "T", con alto porcentaje de esta.

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

Sin embargo en lo que respecta al % 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. Tanto en mineral "K" y "T", el oro es nativo, existe electrum y plata nativa, la recuperación es relativamente fácil, pero las recuperaciones del mineral "T" es bajo, dado que la ley de oro y plata del mineral de cabeza es bajo.

En segregación, los resultados son buenos y estables para el oro, la plata y el cobre. Este es un método eficiente para el cobre en malaquita y crisocola. Y se espera que exista un mejor resultado en la crisocola.

M. Rey reconoce que la crisocola da mejores resultados para recuperar el cobre que la malaquita por el método de segregación, dentro de su tesis "The Copper Segregation Process" en donde menciona que la segregación es fácil para óxido de cobre con ganga de cuarzo ó silicato y para minerales con alto contenido de fierro oxidado; lo contrario ocurre para ganga alcalina.

La calcita afecta en menor proporción la segregación, el oro nativo electrum no reacciona con el cloruro de hidrógeno; mantiene su estado. Y es en la superficie de este oro donde aparece el cobre; esto se debe al comportamiento del cloruro de cobre evaporado, teniendo como núcleo al oro; a su vez menciona que el Cu metálico se difunde en el interior de la red cristalina del oro formando aleación Au-Ag-Cu ó Cu-Au. El cobre metálico se recupera por flotación.

En el caso de flotación con pre-tostación de los minerales "K" y "P", en cuanto al cobre se observa mejor recuperación y mejor ley de concentrado cuando la temperatura de pre-tostación es más alta.

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

Tanto el oro nativo, electrum y plata nativa no deberán presentar cambios en superficie aunque se caliente hasta 750 °C . Y actualmente se investiga porque baja el porcentaje de recuperación de oro y plata de los minerales "K" y "T".

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

La lixiviación del Mineral "T" es relativamente fácil, en cambio en el mineral "K" el consumo de ácido sulfúrico es alto e igual a 300 Kg/Ton por la presencia de caliza. Por el lado de la recuperación del oro y la plata, no es conveniente adoptar la lixiviación, también el mineral "T" con silicato contiene oro y plata a pesar de su baja ley y alrededor del yacimiento existe caliza.

VIII).- CONCLUSION

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

En el método de flotación con pre-tostación aún están presentes puntos por resolver, pero se puede esperar el mejoramiento del resultado para el cobre.

PROYECTO

SEGREGACION DE MINERALES OXIDADOS Y REFRACTARIOS DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

Con el objeto de transferir tecnología en Segregación de Minerales oxidados y refractarios de cobre y elementos asociados, se firmó en 1983 el Convenio de Cooperación Técnica entre Perú y Japón, representados por INGEMMET y JICA, y denominado "Segregación de Minerales Oxidados y Refractarios de Cobre y Elementos Asociados".

Este Convenio Internacional, que culmina en Junio del presente año ha venido desarrollándose con la participación de ocho expertos japoneses -cinco a largo plazo y tres a corto plazo- y de la contraparte nacional integrada por siete ingenieros del INGEMMET.

Merced a este Convenio, Japón donó la Planta Piloto de Segregación, que fuera instalada en lo que es actualmente el Centro Metalúrgico Piloto del INGEMMET, situado en la Refinería de Zinc de Cajamarca, e inaugurada el 22 de Julio de 1987.

INFORMACION GENERAL

LUGAR DE INSCRIPCION

Unidad de Capacitación del INGEMMET.
Pablo Bermúdez 211 - Jesús María
Teléfonos: 314491 anexo 20 / 316233
Relaciones Públicas e Información
Telf. 316233 anexo 16

INAUGURACION DEL SEMINARIO

El 22 de Mayo de 1989 a las 09:00 horas,
Auditorio del Colegio de Ingenieros del Perú,
Av. Arequipa 4947 - Miraflores.

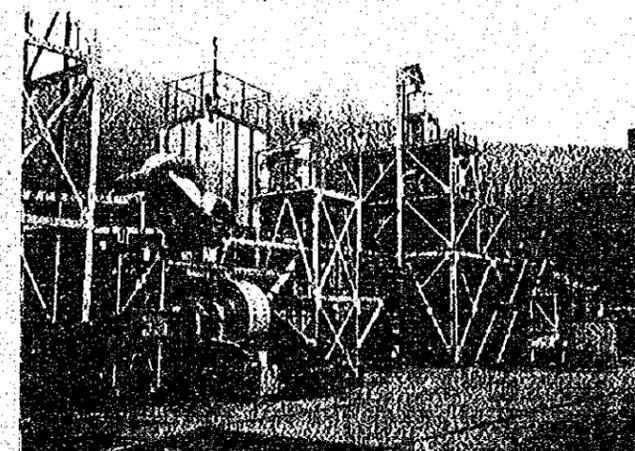
DESARROLLO DEL SEMINARIO

El evento se llevará a cabo en el local del Colegio de Ingenieros del Perú, habiéndose programado para el día 24 de Mayo una visita Técnica a la Planta Piloto de Segregación en CAJAMARQUILLA.

SECTOR ENERGIA Y MINAS



**INSTITUTO GEOLOGICO,
MINERO Y METALURGICO**
AGENCIA DE COOPERACION INTERNACIONAL DEL JAPON
SEMINARIO INTERNACIONAL



**SEGREGACION DE MINERALES
OXIDADOS Y REFRACTARIOS
DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS**

22 - 24 MAYO DE 1989

LIMA - PERU

PRESENTACION

El Instituto Geológico Minero y Metalúrgico —INGEMMET—, y la Misión Japonesa de Segregación del Japón, JICA, han venido desarrollando, desde hace cinco años, diversos trabajos sobre la segregación de minerales oxidados y refractarios de cobre y elementos asociados en base a pruebas a nivel de Laboratorio y Planta Piloto con minerales de Berenguela, cuyos resultados son bastantes alentadores, con la posibilidad de su aplicación a otros yacimientos.

La presencia de diversos expositores del Japón y Perú, especializados en Segregación, hacen preveer el éxito de los objetivos del Seminario Internacional que marca la culminación del Proyecto JICA—INGEMMET "Segregación de Minerales Oxidados y Refractarios de Cobre y Elementos Asociados".

OBJETIVOS

Consolidar la transferencia tecnológica entregando a la comunidad minera metalúrgica los resultados más importantes de la aplicación del Proceso de Segregación, desarrollado en el marco del Convenio de Cooperación Técnica entre Japón y Perú, representados por JICA e INGEMMET respectivamente.

PROGRAMA

LUNES 22 DE MAYO

09:00 am. INAUGURACION

10.00 am. Algunos aspectos geológicos del yacimiento de Berenguela.
Ing. Manuel Paz Maydana
INGEMMET

10.30 am. Aspectos mineralógicos del yacimiento de Berenguela
Ing. Samuel Canchaya
INGEMMET

11.00 am. Pruebas fundamentales de Segregación a nivel de laboratorio.
Ing. Kinzo Asari
JICA - Japón

11.30 am. Molienda Semi Autógena aplicada al mineral de Berenguela
Ing. Isao Shintani
JICA - Japón

12.00 m. Aspectos principales de la flotación de calcinas, provenientes del proceso
Ing. Masao Nakamura
JICA - Japón

12.30 pm. Algunas recomendaciones importantes para el tratamiento a nivel industrial del mineral de Berenguela por el proceso de Segregación.
Ing. Masahide Nakao
JICA - Japón

13.00 pm. Tostación de concentrados de zinc.
Ing. Ricardo Gutiérrez
MINERO PERU

MARTES 23 DE MAYO

09.30 am. Investigación metalúrgica en la UNI.
MSc. Ing. Pedro Angeles Beteta
Decano - UNI.

10.00 am. Gestión Tecnológica en la Dirección General de Metalurgia del INGEMMET durante 1988.
MSc. Ing. Eleuterio León R.
INGEMMET

10.30 am. Recent Trends of Nonferrous Smelting and Refining - Tendencias recientes en la fundición y refinación de los no ferrosos.
Dr. Sakichi Goto
Universidad de Tokio - Japón

11.00 am. Cooperación Técnica Internacional: Perú - Japón
Dr. Takao Mizobuchi
Director JICA

11.30 am. Situación y perspectivas de la minería en el Perú.
Dr. Ing. Mario Samané Boggio
Ministro en la Cartera de Energía y Minas.

MIÉRCOLES 24 DE MAYO

08.30 am. Concentración de inscritos en el local central del INGEMMET.

09.00 am. Prueba demostrativa de la Planta Piloto de Segregación de Cajamarquilla.
Misión Japonesa de Segregación
JICA - INGEMMET

06.00 pm. CLAUSURA - INGEMMET.

Future trends of nonferrous smelting and refining

Sakichi Goto
Prof. Emeritus
The University of Tokyo
Prof. Chiba Inst.
of Technology

General

Amounts of production of copper, lead and zinc metals from domestic mines in Japan are on the decrease year by year, especially after liberalization of exchange in 1971. Many small scale mines were shut down after 1971 as shown in Table 1. However, the smelters and refineries in Japan had been modified to well-equipped facilities in accordance with not only by the strong demands of metals from other industries, but also by the social power of anti-pollution after the first oil crisis in 1973.

The energy made steep rise in price and the average growth of demands of the base metals per annum has been decreased after the oil crisis in 1973.

The keen appreciation of power price is shown in Fig 1. Several small smelters and refineries were closed and also the new flash smelting furnace at Hitachi stopped the operation. The second oil crisis in 1979 raised again the price of energy, especially the price of electric power and bunker oil.

Operating incomes at some smelters and refineries turned to minus and almost all smelters of aluminum which were constructed newly in Japan postponed their productions.

In such circumstances, not only energy conservation techniques but also more economical method for recovering the valuable elements were developed at almost all smelters and refineries.

After the oil crisis, smelting companies oriented their R&D effort to other targets so-called advanced technologies for recovering the incomes instead of smelting and refining business.

In 1986, the price of copper, lead and zinc dropped down with the high exchange rate of yen, and economy of smelting and refining industries were turned worse. Fortunately, the price of base metals increased from 1988, so smelting and refining business in Japan turned to better economical conditions. However, another improvements for minimizing the operating cost will be necessary for smelters and refineries to survive in the future because of higher energy cost, high wages and low metal prices which should be considered to be inevitably repeated as shown in the past statistics.

Supply of mineral resources

Domestic mines

71 of copper mines in Japan were operated in 1971 and only 3 mines are under operation in 1988. The main reasons are so-called Nixon shock, that is, the high exchange rate of yen to dollar in 1972 and also the oil crisis in 1979. Many lead and zinc mines were also closed. The mine divisions in the large companies were separated from the main body of the companies to small companies as the subsidiaries. Only one gold mine, Hishikari, Sumitomo Metal Min. Co.Ltd. was developed recently.

The numbers of workers at copper mines decreased from 16,125 to 656 with shutdown of mines.

The mine production of copper metals also decreased from 116 thousands tons copper in 1971 to 8.7 thousands tons in 1987 and self sufficiencies of copper metal in Japan decreased only to only 0.6% for total demands.

Mine production of zinc metal is 257.6 thousands tons in 1970, but it is 159.7 thousands tons in 1987 and the self sufficiencies of zinc became to about 20 %.

Developments of mines in abroad

Three copper mines and one zinc mines have developed by Japanese investment, but only two copper mines, Mamut, Malaysia and Qaleh-Zali, Iran, and one zinc mine, Huanzala, Peru are operating even now. The production of copper and zinc metals from these mines in 1984 were 37 thousands tons and 28 thousands tons respectively. In 1987, Sumitomo Metal Min. Co. invested to Morenci, Arizona and imported 32,000 tons of copper as copper concentrates.

Financing by Japanese companies to the mines in abroad are still active and total imports from these mines after financing is 290 thousands tons of copper metal in 1984 (35.4% of the total imports of copper metal). The intimate and friendly cooperation between the mine-sites and Japanese companies are more necessary for good economical relation.

Outline of Smelters and Refineries in Japan

Until the first oil crisis in 1974 the production capacity of copper and zinc metal reached to 1.2 million and 1.0 million tons per annum with the rapid increase of domestic demands, especially from the electrical and iron and steel industries. The best equipments were installed to cope with the request of anti-pollution programs at that time. However, new investments for the capacity increase were stopped by the shrinkage of total demands of metals and difficult situation of the supply of raw materials from abroad after the oil crisis.

The cost for smelting and refining in Japan has become increased with high investments for anti-pollution equipments and high energy prices. Many techniques were developed for saving energy and utilization of waste heat, but the more efforts must be required to minimize the smelting cost to survive in the future.

Characteristics and recent improvement of copper smelters and refineries

There are 6 smelters and 8 refineries in Japan, that is, Kosaka smelter and refinery, Dowa Min.Co., Onahama smelter and refinery, Onahama Smelt. Co.(subsidiary of Mitsubishi Metal Corp.), Hitachi refinery, Nippon Min., Tamano smelter and refinery, Hibi Kyodo Co.(subsidiary of Mitsui Metal Min.), Naoshima smelter and refinery, Mitsubishi Metal Corp., Toyo smelter and refinery, Sumitomo Metal Min. Co., Niihama refinery, Sumitomo Metal Min.Co., Takehara refinery, Mitsui Metal Min. Co., and Saganoseki smelter and refinery, Nippon Min.Co.

Ashi smelter which was the first flash smelter in Japan closed in 1987 because the smelter is located inland, so cost of the transportation was expensive.

The characteristics and recent improvements of main smelters and refineries are explained briefly.

1. Kosaka Smelter and refinery, Dowa Min.Co.Ltd.

Copper concentrates with high lead and zinc are processed. Average compositions of concentrates are Cu 21.1, S 28.0, Pb 3.2, Zn 3.5, Fe 23.3, As 0.25, Sb 0.13. Matte grade is about 55%. Dust with high lead and zinc are leached with sulfuric acid and returned to lead smelter which is a new injection process. In and Ga in leaching residue at Akita zinc plant are recovered. Production of refined anode is 5000 t/M.

2. Onahama smelter and refinery, Onahama Smelt. Co.Ltd.

Two reverberatory furnaces with total capacity of 53,000t/M are operating. Low SO₂ of about 3% contained in exhaust gas is recovered by lime-gypsum process. Arsenic is recovered from washing tower. 3000 ton/M of automobile scrap tyre and pulverized coal are used instead of heavy oil. The new type of copper refining cell is famous. Production of refined anode is 19000 t/M.

3. Hitachi refinery, Nippon Min.Co,Ltd..

Main smelting process with flash furnace was shut down in 1976 and a small recycling furnace so called reverberatory type furnace is operating. Production capacity of matte becomes 570 t/M(matte grade 36.9% Cu). Copper sheet and powder also are produced. Refinery capacity is approximately 10,000 t/M.

Cu in anode slime is leached by Fe³⁺ ion which is produced

from electrolysis.

4. Tamano smelter and refinery, Hibi Kyodo Co, Ltd.

Flash furnace with furnace electrode is operating. Matte grade is approximately 59%. Coal and coke are used instead of oil. Production of refined anode is 13000 t/M. Periodic reverse current was applied for copper electrolytic plant. Plant capacity of refinery is 11,400 ton/M.

5. Naoshima smelter and refinery, Mitsubishi Metal Corp.

One reverberatory furnace with the capacity of 14000 t/M and one continuous smelting process so called MI process with capacity of 7800 t/M of refined anode are operating.

Exit gas from reverberatory furnace is treated by the process of basic aluminum sulfate. Main fuel is converted from oil to coal. The capacity of refinery is 13,600 tons/M.

6. Toyo smelter and refinery, Sumitomo Metal Min. Co, Ltd.

The newest flash furnace in Japan is well controlled by on-line computer system. Main fuel was changed from oil to coal and enriched air with 35% oxygen is used. Arsenic is recovered from exit gas by wet process and high purity As_2O_3 and metallic As are also produced. Production capacity of refined anode is approximately 32,000 t/M and 18,300 t/M of refined copper including the capacity of Niihama refinery of the same company.

7. Takehara refinery, Mitsui Metal Min. Co.

The production capacity of refined copper is 7,000 t/M. Copper dross from lead smelter is leached by ammonia solution and copper is separated with solvent extraction and recovered by electrowinning. This electrowinned copper sheet is used as starting sheet of copper cathode in electro refining.

8. Saganoseki smelter and refinery, Nippon Min. Co.

Two flash furnaces with preheated air of a high temperature of 1,000 °C and enriched air with 26 % oxygen is used. Production capacity of refined anode is 32,000 t/M and a capacity of refinery is 16,500 t/M and remained anode is sent to Hitachi refinery.

The important developments and modification at smelters and refineries in recent years are summarized as follows.

In smelters;

1. Improvement of flash smelting process

1. Air with enrichment of oxygen of the max. 35 % is used.
2. Low shaft such as about 5 m height instead of 8 m is used.
3. Coal or coke or waste tyre of automobile is used as a fuel for supplying a deficient heat in a furnace instead of bunker oil which is more expensive.
4. The smelting is precisely controlled by computer.
5. About 60% of matte grade is produced. This is higher than before.

2. Exit gas with low SO₂ content from reverberatory furnace is treated.
3. MI process for continuous smelting is successfully operated at Naoshima.
4. Dust with high lead and zinc from smelters are treated for recovering zinc and lead.
5. Valuable minor elements such as Se, Te, As, Sb, Bi and precious metals are recovered effectively.

In refineries:

1. The swimming pool type of copper electrorefining is developed by Onahama refinery with Hazelet type of anode casting machine.
2. High current density more than 300 Amp/m² is achieved by periodic reverse current.
3. The removal of antimony from copper electrolyte is achieved by ion-exchange column.
4. Impurity in electrolyte is separated from acid by ion exchange diaphragm.
5. Introduction of solvent extraction is applied to make the starting sheet of copper cathode.
6. Many improvements are applied to electrorefining to achieve good quality of cathode and energy saving.
 1. Flow pattern of electrolyte in cells is controlled by special design of inlet and outlet of electrolyte.
 2. Short circuit between anode and cathode is detected automatically by flux meter or a temperature of electrodes.
 3. Contact resistance of anode to electric bars are minimized by wet contact developed by Mitsu Metal Min. Co.
 4. Heat loss from surfaces of the cell is decreased by covering the surface with a special plastic sheet.

Air pollution control

Japan is a country with one of the highest population densities in the world, 315 persons/km², higher than 10 times of USA', and industrial activities in these narrow area are strong. These have made control of the effluents of all processing plants absolutely necessary to minimize environmental problems. Much of heavy industries locate in clusters outside of the major metropolitan areas and generally along the seacoast, where deep-water ports provide low-cost transportation both from abroad and domestics. Japanese smelters are located at deep-water ports where atmospheric pollution are high by other industrial activities.

The central government of Japan has placed two types of restrictions on sulfur dioxide emissions; 1) an average ambient air quality standard, which regulates the amount of SO₂ in the ambient environment, and 2) an emission standard, which regulates the maximum amount of SO₂. In addition, each prefectural government and local cities and towns have

established their emission limitations.

The national Ambient Air Quality Standards for Japan require that the daily average of hourly values in the vicinity of the smelter site shall not exceed 0.04 ppm, nor shall any hourly value in a 24-hr period exceed 0.1 ppm. The National SO_x Emission Standard is based on a formula referred to as the so-called "K" value limitation.

$$g = K \cdot H_e^2 \cdot 10^{-3}$$

Where g is SO_x emission limit in Nm³/hr, K is a constant particular to each district as determined by the central government or by local or prefectural government, H_e is the effective height of the stack in meters as calculated by the formula which includes parameters such as an actual height of a stack, gas volume, gas velocity and gas temperature.

Table 4 shows the SO_x emissions requirements and an actual operating practice for each copper smelters.

The rate of taxation for the emissions of the smelters depends on the location and is based on the total emissions from the smelter and is independent of the emission limitation. The recovery of sulfur from smelter gas is one of the most important problems in Japan. More than 98% of sulfur is recovered.

In Table 4, Saganoseki, Toyo and Tamano are flash smelting and Naoshima and Onahama are reverberatory process. In flash smelting process, exit gas from smelter and converter and other process gas from various processes in smelters are treated by conventional sulfuric acid plant. Onahama uses a lime-gypsum process for fixation of SO₂ and Naoshima process for reverberatory furnace is basic aluminium-gypsum process originated by Dowa Mining Co.

Characteristics of utilization of oxygen in a smelter

Many smelters in Japan equipped the oxygen plant already and enriched air with oxygen up to about 40% is used for flash and continuous smelting furnaces. More enriched air with oxygen will be used in future smelters.

The advantages for using oxygen are thought to be as follows;

1. Flame temperature in flash smelting furnace becomes high. Fuel with worse quality such as low calorific coal and coke breeze will be burnt easily and also a temperature raise of concentrate in the shaft is quick.

2. A rate of smelting speed in the furnace becomes high and more amounts of concentrate will be able to be treated in a furnace.

3. Fuel consumption is decreased by a small amount of heat loss and dust generation becomes less because of less amount

of exit gas .

4, SO₂ content in exit gas becomes high and an investment cost for gas cleaning and sulfuric acid plant becomes less.

INCO type flash smelting furnace uses pure oxygen and operates very effectively.

The effects of enriched air for heat balance in the smelting furnace can be easily calculated by combining the equilibrium and heat balance calculation.

Flash and bath smelting

New smelting processes were proposed in these 20 years and some of them were applied commercially. The new processes are classified to bath and flash smelting as shown in Table 5.

Bath and flash smelting are compared . In bath smelting, main reaction occurs in a melt. The heat is supplied to the particles by conduction and radiation from the melt, so heat transfer coefficient is larger than that of flash smelting. The reaction rate in bath smelting is thought to be higher than that of flash smelting.

The gas injected in a melt reacts with both concentrates and melt. The materials injected in a melt are caught in a melt, so dust generation is thought to be less than that of flash smelting. A bath is agitated by injection ,so a composition and a temperature in a melt is almost same.

In case of flash smelting , a main reaction takes place at a way of falling in a shaft. The necessary heat to heat up the particle to the reaction temperature are given by the radiation heat from the shaft wall and from a preheated air. A bath is not agitated by the action of flash, so the particle on a surface of a melt is more difficult to be dissolved into a melt. When oxidic particles which are obtained in a shaft reach on a surface of a melt, these particles are thought to be difficult to dissolve in a melt. A pile of non-dissolved particles on a surface of a melt is often observed in a flash smelting furnace.

The productivity ,ton concentrate per day per m² , are compared between commercial smelting processes as shown in Table 6. Generally, productivity of bath smelting furnace is larger than that of flash type smelting.

A new smelting process of bath smelting type such as MI process will be developed in a future.

Segregation process of low grade copper oxidic ore

Low grade oxidic copper ores are treated by hydrometallurgically or segregation process. In

hydrometallurgical process, copper in ores is leached out by dilute sulfuric acid, followed by precipitation with iron scrap or followed by solvent extraction and electrowinning.

In case of iron precipitation, cemented copper is used only as a raw materials of copper smelter. In case of solvent extraction, cost of an investment and operation becomes high, but a product is a refined copper. The product must be severely controlled for getting more than 99.99% copper.

If an ore includes acid consumable components such as lime or magnesia, acid leaching process can not be applied. Segregation process will be only an applicable process for recovering copper from these low grade ores.

Generally, ore must be ground to -100 or -150 mesh before segregation process. This is a power consuming step. So, recently, segregation process by "mechanical kiln" was developed in Sweden and Japan. This process was applied successfully to recover nickel from low grade garnierite ore of about 2.3% nickel. After segregation reaction, concentrate of nickel of 59% is obtained by magnetic separation. Electric energy for rotating a grinding mill is accumulated and converted to heat to heat up the materials in a mill and segregation reactions occurred simultaneously during grinding. This process is now under development for commercialization by Pacific Metals Co. in Japan.

New smelting process of lead and zinc

Several lead smelting processes instead of a blast furnace process were proposed up to now, but only KIVCET and QSL process were applied commercially. KIVCET consumes a lot of electricity and QSL has a large kiln with a vast surface of a furnace. The oxidation and reaction reaction occur in a different point in a same furnace just like a WORKRA process which was proposed in Australia before and was not used yet. More economical process will be developed in the field of lead and zinc just like the injection process which has been developed as a new smelting of zinc in Japan.

Conclusion

In these 25 years, many improvements were adopted on copper smelters and refineries. Some of the most attractive features are the techniques of air pollution control which were mainly developed in Japan by the strong anti-pollution social power in seventies. Dirty circumstances in smelters was changed to just like a modern factory.

The second one is the energy saving techniques which were applied in many processes in smelting and refining such as recovery of waste heat from gas, or an electrolyte.

The third one is new processes with high productivity such as injection smelting of MI, and a periodic reverse current in copper electrolysis.

The fourth one is the saving of wage by introducing a fact automation and computer controlling system.

The fifth one is recovery of impurities from smelters and refineries.

The sixth one is a quality controlling system for production of high quality product at constant characteristics.

We have another important items in base metals smelting and refining which must be solved in a future, that is,

1. Sulfur fixation as solid forms instead of sulfuric acid... Almost all sulfur in sulfide concentrate is fixed as sulfuric acid or gypsum, but other type of fixation must be developed under an condition of excess supply of acid or gypsum in a future.

2. End point of copper converter... End point of a converter reaction is judged mainly by a skillness of workers, but a scientific method for detection of the end point is expected to be developed. Recently, Boulden announced the spectroscopic method.

3. Utilization of waste slag

4. New additives in electrolyte in copper refining instead of thio-urea... Sulfur contamination from thio-urea must be decreased for production of high purity copper.

5. Limitation of impurities such as arsenic, antimony and bismuth in smelting and refining.

6. Continuous electrorefining of copper with high current density... New concept for continuous refining of copper instead of batch cathode are desired in a future.

7. Recovery process of precious metals from anode slime... More economical process with high productivity is desired.

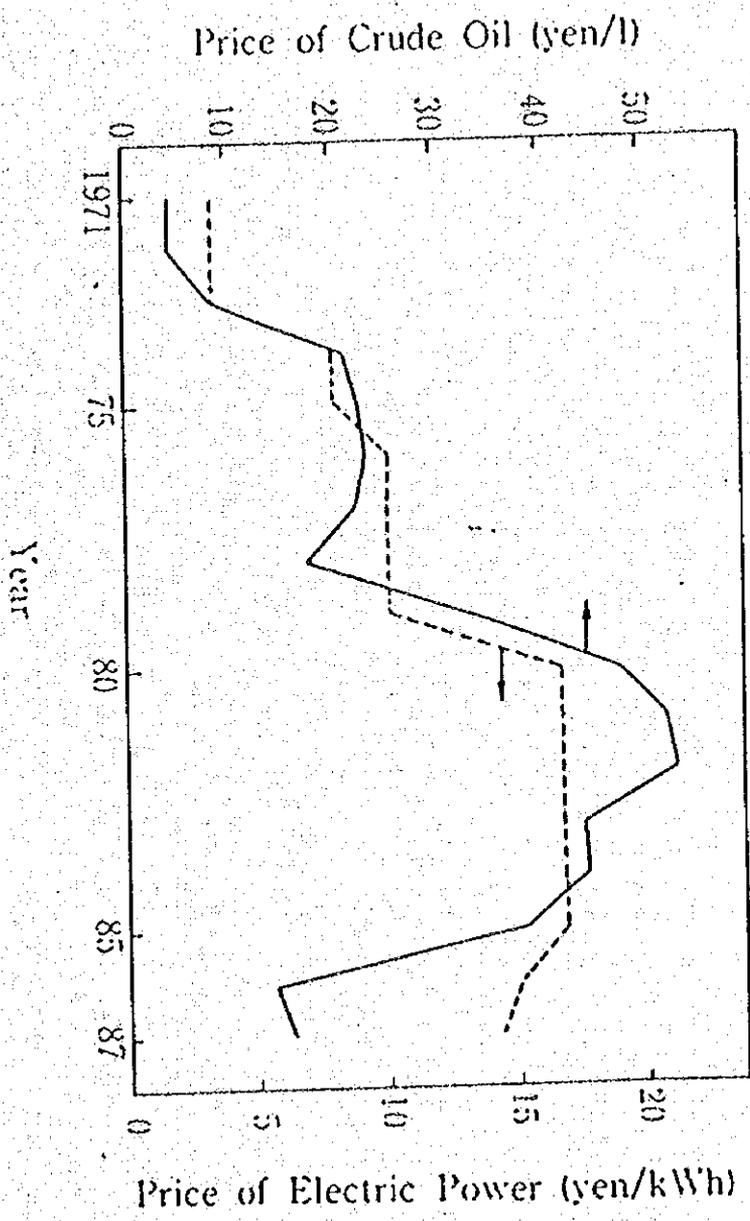


Figure 1 - Price of Energies

Table 1 Change of number of domestic mine workers

	1971	1975	1979	1980	1982	1985	1987	1988
Cu								
Number of mines	71 (36)	28 (19)	16 (12)	15 (12)	15 (12)	12 (9)	4 (3)	3 (3)
Number of workers	16,125	8,018	5,913	5,183	4,725	4,441	916	656
Pb, Zn								
Number of mines	13 (8)	11 (8)	7 (6)	6 (5)	6 (5)	4 (3)	5 (5)	3 (3)
Number of workers	7,310	6,360	4,208	3,480	3,520	3,151	1,671	1,356

* Number in parenthesis is mines which belongs to small companies.

Table 2 Supply and demand of copper metal(10³ ton)

	1970	1975	1980	1983	1984	1985	1986	1987
supply								
domestic mines	116.2	94.0	48.0	35.2	32.2	28.4	18.2	8.7
imports(concentrate and blister)	495.9	649.4	853.7	871.8	788.0	774	829.9	855.9
secondary	99.1	74.8	123.2	144.3	115.4	132.8	109.4	112.8
total production	711.2	818.2	1024.9	1051.3	935.6	935.2	957.5	977.5
imports as refined form	155.2	151.4	221.1	266.8	439.3	326.7	256.3	402.5
supply total	911.5	1176.6	1456.0	1536.9	1544.1	1,429.3	1,369.1	1,472.8
consumption								
wire	580.2	597.9	866.4	947.9	964.8	921.9	908.9	974.1
cake, billet	218.4	253.7	431.3	435.1	467.5	415.8	427.9	474.4
others	29.4	31.6	26.2	22.2	20.0	18.2	15.8	18.2
total	828.0	883.2	1323.9	1405.2	1452.3	1,335.9	1,352.6	1,466.8
exports	46.9	10.9	137.1	131.7	148	59.4	61.6	47.2
stocks	45.1	208.0	210.0	218.8	169.2	155.3	92.8	108.0
production capacity(10 ³ t/y)								
799	1,228	1,239	1,230	1,205	1,240	1,240	1,240	1,240
production ratio per capacity %*	89	67	83	85	78	78	77	69

* : The capacity of electrorefining plants.

Table 3 Supply and demand of zinc metal(10³ ton)

	1970	1975	1980	1983	1984	1985	1986	1987
supply								
production								
domestic mines	257.6	253.7	238.1	248.7	231.3	237.3	206.7	159.7
imports(concentrate)	365.2	376.0	369.0	360.2	406.6	384.8	415.0	428.4
others	52.8	74.7	101.7	117.4	110.7	105.8	75.1	71.8
total	765.6	695.4	708.8	726.3	748.6	727.9	696.8	659.9
imports	24.3	23.9	38.0	45.4	52.3	66.5	96.5	118.8
supply total	772.5	920.4	1,012.	924.1	898.6	877.2	872.1	889.1
consumption								
domestic usages								
zinc plating on steel plate	219.8	227.8	279.4	329.6	334.3	322.0	325.0	348.4
other platings	112.4	99.2	120.2	113.9	109.8	106.1	108.3	122.2
die cast	113.7	97.7	119.0	112.6	114.4	114.4	116.3	110.0
alloy	80.2	80.9	98.4	97.6	100.3	102.8	97.1	103.9
others	90.6	92.2	87.1	83.9	79.7	83.1	73.6	78.8
total	616.7	597.8	704.1	737.6	735.5	725.4	720.3	763.3
exports	46.8	51.3	39.4	45.6	45.6	29.2	23.9	51.1
stock	92.5	253.5	257.7	97.7	82.9	78.8	110.4	89.3
total demands	756.6	902.6	1,001.2	880.9	864.0	833.4	854.6	903.7
production capacity (10 ³ ton/Y)								
760			1041	1020	1020	997	951	866
production ratio per capacity %								
89			68	71	73	73	73	76

Table 4 - Japanese smelter SO_x emissions

Smelter (capacity, ml/yr Cu)	"X"	Limit Nm ³ /hr (lb/hr)	Tax Yen/Nm ³ (\$/lb)	Ambient max. ppb	Recovery, %S
Saganoseki (240,000)	3.5	570 (3,590)	84.20 (6)	40, 24 hr <100, 1 hr	>98
Toyo (133200)	3.5	72 (455)	84.20 (6)	40, 24 hr <100, 1 hr	99
Tamano (122,000)	11.5	149 (940)	492.57 (37)	40, 24 hr <100, 1 hr	99
Naoshima MI (48,000) Conv. (96,000)	11.5	185 (1,165)	84.20 (6)	40, 24 hr <100, 1 hr	>99
Onahama (240,000)	6.0	84 (530)	84.20 (6)	40, 24 hr <100, 1 hr	>99

Sulfur Oxide Emission (as $\times 10^6$ t-sulfer/

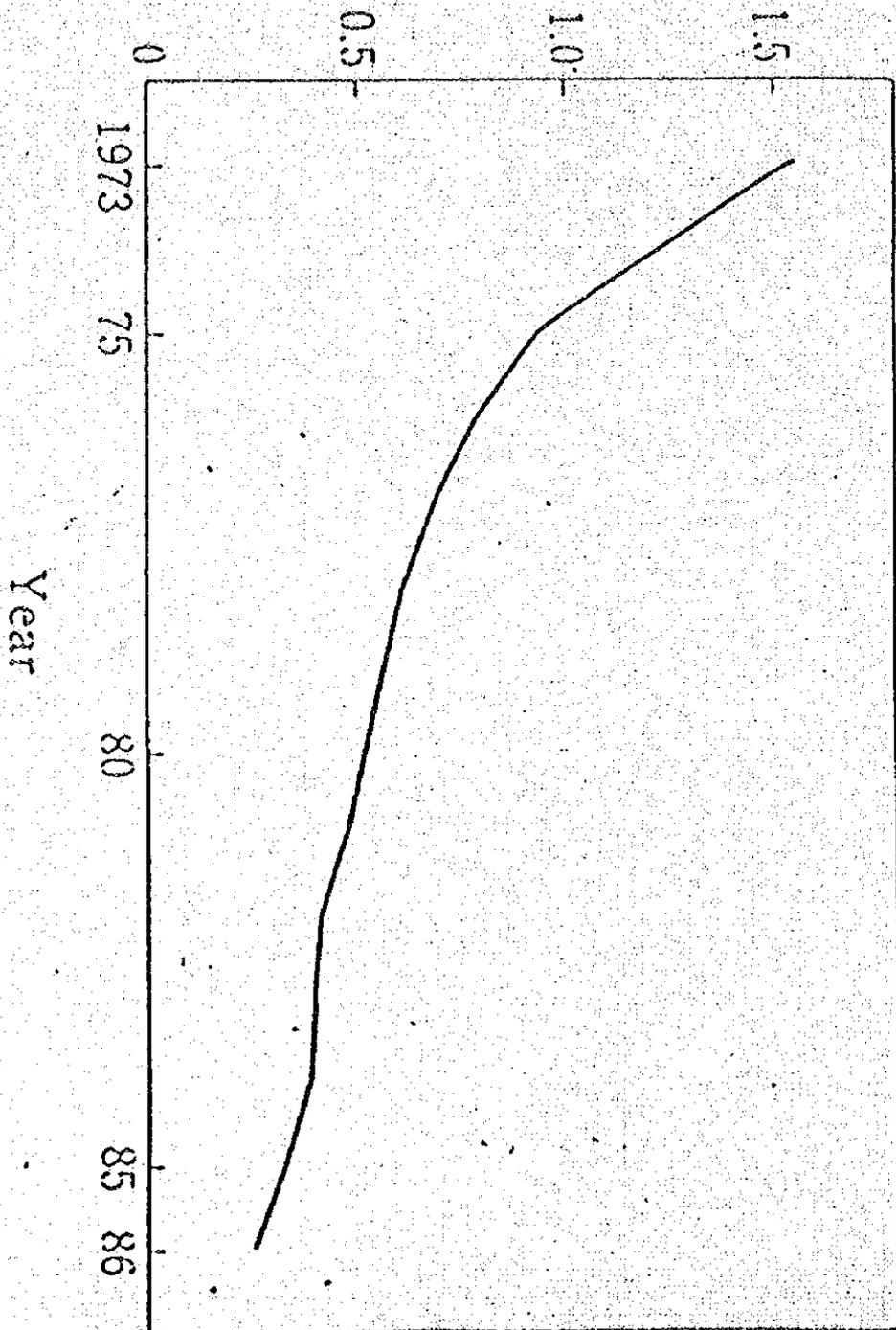


Figure 2 - Emissions of Sulfur Oxide

Table 5 Flash and Bath Smelting

Flash smelting	Bath smelting
Outokumpu flash furnace	MI process
INCO flash furnace	Noranda process
CONTOP smelting furnace	El Teniente converter
Cyclone furnace	TBRC
Sprinkle reverberatory	Form smelting
KIVCET furnace	SIROSMELT
Solid matte flash furnace	QSL process

Table 6 Productivity of bath and flash smelting furnaces

Process	productivity ton concentrate/ day/m ²	matte grade% Cu
MI S-furnace	20.9	67
Noranda	15.0	73(65at Garfield)
El Teniente	12.4	74
Form smelt	80	45-70
Outokumpu flash	8-11	50-61
INCO flash	11.6	47
KIVCET	2.8-3.3	35-50
Oxy-fuel burner	5.3	40
Oxygen sprinkle	6.6	46

PRUEBAS FUNDAMENTALES DE SEGREGACION
A NIVEL DE LABORATORIO

Ing. Kinzo Asari
Ing. Mercedes Misari
Ing. Jorge Quispè

I. - INTRODUCCION

El Perú es un país eminentemente minero por sus grandes reservas de minerales de : Cu, Pb, Zn, Ag, Fe, Sn y otras especies, habiéndose desarrollado métodos convencionales para su tratamiento como flotación para los sulfuros y sulfosales y cianuración para los minerales oxidados; sin embargo hay minerales de plata asociados con óxidos de manganeso que no responden a ninguno de estos métodos, incluso a la amalgamación. Uno de los procesos estudiados para este tipo de mineral que además contiene cobre es la segregación; alternativa de posible solución al tratamiento de minerales refractarios argentíferos. Una de las minas con gran reserva de mineral y con estas características mineralógicas es Berenguela, que está formado principalmente por óxidos de manganeso amorfos (Wad), contienen en forma diseminada la plata y el cobre.

Este mineral ya ha sido estudiado por diversos investigadores, en base a estos estudios y a la experiencia lograda por los expertos japoneses JICA en el marco del Convenio de Cooperación Técnica, se han realizado pruebas de segregación a nivel fundamental, siendo el objetivo de este informe dar a conocer los resultados logrados, afianzando de este modo la transferencia de la tecnología de segregación a la Contraparte Peruana.

TABLA # 1

METODO PARA EL TRATAMIENTO DE DIFERENTES MINERALES

MINERAL	Principales Minerales de Cu	GANCA	METODO DE RECUPERACION												OBSERVACION
			FLOTACION			SEGREGACION			LIXIVIACION			OBSERVACION			
			Recup. Cu	Recup. Cu y Ag	Recup. Cu y Ag	Recup. Cu	Recup. Cu y Ag	Recup. Cu y Ag	Recup. Cu	Recup. Cu	Recup. Cu y Ag				
Sulfuro	Primario	Silicato	⊙	○		△									Porpning Copper
	Secunda. Calcopirita			○		△									
	Secunda. Cobre	Carbnt.	⊙	○		△									
	Carbnt. Malaquita	Sulfato Carbnt.	○	○		⊙	⊙								
Mineral Oxidado	Sulfato	Sulfato Carbnt.	x	x		⊙	⊙								Min. Tintaya Min. Katanga
	Sulfuro Proshantite	Sulfato Carbnt.	x	x		⊙	⊙								Min. C. Verde
Otros	Oxidado	Sulfato Carbnt.	○	○		⊙	⊙								
	Amorfo	Sulfato Carbnt.	x	x		⊙	⊙								Berenguela
	Metal	Sulfato Carbnt.	○	○		⊙	⊙								

NOTA : ⊙ Buena recuperación
 ○ Aplicable (Resultado variable) △ Difícil aplicación
 x No aplicable directamente, requiere tratamiento aparte

Es importante mencionar que actualmente se están corriendo pruebas de pilotaje (3TM/día), los cuales están corroborando los resultados obtenidos a nivel de Laboratorio.

II. ASPECTOS TEÓRICOS SOBRE SEGREGACION

Este proceso fué descubierto durante investigaciones realizadas con minerales oxidados de cobre de la Mina Sagasca Chile en 1,923 encontrándose se que la reducción del mineral de cobre por carbón a la temperatura de 700 °C el cobre emigraba hacia la superficie de carbón en lugar de quedar diseminado en el mineral, determinándose que este comportamiento se debía principalmente a la presencia de pequeñas cantidades de cloruro de sodio en el mineral.

Los investigadores Pollanult y Pease definen a la segregación como la reducción de óxidos de cobre por carbón usando la sal como agente volatilizante, siendo la reacción química representada por :

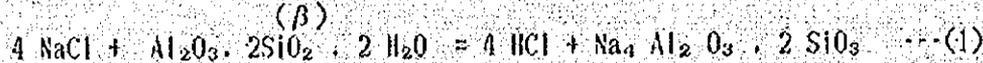


El investigador Iwasaki lo considera como un proceso de tostación cloridizante bajo condiciones particularmente reductoras.

Los expertos japoneses JICA, en base a la experiencia lograda en la Mina Katanga, Cuzco han propuesto algunas reacciones químicas que probablemente estén ocurriendo durante la segregación, con el mineral de Berenguela:

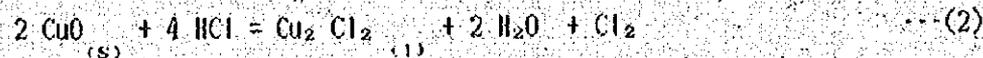
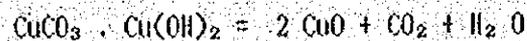
1.- Formación del cloruro de hidrógeno gaseoso :

- A partir de la hidrólisis del cloruro de sodio en presencia del cuarzo

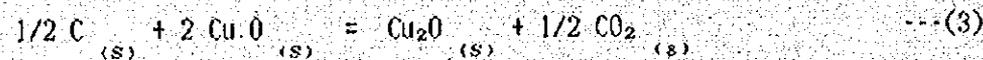


2.- Reacciones de Cloridización :

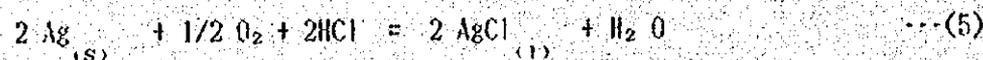
- A partir de la descomposición de la malaquita:



- A partir de la reducción del óxido cúprico a óxido cuproso por el carbón :

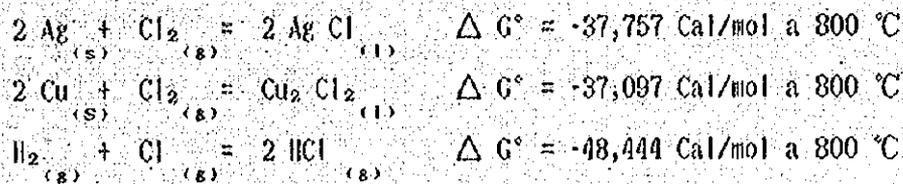


- A partir de los óxidos de manganeso amorfos (vad) que contienen en forma diseminada a la plata, el investigador Masahide Nakao propuso la siguiente reacción química representada por :



3.- Reducción de Cloruros Metálicos Volátiles

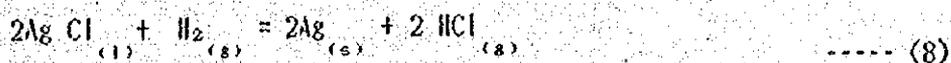
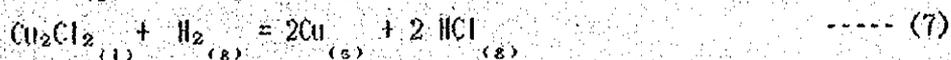
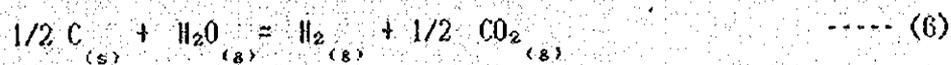
Teniendo en cuenta la consideración del investigador Kellogg de que el cambio de Energía Libre Standard de Gibbs para la formación de cloruros metálicos.



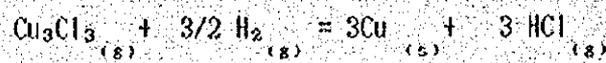
Los valores del ΔG° de formación de cloruro de cobre y de plata son mayores que el valor ΔG° de formación del cloruro de hidrógeno a 800°C , significando que el Cu_2Cl_2 y AgCl serán reducidos a metal por el hidrógeno.

Por otro lado el investigador Iwasaki aclaró de que si bien es cierto de que en el proceso de segregación la fase metálica precipita principalmente sobre la superficie del reductor sólido, el carbón no puede actuar como agente reductor de los cloruros metálicos, sin embargo, pudo inferir a partir de consideraciones termodinámicas, la siguiente reacción: $2 \text{MCl}_2 + \text{C} = 2 \text{M} + \text{C} \cdot \text{Cl}_4$

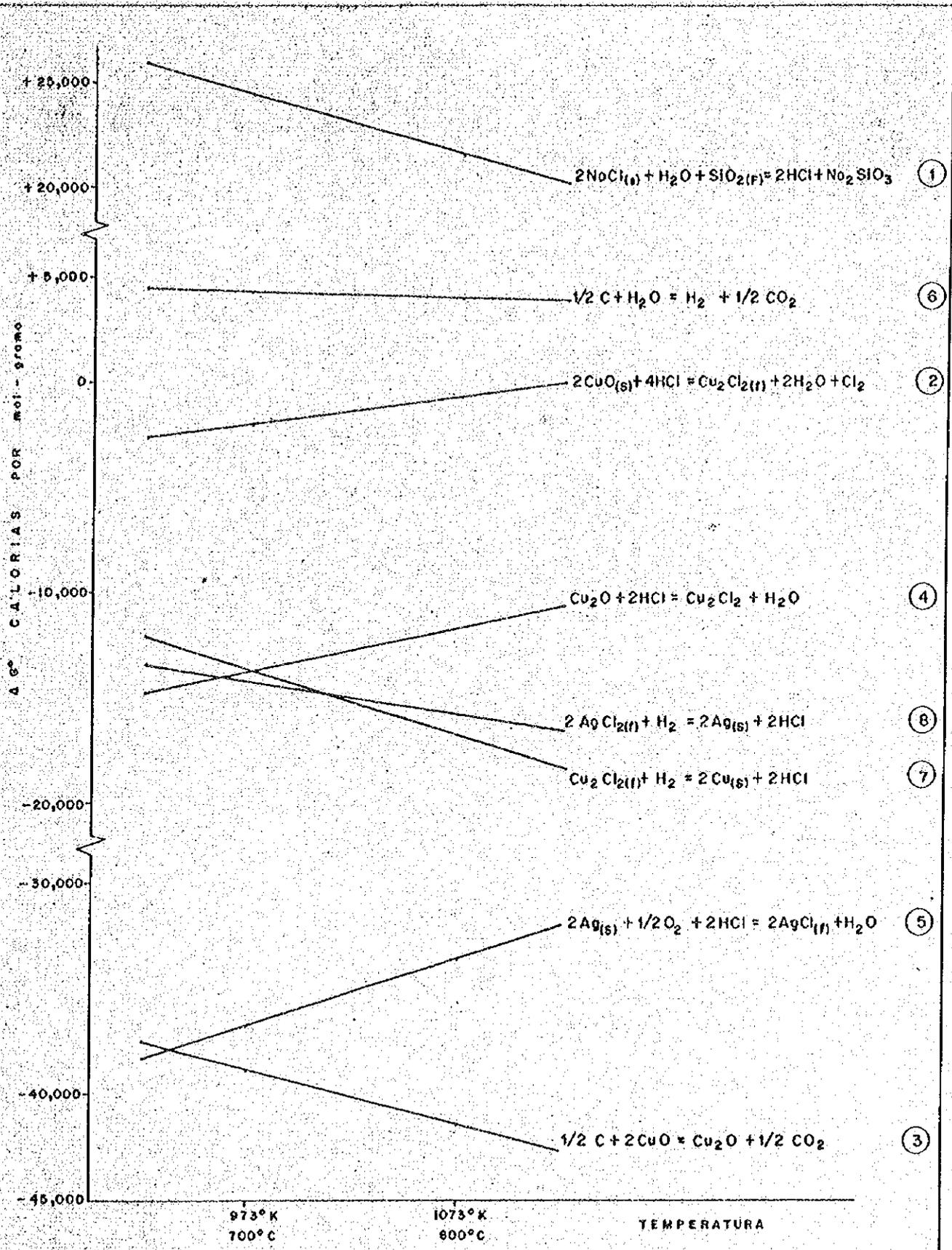
En la presencia de pequeñas cantidades de vapor de agua el cloruro metálico reacciona con el reductor (sólido) produciendo hidrógeno y la reducción del cloruro metálico se hace posible, por esta razón el investigador Iwasaki concluye de que sobre la superficie del reductor sólido (coque y/o carbón), los cloruros metálicos volátiles son reducidos por el hidrógeno



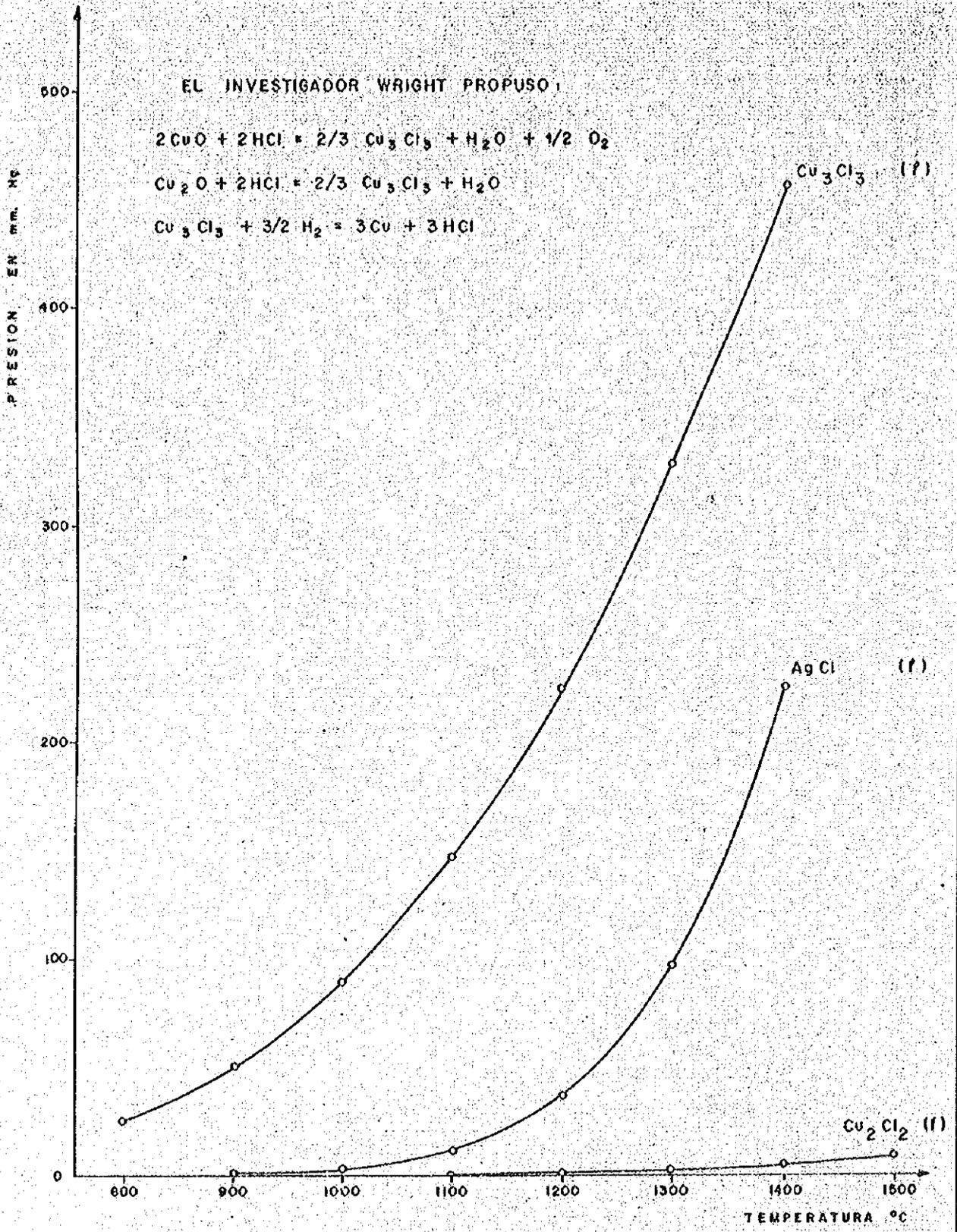
El investigador Iwasaki afirma que es un hecho que en el rango de temperaturas de 700°C a 850 °C , el cloruro cuproso existe en la forma trimero: Cu_3Cl_3 , cuya presión de vapor a 750 °C y a 825°C toman los valores de aproximadamente de 17 mm Hg y 40 mm Hg respectivamente, razón por la cual la reducción del cloruro cuproso se llevo a cabo por la siguiente reacción química :



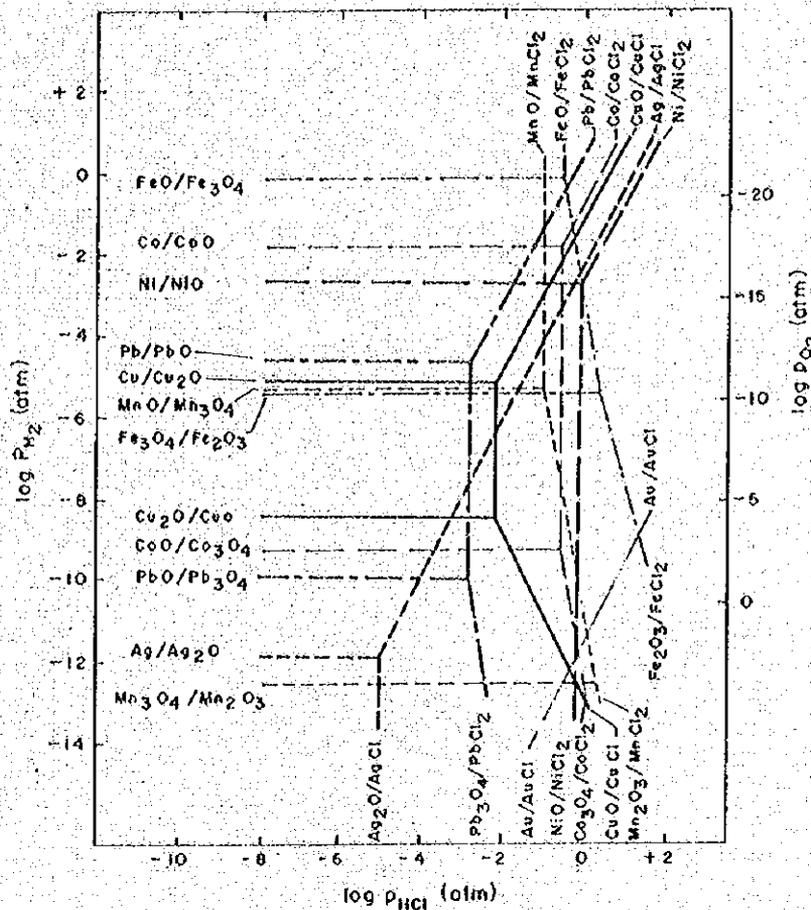
Ver tabla # 1 y Graficos 1, 2, 3, y 4.



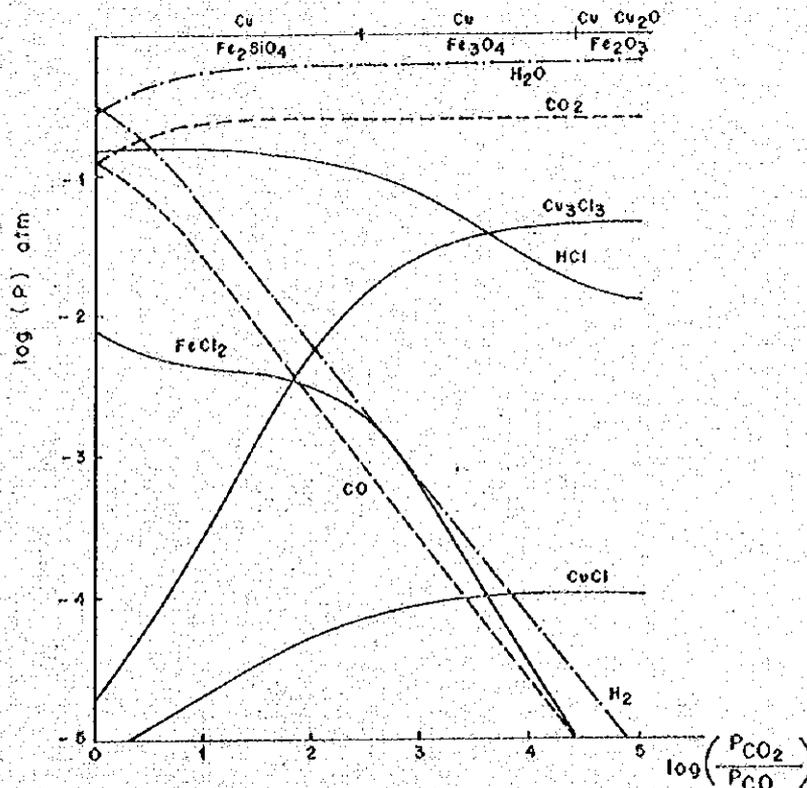
GRAF. 1.- CAMBIO DE ENERGIA LIBRE DE GIBBS DE LAS REACCIONES QUIMICAS DEL PROCESO DE SEGREGACION



GRAF. 2.- PRESION DE VAPOR DE LOS CLORUROS METALICOS EN FUNCION DE LA TEMPERATURA



GRAF. 3.- DIAGRAMA DE EQUILIBRIO PARA Ag - Au - Co - Cu - Fe - Mn - Ni y Pb - H₂ - HCl a 750°C y P_{H₂O} = 0.3 atm.



GRAF. 4.- PRESIONES PARCIALES V.S. POTENCIAL DE OXIGENO A 627°C. CANTIDADES EN LA REACCIÓN: C: 0.3%, NaCl: 0.9%, y H₂O: 1.14%

III.- PARTE EXPERIMENTAL

III-1 Caracterización de mineral

1.1 Análisis Químico Cualitativo

Elementos mayores	Elementos Menores
Mn Mg	Si Fe

1.2 Análisis Químico Cuantitativo

Elementos	%
Plata †	451 g/TM
Oro †	0.12 g/TM
Cobre	1.33 %
Fierro	6.81 %
Manganeso	19.10 %

1.3 Análisis Granulométrico

Malla	Abertura	Peso (%)	Ensayes Químicos			Distribución Metálica		
	JIS		Cu%	Ag g/TM	Mn%	Cu	Ag	Mn
+65	210	7.1	1.44	520	25.80	7.4	7.6	7.6
-65+100	149	16.8	1.43	515	25.65	17.3	17.9	17.8
-100+200	74	47.2	1.38	480	24.05	47.0	46.8	47.0
-200+326	44	24.2	1.36	465	23.16	23.7	23.2	23.2
-325		4.7	1.35	460	22.70	4.6	4.5	4.4
		100.0				100.0	100.0	100.0

1.4 Angulo de reposo

Granulometría : -48 mallas
Humedad (%) : 2.34%
Tiempo de rotación : 4 minutos
Valor promedio : 45 ~46°

1.5 pH Natural

En pulpa con agua 1:1, después de 6 hoas
pH = 7.91

1.6 Gravedad especifica

s.g. = 2.93 g/cm³

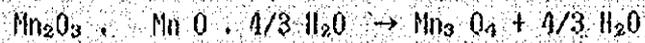
1.7 Indice de trabajo

Cálculo en base al Índice de dureza
(HGI = 105.86) y al Índice de molindabilidad (GI = 12.85)
WI = 10.51 Kw-hr/TC

1.8 Análisis Térmico-Gravimétrico (Gráfico # 5)

De la curva DTA (Escala Cualitativa del Efecto Térmico de las reacciones químicas producidas : Exotérmica, Endotérmica versus temperatura se ha logrado definir regiones teniendo como límites a los puntos mínimos y máximos de inflexión

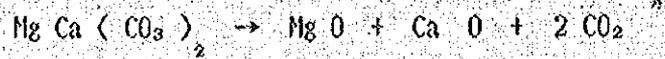
a) (57 °C - 272 °C) Pérdida de agua y descomposición de la Hausmannita.



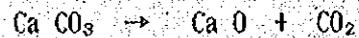
b) (249°C - 344°C) descomposición de la Goethita



c) (344°C - 702°C) descomposición de la Dolomita

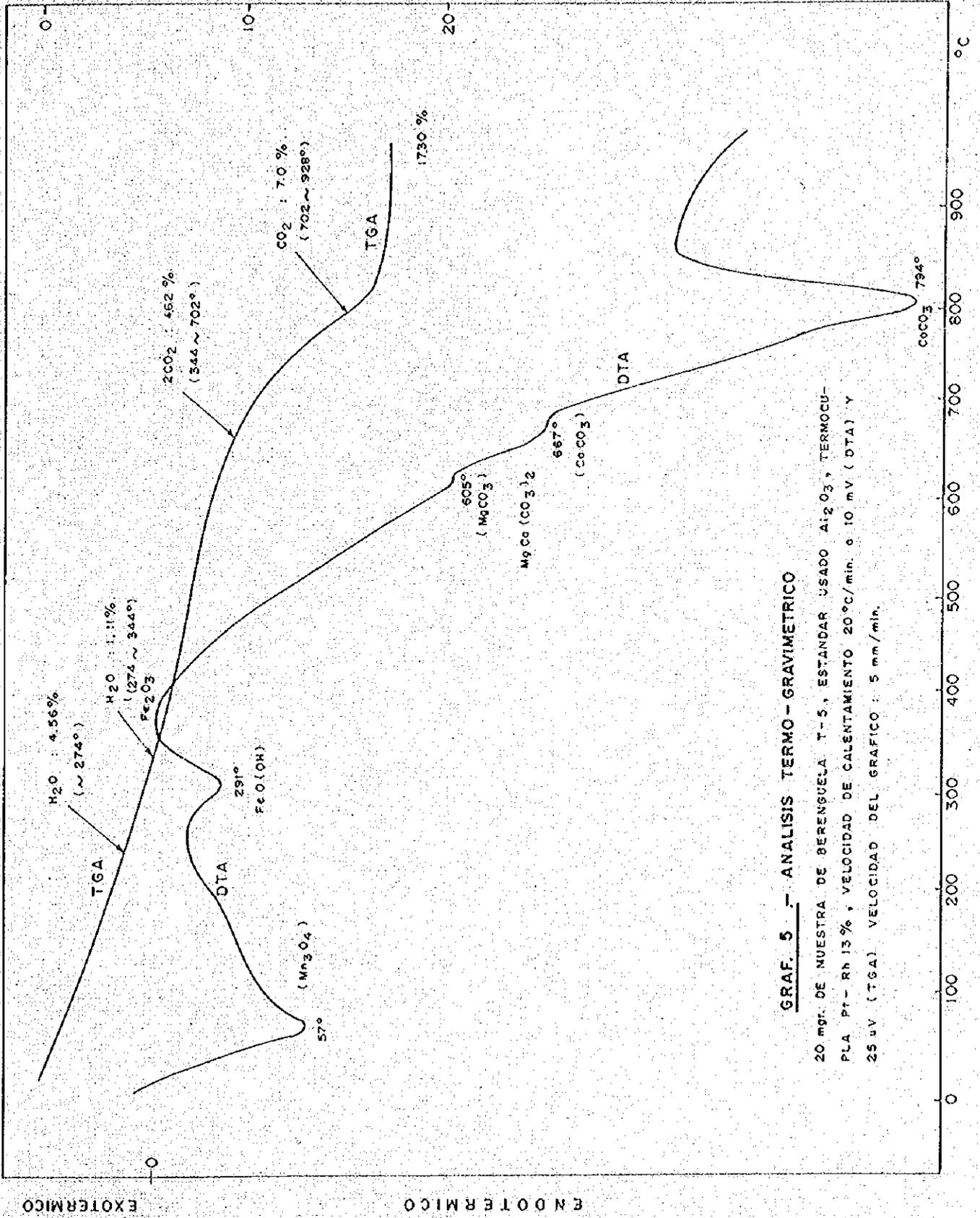


d) (702°C - 928°C) descomposición de la Calcita



Todas estas reacciones son endotérmicas, es decir que transcurren con absorción de calor, siendo las más endotérmicas las reacciones de descomposición de los carbonatos.

De la Curva TGA, se determinó en cuatro (04) puntos, la pendiente de la curva, dándose directamente el porcentaje de la pérdida de peso. Las principales especies mineralógicas presentes en la muestra de mineral Berenguela tipo 5, están indicadas en la Tabla # 2.



GRAF. 5 - ANALISIS TERMO-GRAVIMETRICO

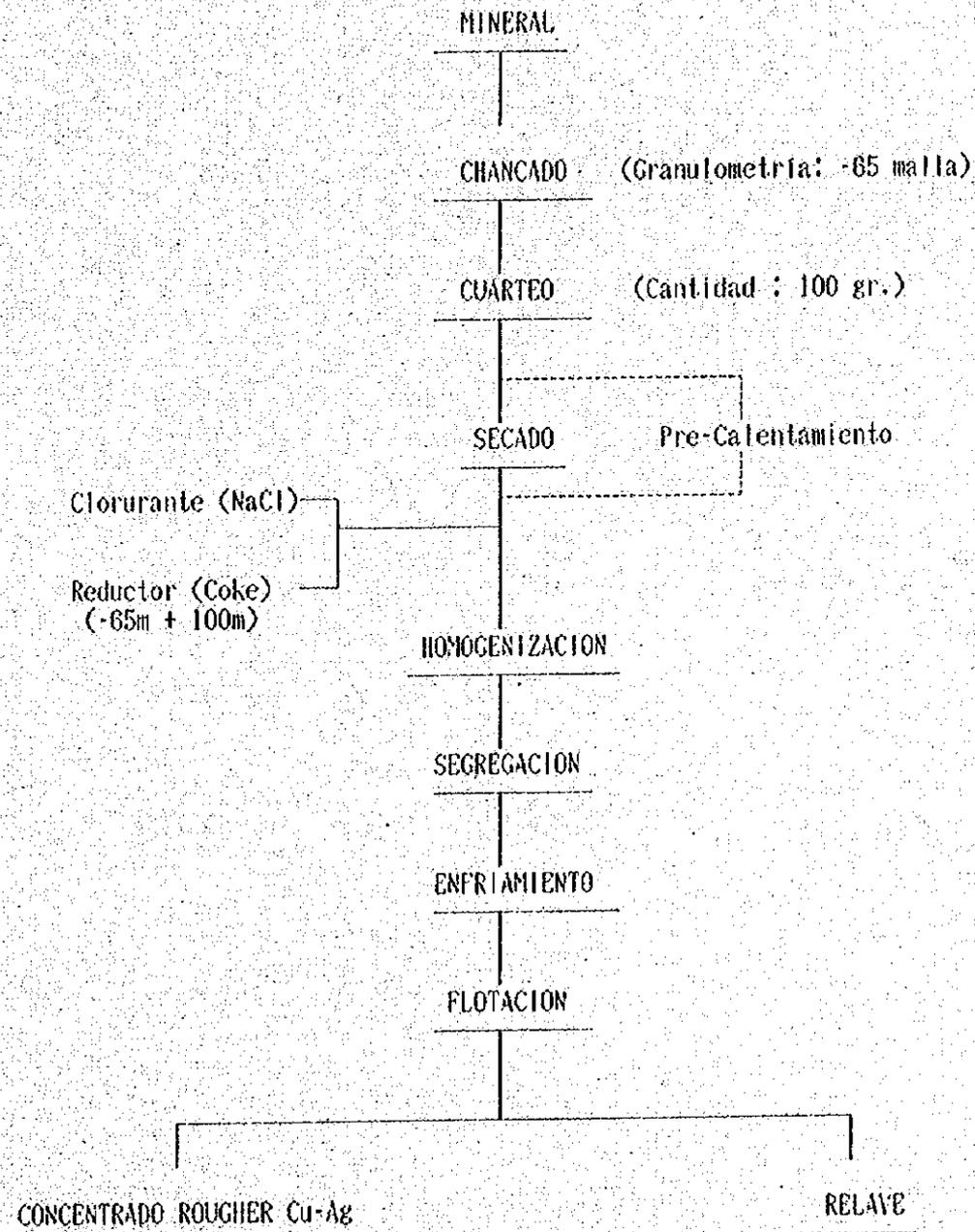
20 mgr. DE MUESTRA DE BERENGUELA T-S, ESTANDAR USADO Al₂O₃, TERMOCU-
 PLA Pt-Rh 13%, VELOCIDAD DE CALENTAMIENTO 20°C/min. o 10 mV (DTA) Y
 25 µV (TGA). VELOCIDAD DEL GRAFICO : 5 mm/min.

TABLA # 2

N	Especie Mineralógica	Peso %	Pérdida de Peso %	Peso Neto%	Elemento %
1	$Mn_2O_3 \cdot MnO \cdot 4/3H_2O$	28.88	4.57	24.31	18.36 (Mn)
2	Fe O (OH)	10.98	1.11	9.87	6.90 (Fe)
3	CaMn (CO ₃) ₂	9.68	4.62	5.06	2.12 (Mg)
4	Ca CO ₃	15.92	7.00	8.92	8.48 (Ca)
5	Cu O	2.22	0.00	2.22	1.77 (Cu)
6	Ag ₂ O	0.05	0.00	0.05	0.0465 (Ag)
7	Si O ₂	32.27	0.00	32.27	
	TOTAL	100.00	17.30	82.70	

III-2 Flow Sheet del Proceso de Segregación

Las pruebas de segregación fueron desarrolladas de acuerdo al siguiente Flow Sheet:



III-3 Metodología

Las pruebas metalúrgicas se llevaron a cabo mediante la aplicación de métodos estadísticos en diferentes niveles siendo los principales parámetros en estudio temperatura de segregación, tiempo de reacción, agente clorurante y reductor, con el objeto de definir las condiciones de segregación para el mineral de Berenguela.

La flotación del producto segregado se realizó en condiciones standard; siendo :

Colector	Cantidad	Espumante	Cantidad
Amil Xantato	200 gr/TM	Acéite de Pino	100 gr/T
Z-200	100 gr/TM		
Kerosene	50 gr/TM	Tiempo de flotación : 15 minutos	

III-4 Muestras utilizadas

A nivel de Laboratorio se emplearon, 5 lotes diferentes de la Mina Berenguela, mineral constituido por óxidos con alto contenido de Mn cuarzo, calcita, plata y cobre que se caracterizan por presentar una estructura amorfa no cristalizada (Wad) . Los ensayos químicos se muestran en la siguiente Tabla # 3

Tabla # 3 Ensayos de los diferentes lotes del mineral de Berenguela

Min.	Ubicación de la muestra	Peso (t)	LEY QUIMICA			
			Ag (g/l)	Cu%	Mn%	Fe%
T-1	WESTARN - N 7	4.9	433	2.08	24.14	7.50
T-2	WESTARN - N 5 + N 5A	5.6	148	1.08	12.12	5.12
T-3	WESTARN - N 7A	4.9	346	1.45	12.72	4.88
T-4	WESTARN - N 5	5.4	178	1.16	10.13	4.44
T-5	ESMERALDA - S	55.6	451	1.33	19.10	6.81
T-6	Mineral Marginal	13.6	137	0.93	5.92	2.75
		90.0				

III-5 Equipos utilizados

- Horno Tubular estático de resistencia eléctrica Cap. 100 gr.
- Horno Mini Rotatorio de resistencia eléctrica Cap. 2 Kg.
- Celdas de flotación tipo M.S., 100 gr.
- Celdas de flotación tipo M.S., 500 gr.
- Molino de disco vibratorio
- Tamices de serie JIS malla 48,65,100,200 y 325.
- Absorción Atómica
- Difractómetro de R-X
- Balanza Analítica
- Esteroscopio

IV.- RESULTADOS

1.- Pruebas de segregación con diferentes lotes

Las condiciones de las pruebas fueron standard para los 5 lotes es decir Temperatura : 800 °C , NaCl: 0.5% y Reductor: 5% . Estos resultados se muestran en la Tabla # 4

TABLA # 4

Lote	Concentrado			Relave			Recuperación%‡	
	Peso %	Cu%	Ag(gr/t)	Peso %	Cu%	Ag(gr/t)	Cu	Ag
T-1	14.36	13.6	2,656	67.80	0.18	76	94.0	88.1
T-2	16.55	5.8	625	64.85	0.13	50	92.0	76.0
T-3	16.31	7.60	1,620	62.02	0.33	113	86.0	79.1
T-4	17.18	6.50	855	62.06	0.11	39	94.2	86.2
T-5	12.54	10.20	2,620	67.10	0.15	163	92.9	75.0
T-6	16.07	3.10	392	68.30	0.63	101	53.6	47.7

‡ Las recuperaciones están referidas a la cabeza calculada.

1.- Pruebas de segregación con el Lote-5

El mineral T-5 (Esmeralda Sur) por ser el de mayor contenido de Ag y el utilizado en la Planta Piloto, se han realizado pruebas a nivel de laboratorio, mediante aplicación de métodos estadísticos; en éste reporte se da conocer el diseño experimental L_{16} , cuyos factores en estudio y resultados se detallan en las Tablas 5 y 6.

TABLA # 5 Factores y niveles del diseño experimental L18

N°	FACTORES	NIVELES	
		1	2
1	Cantidad : NaCl	0.5%	1.5%
2	Cantidad : Coke	5%	3.0%
3	Pre-calentamiento (750°C x20min)	SI	NO
4	Pirita	NO	2%
5	Granulometría del mineral	-48 malla	-100 malla

TABLA # 6

Resultados del L₁₆

Prueba	Sal (%)	Coke (%)	Pre-Calentam.	Pirita (%)	Granulom. Mallas	Recuperación (%)	
						Cu	Ag
1	0.5	5	NO	0	-48	95.3	82.8
2	0.5	5	NO	2	-100	86.6	74.6
3	0.5	5	SI	0	-100	96.6	80.0
4	0.5	5	SI	2	-48	80.5	60.0
5	0.5	3	SI	0	-48	97.1	78.7
6	0.5	3	SI	2	-100	80.8	68.6
7	0.5	3	NO	0	-100	74.6	88.0
8	0.5	3	NO	2	-48	92.9	78.9
9	1.5	5	NO	0	-48	92.0	83.6
10	1.5	5	NO	2	-100	72.1	64.0
11	1.5	5	SI	0	-100	95.6	64.9
12	1.5	5	SI	2	-48	61.8	39.7
13	1.5	3	SI	0	-48	95.5	61.8
14	1.5	3	SI	2	-100	74.3	53.4
15	1.5	3	NO	0	-100	90.5	84.2
16	1.5	3	NO	2	-48	81.4	71.3

De acuerdo al análisis de varianza para las recuperaciones de Cu y Ag se encontró un nivel de significancia del 1% para los factores pirita, sal y precalentamiento; también un nivel de significancia del 5% para la interacción de Precalentamiento x sal y reductor ; los cuales se muestran en el Gráfico # 6 .

3.- Interrelación entre las recuperaciones de Cu y Ag

Según los estudios realizados, se aprecia que las recuperaciones de Cu y Ag guardan una correlación, es decir que la recuperación de la Ag es menor a la recuperación de Cu, consideramos que esto se debe principalmente a que los parámetros en estudio influyen de modo diverso sobre las recuperaciones de Cu y Ag por esta razón se ha desarrollado el diseño experimental L₂₇ para su evaluación, cuyos resultados se detallan en la Tabla # 7.

Tabla # 7 Factores y Niveles del Diseño Experimental L₂₇

DESIGN,	FACTORES	NIVELES		
		1	2	3
A	Temperatura (°C)	800 °C	850 °C	900 °C
B	Tiempo (Minuto)	30	45	60
C	Adición de pirita	0%	0.5%	1%
D	Tipo de clorurante	NaCl	CaCl ₂	NH ₄ Cl
E	Cantidad de clorurante	0.5%	1.0%	1.5%

TABLA # 8 Resultados del L₂₇

N°	Tempe. °C	Tiempo Minuto	Pirita (%)	Clorurante		Recuperación %	
				Tipo	(%)	Cu	Ag
1	800	30	0.0	NaCl	0.5	89.6	76.4
2	800	30	0.5	CaCl	1.0	87.1	82.3
3	800	30	1.0	NH Cl	1.5	90.6	80.4
4	800	45	0.0	CaCl	1.5	65.2	55.7
5	800	45	0.5	NH Cl	0.5	75.6	66.7
6	800	45	1.0	NaCl	1.0	90.2	74.5
7	800	60	0.0	NH Cl	1.0	51.7	44.8
8	800	60	0.5	NaCl	1.5	87.3	72.6
9	800	60	1.0	Ca Cl	0.5	64.0	49.5
10	850	30	0.0	NaCl	0.5	91.5	80.1
11	850	30	0.5	CaCl	1.0	81.1	70.9
12	850	30	1.0	NH Cl	1.5	86.7	78.0
13	850	45	0.0	CaCl	1.5	49.0	45.2
14	850	45	0.5	NH Cl	0.5	75.9	59.6
15	850	45	1.0	NaCl	1.0	71.7	58.5
16	850	60	0.0	NH Cl	1.0	80.6	70.4
17	850	60	0.5	NaCl	1.5	82.5	68.2
18	850	60	1.0	CaCl	0.5	70.7	59.7
19	900	30	0.0	NaCl	0.5	60.6	56.6
20	900	30	0.5	CaCl	1.0	77.4	68.1
21	900	30	1.0	NH Cl	1.5	59.9	53.3
22	900	45	0.0	CaCl	1.5	77.3	68.1
23	900	45	0.5	NH Cl	0.5	70.3	66.6
24	900	45	1.0	NaCl	1.0	51.2	48.0
25	900	60	0.0	NH Cl	1.0	75.1	69.9
26	900	60	0.5	NaCl	1.5	71.2	67.4
27	900	60	1.0	CaCl	0.5	62.4	60.4

Al efectuarse el análisis de varianza (ANVA), para las recuperaciones de la plata, hay un nivel de significancia del 5% para los factores; Tiempo y la interrelación temperatura x tiempo.

Las recuperaciones del Cu reportó valores muy cercanos a la distribución de fisher para la interrelación de temperatura x tipo de clorurante ; temperatura x tiempo; temperatura y tiempo. Gráfico # 7.

Correlación lineal de la Recuperación de la Ag con respecto a la Recuperación del Cu

A los resultados del Diseño experimental L₂₇, se les aplicó el coeficiente correlativo :

$$r = \frac{\sum (X_i - \bar{X})(Y_i - \bar{Y})}{\sqrt{\sum (X_i - \bar{X})^2 \sum (Y_i - \bar{Y})^2}}$$

Reemplazando los respectivos valores tendremos :

$$r = \frac{3,209}{\sqrt{4,152 \times 3,044}} = 0.903 \quad \text{##}$$

Para el caso de $\theta = 25$ el coeficiente correlativo es 0.4869 entonces se puede decir que hay correlación lineal en el nivel de significancia del 1% .

Aplicando la ecuación de regresión lineal, se obtiene :

$$b = \frac{\sum (X_i - \bar{X})(Y_i - \bar{Y})}{\sum (X_i - \bar{X})^2} = \frac{3,209}{4,152} = 0.773$$

$$0.773 (X - 73.9) = (Y - 64.6)$$

X = Recuperación de Cu
Y = Recuperación de Ag

$$Y = 0.773x + 64.6 - 57.1 = 0.8x + 7.5$$

$$Y = \underline{\underline{0.8x + 7.5}}$$

Esto quiere decir que la recuperación de Ag es igual al 80% de la recuperación del Cu, más un valor constante (7.5)

4. Efecto del Pre calentamiento en la recuperación de Ag

Con el diseño L₁₆ se determinó la influencia negativa del pre calentamiento en la recuperación de Ag, sin embargo se programan pruebas adicionales para su mejor evaluación, cuyos resultados se muestran en la siguiente Tabla # 9 y Gráfico # 8.

TABLA #9 EFECTO DEL PRECALENTAMIENTO

CONDICIONES		CONCENTRADO			RELAVE			RECUPERACION		OBSERVACION
Tiempo	Temp.	Peso	Ag (g/l)	Cu%	Peso	Ag (g/l)	Cu%	Ag%	Cu%	
Minuto	°C	(g)			(g)					
30	700	9.73	2.220	11.00	59.94	270	0.19	57.2	90.4	Alimentación :
30	750	10.77	1.940	10.25	60.11	290	0.08	54.5	95.8	100 gr/batch
30	800	12.62	1.550	9.50	58.94	320	0.12	50.9	94.4	Coke : .5%
30	850	9.73	1.530	10.55	60.38	370	0.32	40.0	84.2	Sal : 0.5%
										Temp.: 800°C
15	700	12.62	2.200	9.13	58.94	180	0.12	72.4	94.2	
15	750	13.00	2.060	8.75	57.93	190	0.09	70.9	95.6	
15	800	13.44	1.980	8.15	57.37	200	0.08	70.0	98.0	
15	850	12.22	1.875	8.70	58.00	253	0.10	61.0	94.8	
-	-	12.61	2.650	10.20	67.02	159	0.13	75.9	93.7	Sin pre-calent.

5.- Efecto del Reductor (Sólido)

Como proveedor de núcleo para la precipitación y crecimiento del Cu metálico, la granulometría y la cantidad de reductor merecen ser evaluados; por tal razón, se ha programado el diseño experimental L_8 para evaluar su efecto. Tabla # 11.

TABLA # 10 FACTORES Y NIVELES DEL DISEÑO EXPERIMENTAL L_8

N	FACTORES	NIVELES	
		1	2
1	Granulometría	-65 + 100	-100
2	Cantidad	4%	6%
3	Tiempo de Segre.	20 min.	40 min.

TABLA # 11 RESULTADOS DEL L_8

N°	CONDICIÓN DE SEGREGACION			Recuperación %	
	Granulometría	Tiempo de Segre.	Cantidad (%)	Cu	Ag
1	-65 + 100 malla	20	4	90.6	92.3
2	-65 + 100 malla	20	6	93.2	92.9
3	-65 + 100 malla	40	4	96.2	94.8
4	-65 + 100 malla	40	6	92.5	89.0
5	-100 malla	20	4	92.7	94.2
6	-100 malla	20	6	97.0	95.6
7	-100 malla	40	4	97.3	95.4
8	-100 malla	40	6	92.3	86.2

Las recuperaciones están referidas a la cabeza calculada para las recuperaciones de Ag, se encontró un nivel de significancia del 5%, para tiempo de segregación y la interrelación de cant. de reductor x tiempo. Gráfico # 9.

6.- Sustitución del Coke por Carbón nacional

El mayor costo de operación del proceso de segregación se encuentra en el combustible y en el reductor; El coke es importado desde Japón ó de los Estados Unidos, por tal razón se llevaron a cabo estudios con el objeto de evaluar la sustitución del coke por el carbón nacional como alternativa para bajar costos de operación.

En éstas pruebas se utiliza carbón antracítico de procedencia del departamento de Ancash-Pallasca, con 83.6% del carbón fijo, y 6.90% de Materia Volátil.

El coke importado presenta 71.45% de carbón fijo y 12.37% de materia volátil. Con la aplicación de diseños experimentales se llevaron a cabo este estudio que a continuación detallamos:

6-1 Evaluación del Carbón

Tabla # 12 Factores y niveles del Diseño experimental La

N°	FACTORES	NIVELES		
		1	2	3
1	Cantidad	5%	7.5%	10%
2	Granulometría	-100 μ	(-65+100) + (-100)	-65+100 μ

TABLA # 13 Resultados del La

N°	FACTORES		Recuperación (%) *	
	Cantidad (%)	Granulometría	Cu	Ag
1	5	-100 m	76.0	69.2
2	5	(-65+100) _m + (-100) _m	87.2	85.1
3	5	-65 + 100 m	86.4	87.3
4	7.5	-100 m	51.4	52.2
5	7.5	(-65+100) _m + (-100) _m	67.3	64.9
6	7.5	-65 + 100 m	71.2	79.7
7	10	-100 m	58.9	58.3
8	10	(-65+100) _m + (-100) _m	46.2	44.6
9	10	-65 + 100 m	48.5	53.0

* Las recuperaciones estan referidas al mineral cabeza. Para las recuperaciones de Cu y Ag se halló un nivel de significancia del 5% para el reductor (carbón). Ver gráfico # 10.

6-2 Evaluación de la mezcla del Carbón + Coke

TABLA # 14 Factores y niveles del Diseño Experimental La

N	FACTORES	NIVELES		
		1	2	3
1	Cantidad	4%	5%	6%
2	Mezcla (Coke + Carbón)	Coke (1/3) + Carbón (2/3)	Coke (1/2) + Carbón (1/2)	Coke (2/3) + Carbón (1/3)

TABLA # 15 Resultados del La

Proporción del carbón en la mezcla (%)	Cantidad de Reductor (%)	‡ Recuperación	
		Cu%	Ag%
33	4	93.6	80.5
	5	97.3	82.7
	6	91.8	77.3
	Promedio	94.2	80.2
50	4	89.7	78.1
	5	93.7	78.4
	6	87.7	74.5
	Promedio	90.4	77.1
67	4	94.7	77.8
	5	96.7	77.8
	6	78.9	68.5
	Promedio	90.1	74.7

‡ Las recuperaciones están referidas al mineral cabeza. Para la recuperación de la Plata se encontró un nivel de significancia de 5% para el reductor (cantidad). Ver gráficos # 11 y 12.

V.- DISCUSIÓN DE RESULTADOS

1.- En la Tabla # 4, puede observarse que las recuperaciones de los 5 lotes del mineral de Berenguela son diferentes; apesar de sus condiciones de prueba fueron standard, se notan mejores resultados con T-1 y T-4. Sin embargo el lote más estudiado es T-5, porque tiene alta ley de plata.

2.- Según evaluación del diseño L_{16} , (Gráfico # 6) se tiene :

- A 0.5% de NaCl se logran las mayores recuperaciones tanto para el Cu como para la Ag.
- Con el Pre calentamiento (750 x 20 minutos) hay una baja considerable en la recuperación de la Ag.
- La interrelación de ambos aspectos también es desfavorable sobre la recuperación de Ag.
- La presencia de la pirita en el proceso (2%) favorece a que exista una atmósfera altamente reductora lo cual es perjudicial a la segregación, implicando bajas recuperaciones de Cu y Ag.
- La cantidad de reductor influye en la recuperación de la plata, observándose que a menor % de coke hay mejor recuperación de Ag (73.1%) puede deberse a que poca cantidad de reductor favorece a una atmósfera ligeramente oxidante, que según el diagrama de equilibrio de $Ag - H_2 - HCl$ favorece a la segregación de la Ag.

3.- Análisis del diseño L_{27} (Gráfica # 7), se tiene:

- Con la interrelación de temperatura x tiempo podemos apreciar altas recuperaciones para Ag y Cu; cuando la temperatura está en el rango

de 800 a 850 °C para un tiempo de 30 minutos; no así para 45 y 60 minutos donde las recuperaciones de Ag y Cu son menores especialmente para Ag.

- Con la interrelación de temperatura x tipo de clorurante, podemos observar que a 800 °C y con NaCl se alcanza la mayor recuperación de Cu (89%), comparadas con las obtenidas con Ca Cl₂ (72,4%, a 900 °C) y con NH₄Cl (81,1% a 850 °C).

4.- Análisis del diseño L₈ (Gráfico # 8 y 9) se tiene:

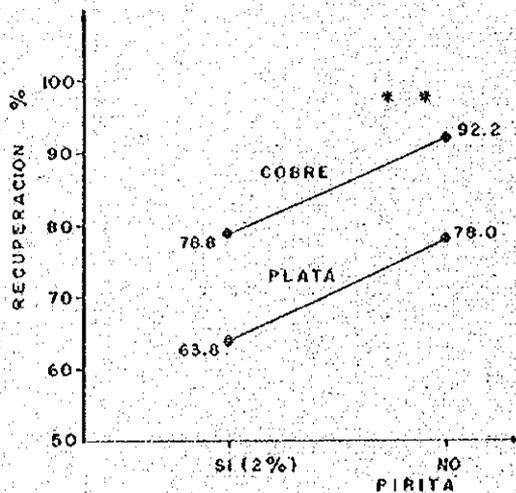
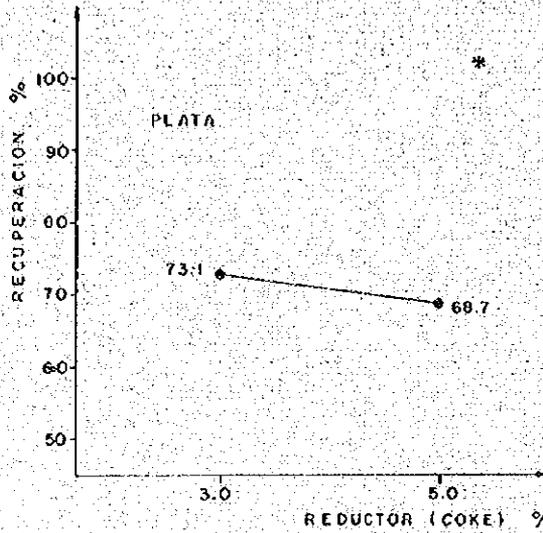
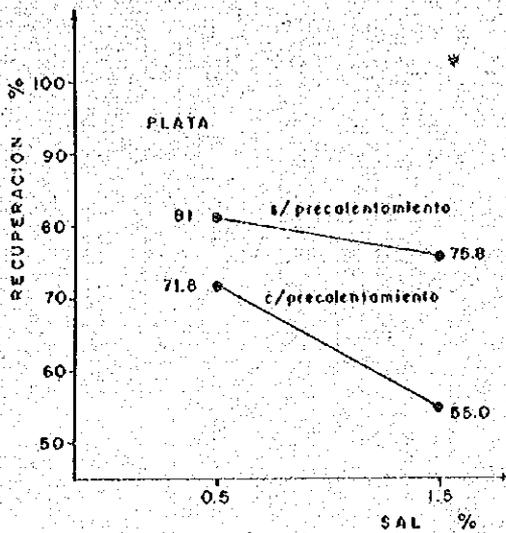
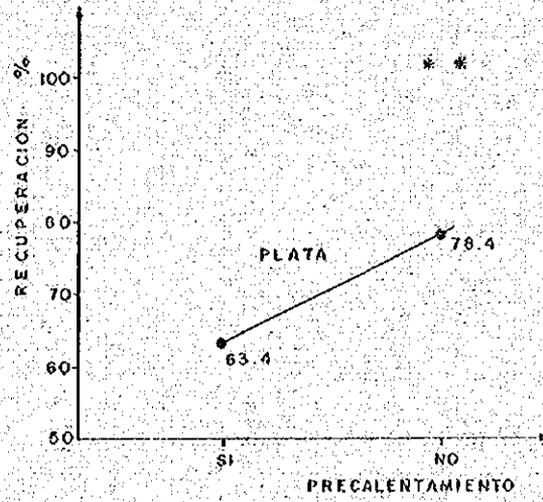
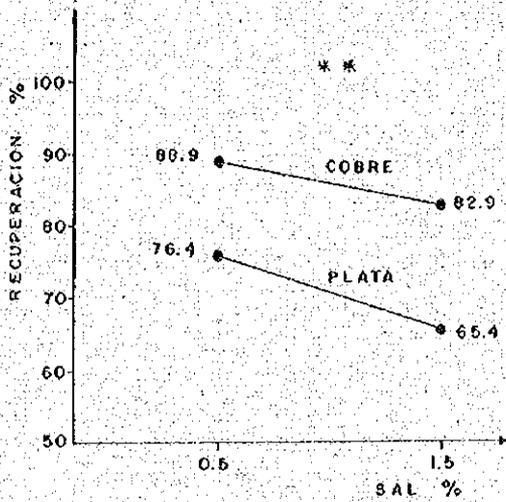
La influencia del reductor es favorable en la cantidad del 4%, lográndose mejores recuperaciones de Ag.

5.- En cuanto a la sustitución del coke por carbón nacional se tiene :

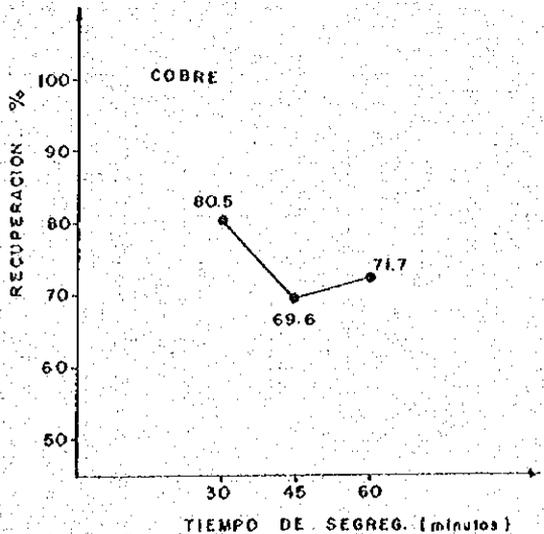
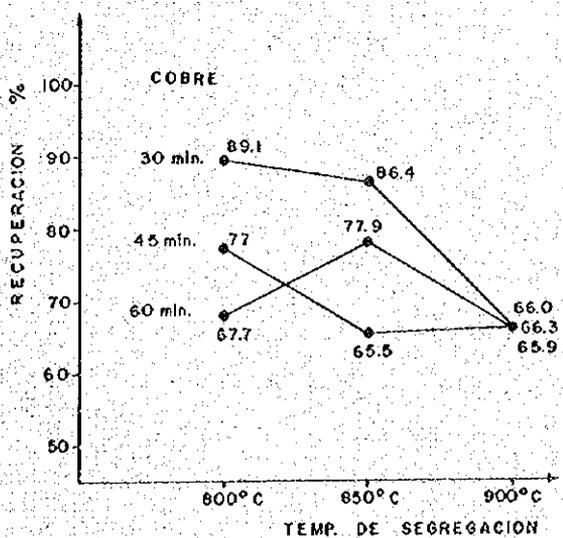
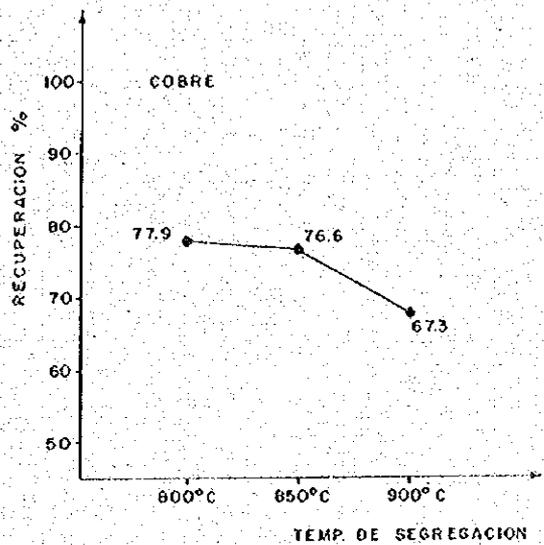
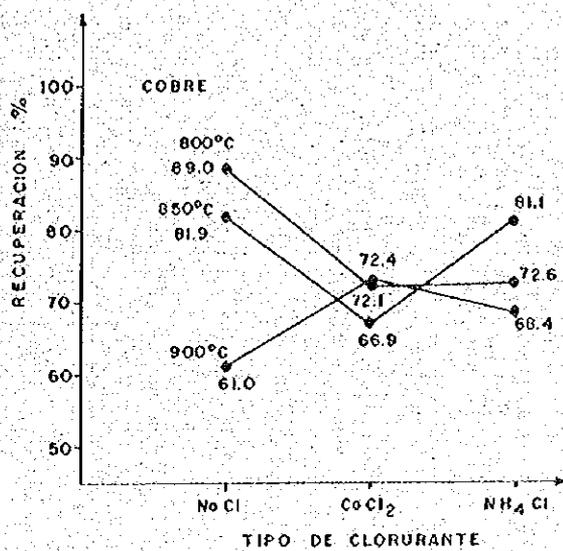
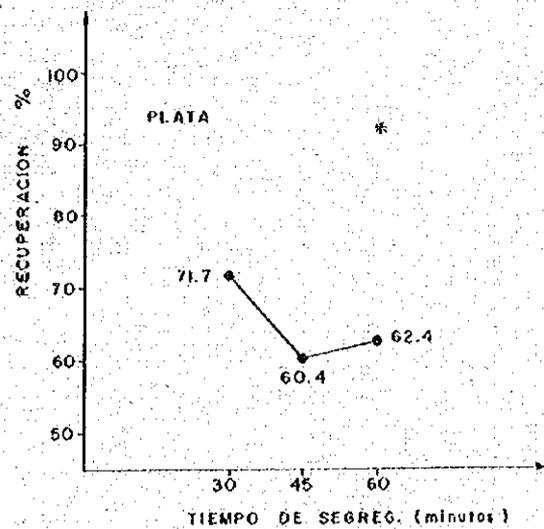
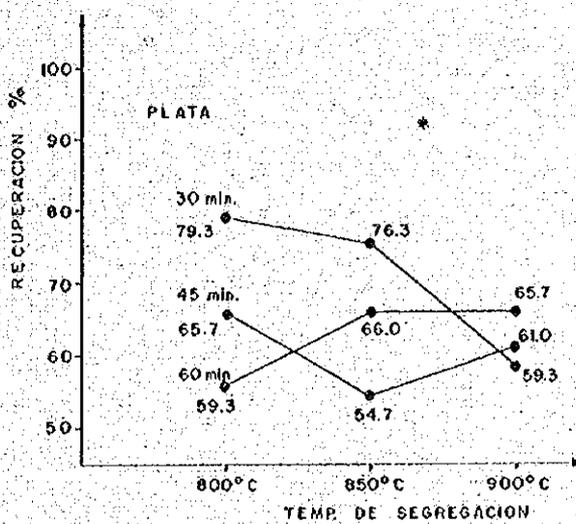
- Utilizando solo carbón se observa que al 5%, las recuperaciones de cobre se encuentra en 83.2% y para plata en 80.5%).
- Con mezcla de coke + carbón al 4%, se logra buenas recuperaciones para Ag. (Gráfico # 11).
- Al 5% en peso (reductor) y a 33% de preparación de carbón, se logra las mejores recuperaciones para la plata (82.7%) y cobre (97.3%) . Tabla # 15 y gráfico # 12.

VII.- REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

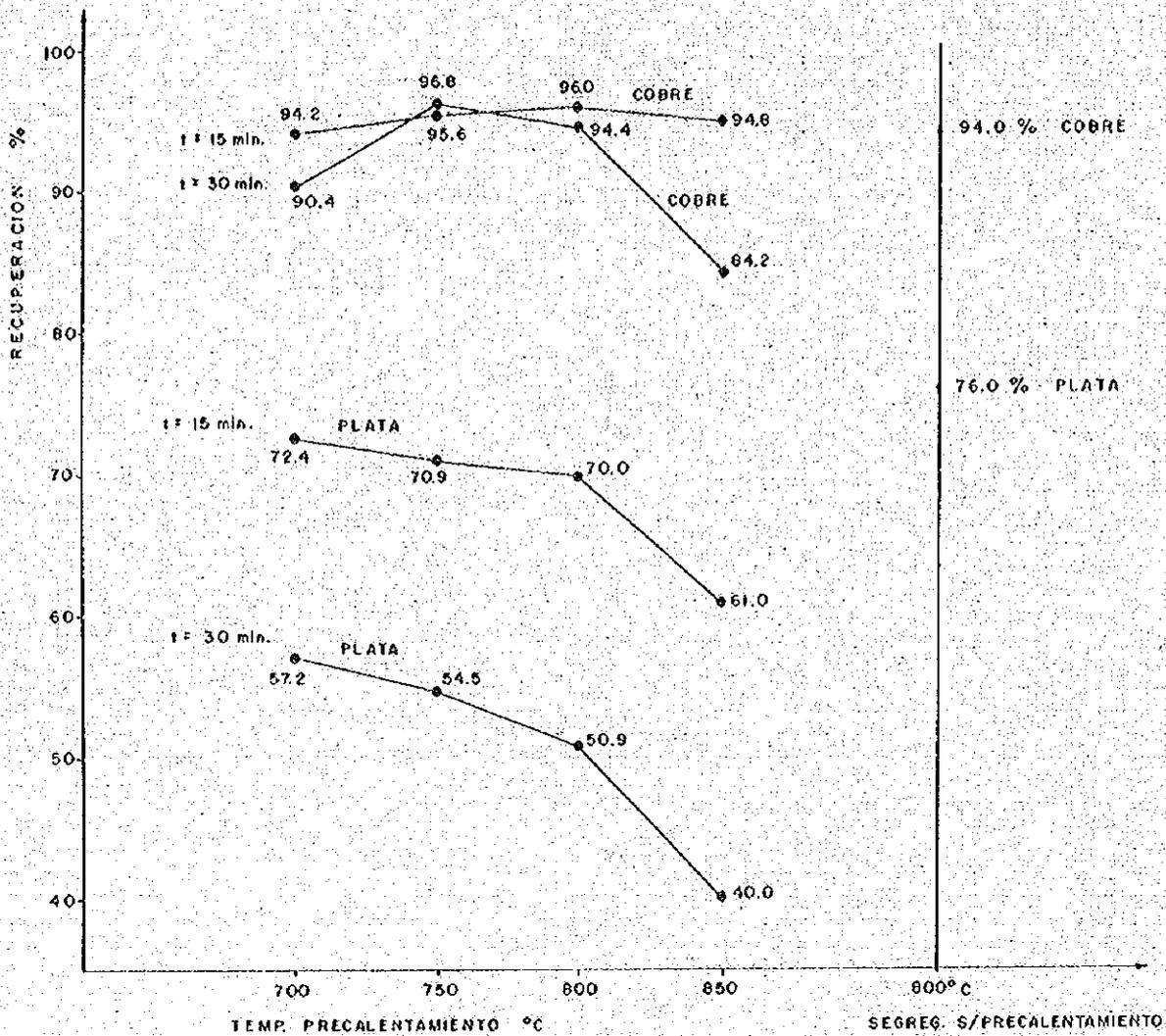
- 1.- The Segregation Process by J.K. Wright, Ph. D. Minner Sci. Engng, Vol. 5, N° 2, April 1, 1973.
- 2.- Thermodynamic Relationships in Chlorine Metallurgy by Herbert H. Kelllogg 862-Journal of Metals, June 1950, Transactions AIME, Vol. 188.
- 3.- A Thermodynamic Interpretation of the Segregation Process for Copper and Mickle Ores by I. Iwasaki, Sc.D. Minerals Sci. Engng, Vol. 4, N° 2, April 1, 1972.
- 4.- Thermodynamic Evaluations of Extractive Metallurgical Processes by Akira Yazawa Metallurgical Transactions B, Volumen 10B, September 1979 - 307 - 321.
- 5.- Metallurgical Thermochemistry by O. Kubaschewski, Evans and Alcock, 4th ed, Pergamon, 1, 1967.
- 6.- Informes Técnicos N° 1, 2, 3, 4, 5 y 6 del Proyecto de Segregación-Ingenimet.



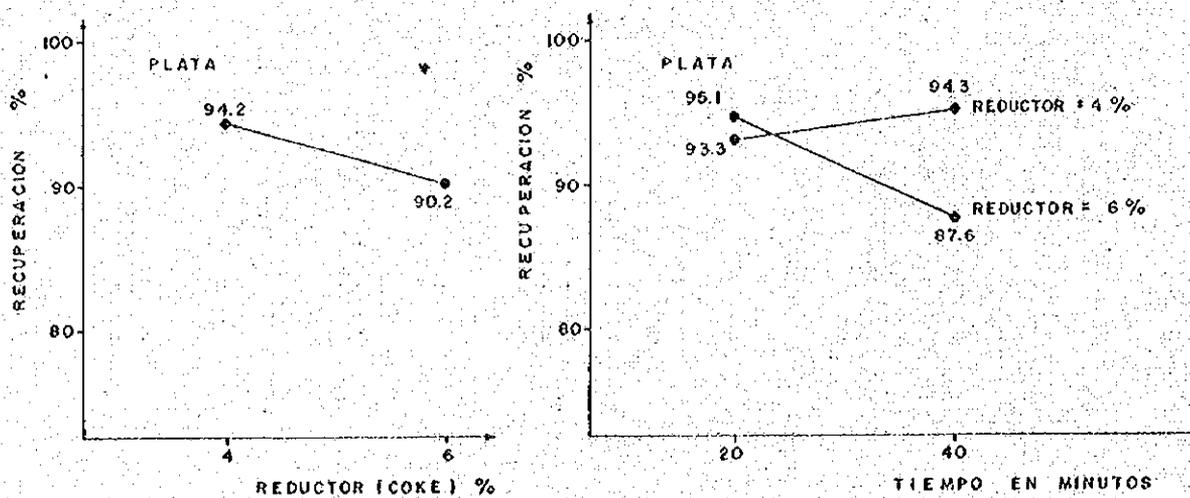
GRAF. 6.- EFECTO DEL PRECALENTAMIENTO, CLORURO DE SODIO, PIRITA Y REDUCTOR EN LAS RECUPERACIONES DEL COBRE Y PLATA, EN EL DISEÑO EXPERIMENTAL L 16



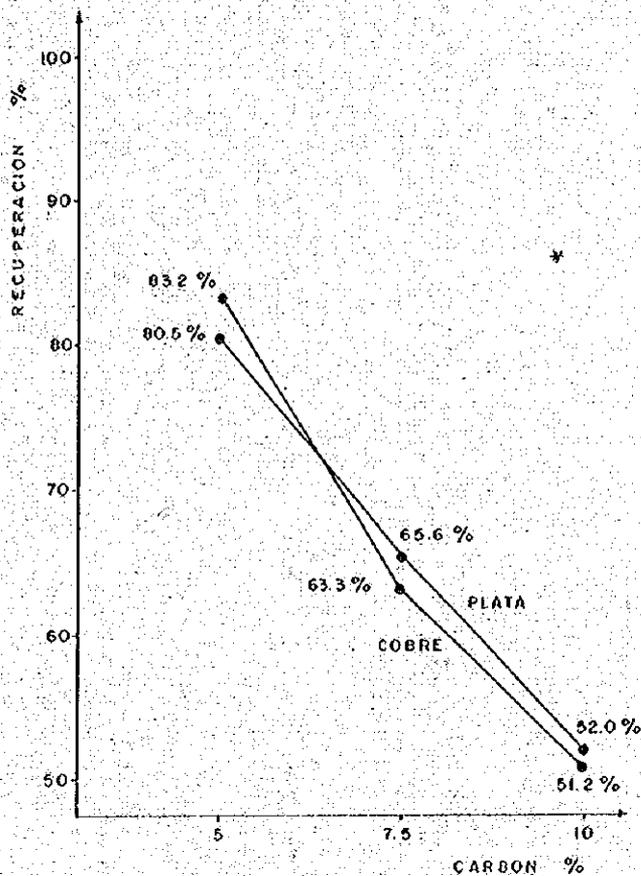
GRAF. 7.- EFECTO DE LA TEMPERATURA, TIEMPO, TIPO DE CLORURANTE EN LAS RECUPERACIONES DE COBRE Y PLATA, EN EL DISEÑO EXPERIMENTAL L27



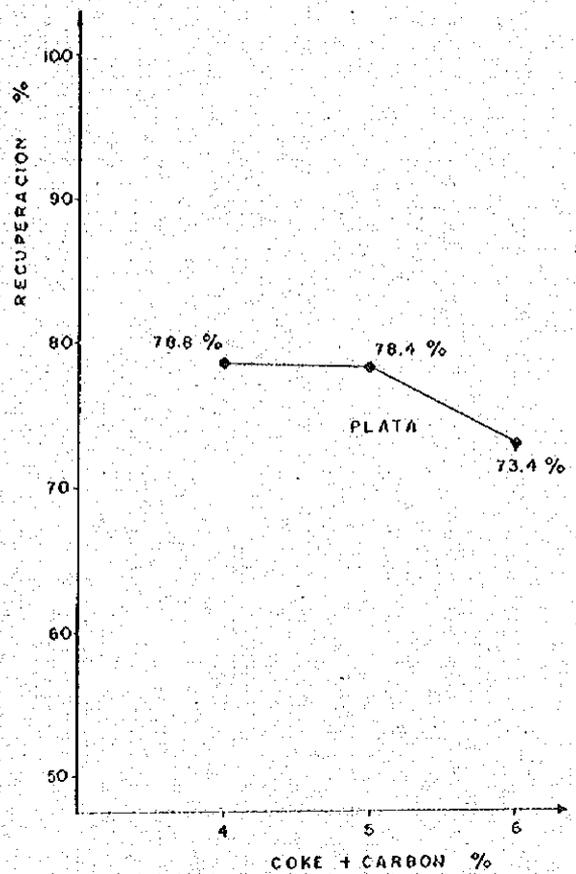
GRAF. 8.- INTERRELACION DE TEMPERATURA, TIEMPO DE PRECALENTAMIENTO EN LAS RECUPERACIONES DE COBRE Y PLATA.



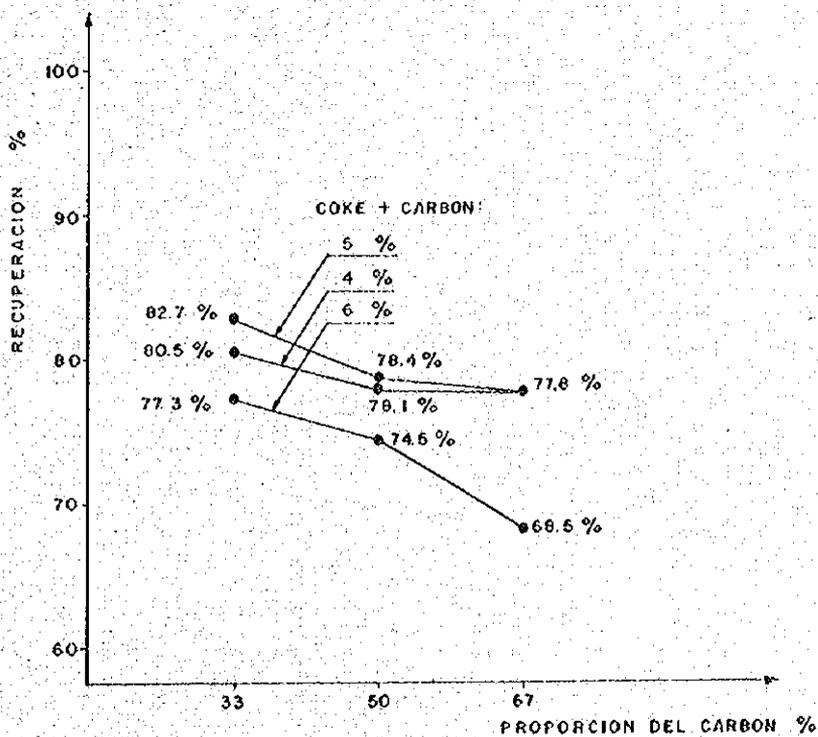
GRAF. 9.- INTERRELACION DE REDUCTOR, TIEMPO DE SEGREGACION EN LA RECUPERACION DE LA PLATA EN EL DISEÑO EXPERIMENTAL L8.



GRAF. 10.- EFECTO DEL CARBON EN LAS RECUPERACIONES DE COBRE Y PLATA (L 9)



GRAF. 11.- EFECTO DE LA MEZCLA EN LA RECUPERACION DE LA PLATA (L 9)



GRAF. 12.- EFECTO DE LA PROPORCION DEL CARBON EN LA RECUPERACION DE LA PLATA (L 9)

MOLIENDA SEMIAUTOGENA APLICADA AL MINERAL DE BERENCUELA

Ing. Isao Shintani
Ing. Pedro Huamán Rau

I). INTRODUCCION

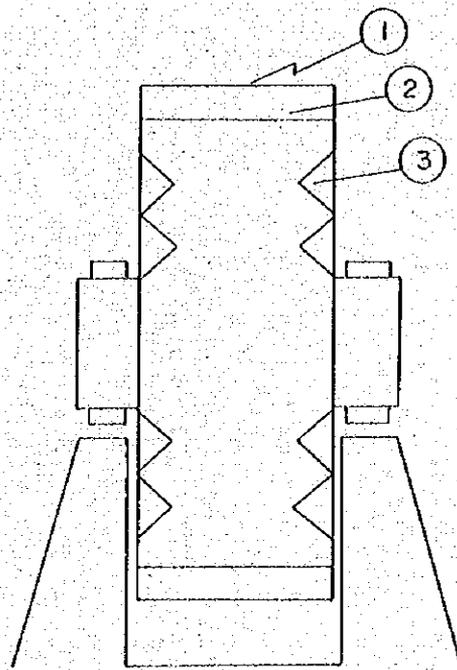
La molienda semiautógena es una variedad de la molienda autógena. Teniendo en cuenta la experiencia lograda con el molino autógeno que no utiliza bolas ni barras de acero, el molino semiautógeno emplea una reducida carga de bolas y mineral de tamaño grande y pesado (gravedad específica mayor de 2.5) que actúan como medio molidor obteniéndose una molienda fina.

II). DESCRIPCION

La Planta Piloto de Segregación cuenta con un Molino semiautógeno AEROFALL "OTSUKA" (Ver Fig. # 1), cuyas características se detallan a continuación :

- La relación geométrica del DIAMETRO al LARGO es de 3 a 1.
- Protegido interiormente por forros de características especiales :
 - a) Levantadoras, ubicadas en la superficie que poseen barras horizontales que levantan a la carga cuando el molino esta en movimiento.
 - b) Deflectores, ubicados en los extremos, que evitan la compactación de la carga.
- La velocidad de trabajo está en el rango de 75% a 85% de la velocidad crítica.

FIGURA N° 1.- MOLINO SEMIAUTOGENO AEROFALL "OTSUKA"



- ① MOLINO SEMIAUTOGENO
- ② LIFTER (barras levantadoras de la carga)
- ③ DEFLECTOR

En el Flow Sheet se presenta el Sistema AERO PALL MILL que se describe a continuación :

Alimentación del mineral al Molino

- a) 01 Elevador de capacho
- b) 01 Tolva de gruesos
- c) 01 Faja alimentadora

Secado del Mineral Húmedo

- a) 01 Soplador
- b) 01 Calentador de aire (AIR HEATER)

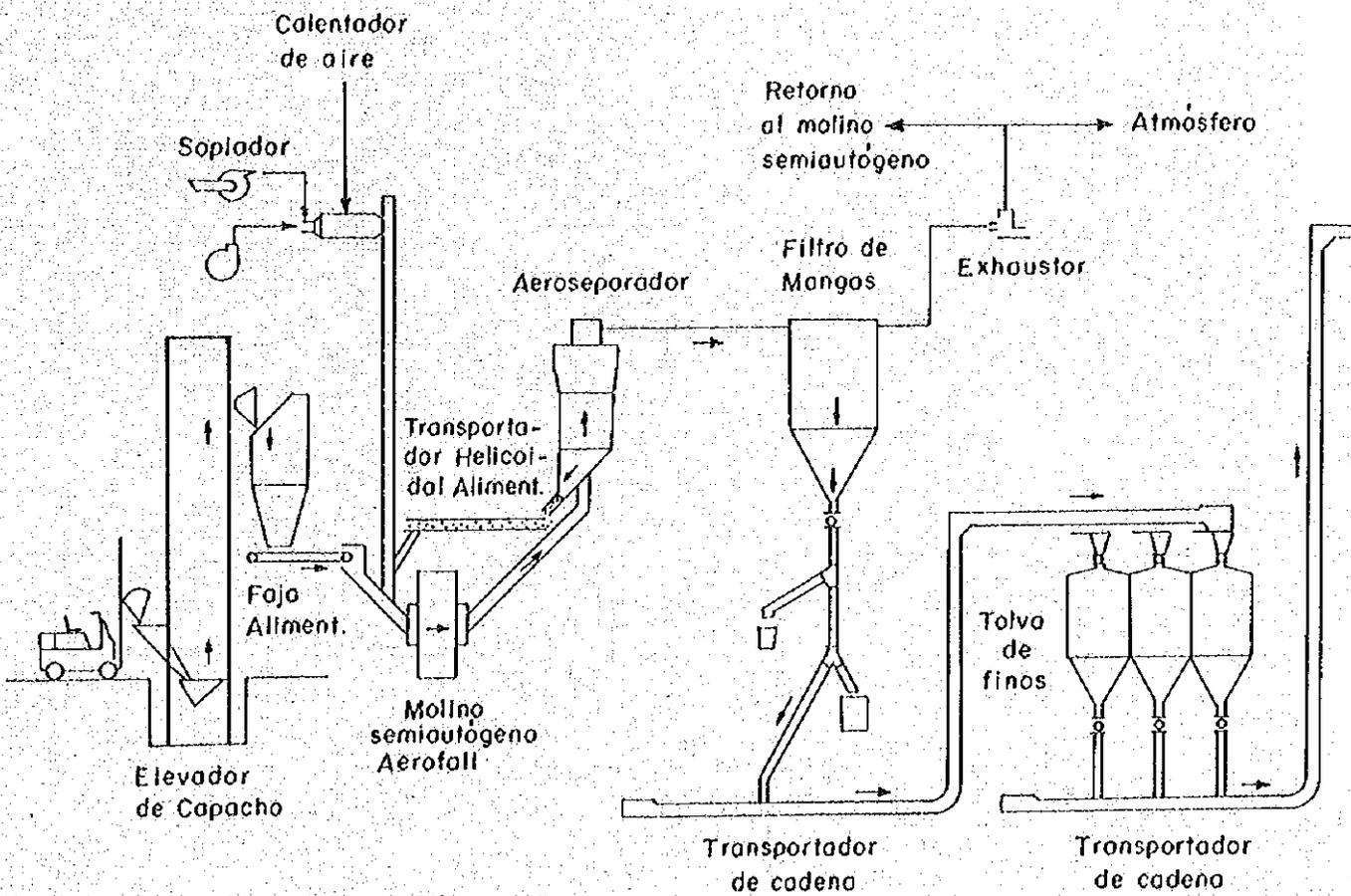
Molienda Semiautógena (Circuito cerrado)

- a) Molino Semiautógeno
- b) Aero Separador
- c) Ventilador Exhaustor
- d) Transportador Helicoidal Alimentador (Retorno)

Recuperación y almacenamiento del Producto Molido

- a) Filtro de mangas
- b) Transportador de cadenas
- c) Tolvas de finos

FLOW SHEET : SISTEMA DE MOLIENDA



El molino semiautógeno EROFALL es una unidad de chancado, molienda y clasificación en seco. (Ver Fig. # 2). El mineral alimentado al molino está regulada por la velocidad de la faja alimentadora.

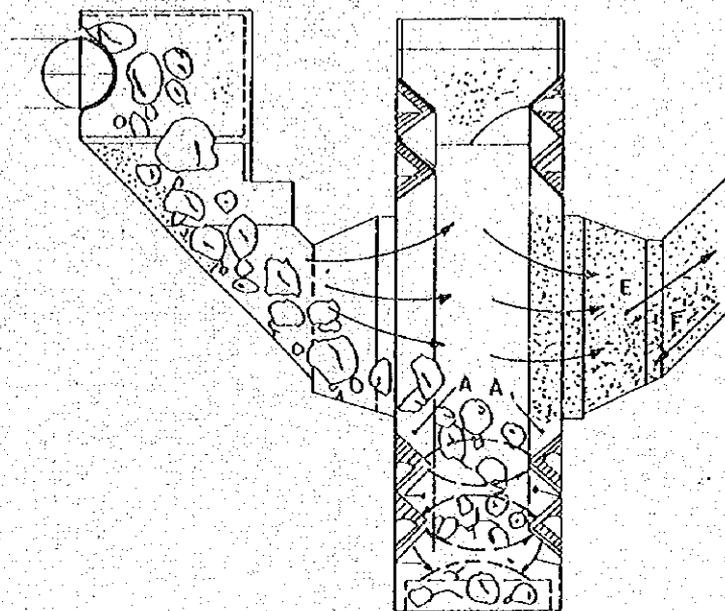
El producto es removido por la corriente de aire controlada proveniente del ventilador exhaustor que lo conduce hacia el Aero Separador efectuándose la clasificación neumática donde la fracción de finos es recuperada en el filtro de mangas y almacenada en las tolvas de finos mientras que la fracción de gruesos retorna al molino semiautógeno. fig. # 3.

Las zonas de catarata y de impacto se deben a la acción de los levantadores cuyas barras transportan al mineral hacia la parte superior del molino y entonces caen libremente describiendo trayectorias parabólicas efectuando de este modo la molienda sobre el mineral que se encuentra en la base del tambor; mientras que las zonas de abrasión y cascadas son debidas a la acción de cascadas son debidas a la acción de los deflectores que cumplen la función de trituración en los minerales de tamaños grandes .

III).- CARACTERISTICAS TECNICAS DEL SISTEMA AEROFALL MILL

A) Molino Semiautógeno AeroFall

Capacidad	500 KG/HR
Diámetro	1,730 mm (6')
Largo	620 mm (2')
Velocidad	23 r.p.m.
Carga de bolas	2- 5 %

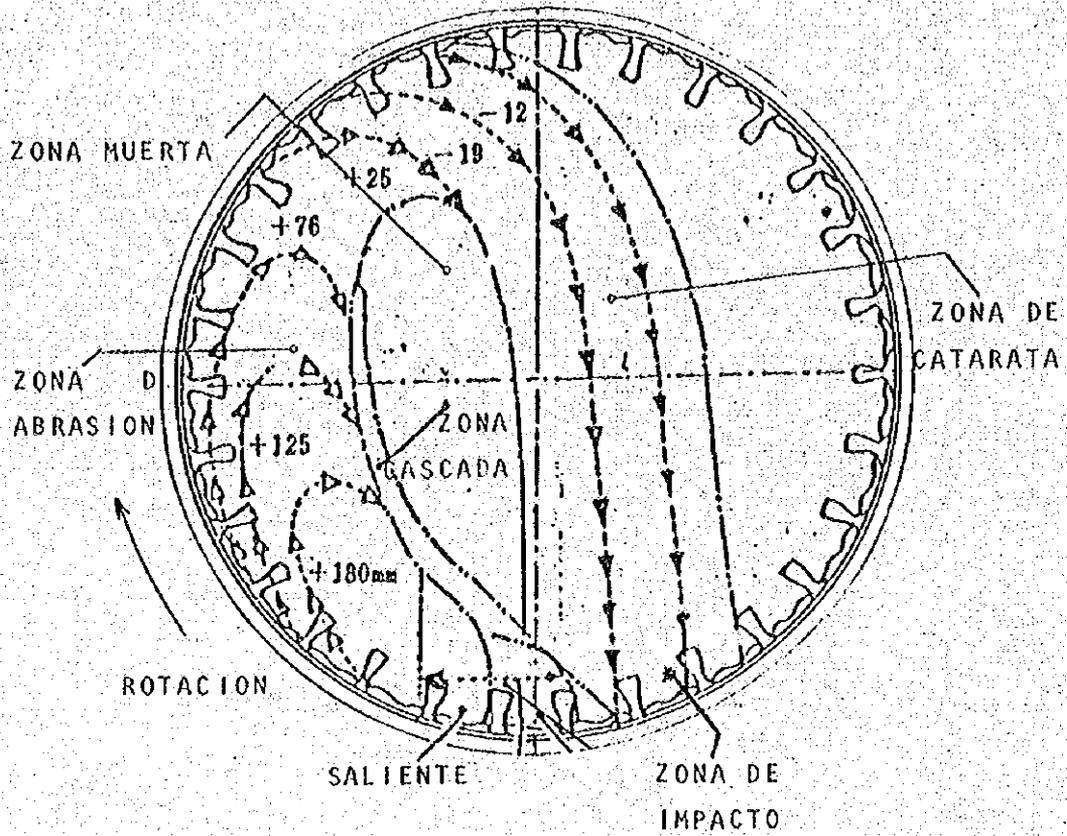


E - SALIDA DE FINOS
F - CAIDA DE PARTICULAS GRUESAS
A - ZONA DE IMPACTO

FIG. 2.- EFECTO DEL DEFLECTOR Y DEL BARRIDO DE AIRE EN EL MOLINO SEMI AUTOGENO AERO - FALL.

FIGURA N° 3:

DINAMICA DE LA CARGA RODANTE EN EL MOLINO SEMIAUTOGENO AEROFALL



B) Distribución por tamaño y peso de las bolas de acero

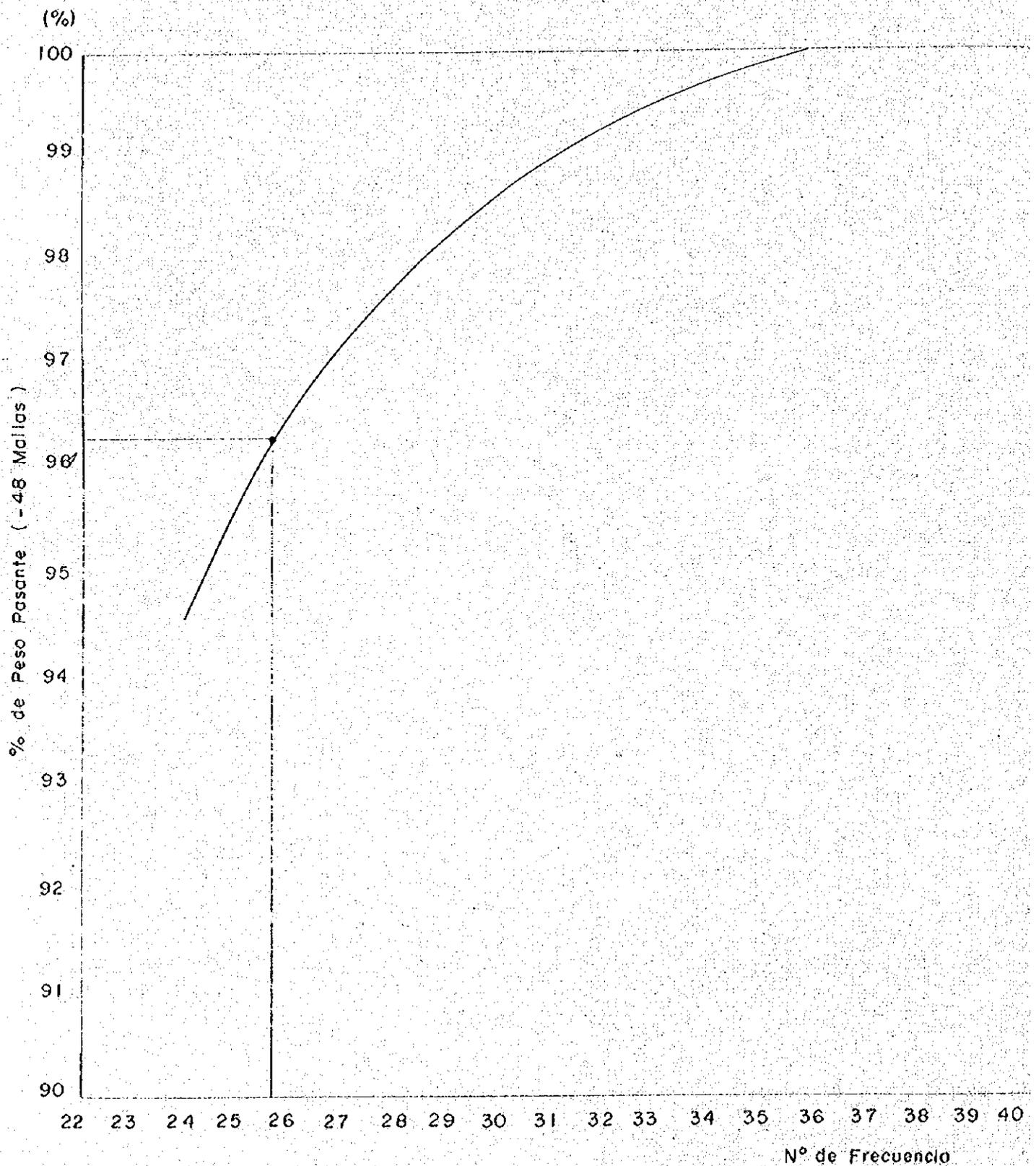
<u>Diámetro mm</u>	<u>Peso Kgr.</u>	<u>Porcentaje %</u>
125 (5")	145.6	34.0
100 (4")	170.7	40.0
75 (3")	70.7	16.5
50 (2")	30.5	7.0
25 (1")	11.0	2.5
TOTAL	428.5	100.0

C) Calentador de Aire

Capacidad	110,000 Kcal
Flujo	900 N m ³ /h
Presión	5- 10 mm H ₂ O
Temperatura	400 °C

D) El molino semiautógeno, el Aeroseparador y el filtro de mangas trabajan con el Ventilador Exhaustador de 4,200 Nm³/h

GRAFICA N° 1.- EFECTO DE LA FRECUENCIA DEL AROSEPARADOR EN LA GRANULOMETRIA DEL PRODUCTO UTILIZANDO MINERAL DE LA MINA BERENGUELA



Condición : Abertura del ventilador exhaustor = 25%

Índice de velocidad de la velocidad de la foja alimentadora = 3.0 a 3.2

IV) - OPERACION DEL MOLINO SEMIAUTOGENO

1. - Condiciones

a) En cuanto al mineral

Menor de 150 mm

Hasta 12% de humedad

b) Índice de velocidad de la Faja

Alimentadora : 3- 3.2

c) Abertura del ventilador exhaustor : 25%

d) Frecuencia (f) del Aeroseparador : variable

2. - Resultados

Ver gráfica # 1, se ha determinado que a la frecuencia de 28 el producto clasificado tiene una granulometría de aproximadamente 96% menos 48 mallas (295 μ)

3. - Determinaciones del Índice de trabajo (W_i) para el Mineral de Berenguela

En base a la prueba de moliendabilidad Hardgrove se determinó el va-

lor de $W_i = 9.3$ Kwh/TC. Aplicando las operaciones de operación :

$$f_{80} = 150,000 \mu$$

$$P_{80} = 295 \mu \quad \text{Reemplazando en la formula de Bond :}$$

$$W_i = 9.3 \times 1.11 \frac{10}{\sqrt{295}} - \frac{10}{\sqrt{150,000}}$$

$$\begin{aligned}
 W &= 9.3 \times 1.11 (0.582 - 0.026) \\
 &= 5.74 \text{ Kwh/T}
 \end{aligned}$$

Teniendo en cuenta algunos factores el índice de trabajo es :

$$5.74 \times 4/3 \times 1.08 \times 1.57 \times 1/0.85 = 15.3 \text{ Kw-h/TM.}$$

4. Granulometría

A) Producto Molido :

MALLA	PESO RETENIDO
+48	14.60%
+65	26.00%
-65	59.40%

B) Gruesos de Aeroseparador :

MALLA	PESO RETENIDO
+48	12.20%
+65	32.50%
-65	55.30%

5.- Requerimientos

- . El sistema AEROPALL MILL, aplicable para la mayoría de las menas de los metales.
- . Esta diseñado para tratar mineral proveniente de la mina o el producto del chancado primario.
- . Se deben tener en cuenta algunas consideraciones durante la operación del sistema AEROPALL MILL con la finalidad de obtener producto molido con las características necesarias para el subsiguiente proceso.

V).- CONSIDERACIONES ECONÓMICAS

El molino semiautógeno presenta ventaja económica en cuanto al costo por molienda fina.

1).- Gasto de equipo

Es más barato en un 20% en relación con otro sistema de molienda.

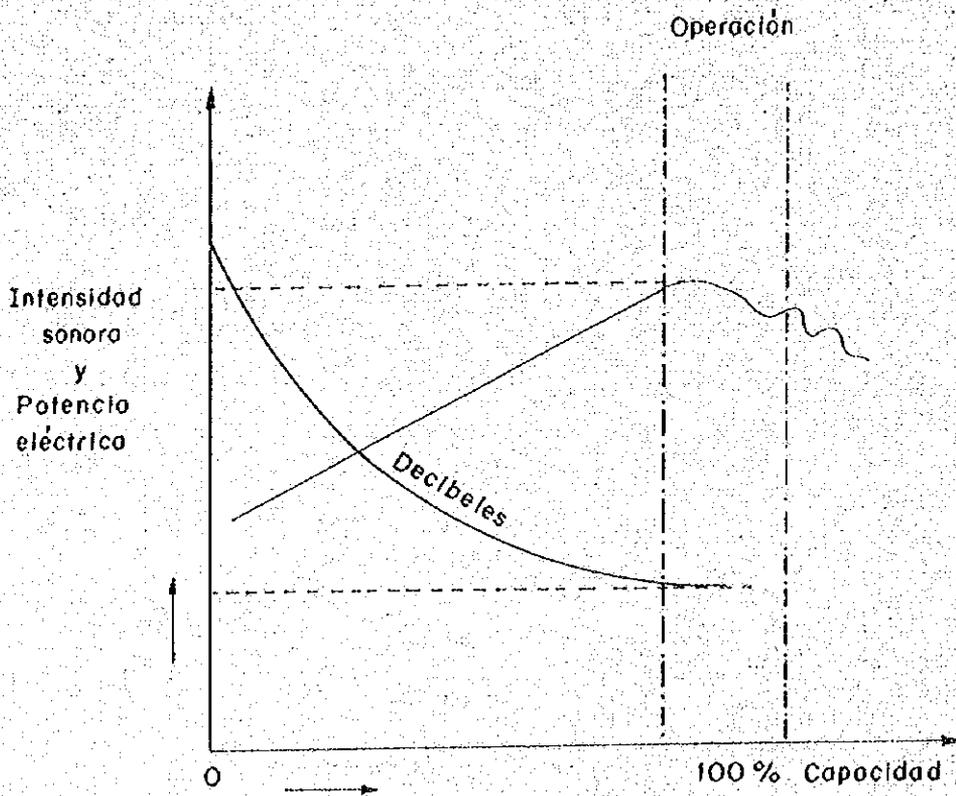
2).- Costo de operación

Contar con un plan de costos de la operación.

3).- Gasto de mantenimiento

El tipo de desgaste de chaqueta es bajo, normalmente el consumo de fierro es de 22 gr/TM - 68 gr/TM.

GRAFICA N° 2 .- EFECTO DE LA CAPACIDAD DEL MOLINO SEMIAUTOGENO EN LA POTENCIA ELECTRICA DE ARRANQUE Y EN LA INTENSIDAD SONORA.



CUADRO COMPARATIVO

TIPO	MOLINO DE BÓLAS	MOLINO SEMIAUTOGENO
Consumo de Energía eléctrica kWh/T	5.4	4.7
Consumo de Hierro gr/T	360	55

VI).- CONTROL AUTOMATICO

A fin de obtener mayor eficiencia, se debe controlar la alimentación considerando a la intensidad sonora y a la potencia eléctrica de arranque del motor. Ver gráfica # 2.

VII).- CONCLUSION

Hasta ahora el molino semiautógeno no es conocido por completo, para uso industrial y en el campo minero. Pero se tiene gran interés para el trabajo que se espera extender con mayor conocimiento para el futuro.

Es importante remarcar que el equipo es simple y adaptable a cualquier circuito y por presentar ventaja económica, en cuanto a inversión, operación y mantenimiento.

技術報告書 1: 1-4 参照の事

Fijarse en el punto 1: 1-4

ベレンゲーラ鉱山セグレグションプラント建設試案

Algunas recomendaciones importantes para el tratamiento a nivel industrial del mineral de Berenguela por proceso de segregación.