

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA

GEOLOGICA - MINERA Y METALURGICA



**TRATAMIENTO DE ESCORIAS DE COBRE
POR FLOTACION**

TESIS DE GRADO

PRESENTADA POR:

CLAUDIO ALVAREZ SANZ

PARA OPTAR EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS



LIMA - PERU

1971

A MIS QUERIDOS PADRES
Luis y Natalia

A G R A D E C I M I E N T O

Mi gratitud a mis maestros del Programa académico de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería por sus valiosas enseñanzas.

Al Dr. S. Marković, ex-Senior Metallurgist del Departamento de Investigaciones, así como a la Compañía Cerro de Pasco Corporation por las facilidades otorgadas al autor para llevar a cabo el presente trabajo.

SINTESIS

El presente trabajo constituye el desarrollo de las posibilidades de tratar las escorias de cobre de los convertidores de la fundición de La Oroya por métodos de flotación, en vez de retornarlos a los hornos de reverbero.

Las pruebas de laboratorio aplicadas en muestras de escorias de convertidores llevados a cabo en el Departamento de Investigaciones de La Oroya, han demostrado que pueden recuperarse más del 90 % de los valores metálicos de cobre y plata presentes en estos materiales, después de haberseles sometido a enfriamiento a la temperatura del medio ambiente.

Un análisis económico prospectivo demostró que la instalación de un circuito de flotación para tratar las escorias de convertidores a escala industrial, justificaría económicamente el proyecto, lográndose los siguientes resultados favorables:

Incremento en la producción de Cobre "blister", disminución de las pérdidas de valores en las escorias de los hornos de reverbero, disminución del contenido de magnetita en los procesos de fusión y prolongación de la vida de los hornos de reverbero.

C O N T E N I D O

	<u>Nº página</u>
SINTESIS	IV
1.0 INTRODUCCION	1
2.0 PERDIDAS DE VALORES METALICOS DE COBRE EN LAS ESCORIAS	3
2.1 Pérdidas de caracter físico	3
2.2 Pérdidas de caracter químico	4
PROPIEDADES DE LAS ESCORIAS DE COBRE	6
3.1 Composición y Textura	6
3.2 Análisis Químico	7
3.3 Estudios sobre liberación mecánica de valores metálicos	8
4.0 RECUPERACION DE LOS VALORES METALICOS	12
4.1 Selección del Proceso	12
4.2 Estudios preliminares	13
4.3 Flotación de escorias enfriadas lentamente	17
4.3.1 Efecto del enfriamiento lento	17
4.3.2 Estudio del uso de colectores convencionales	20
4.3.3 Pruebas de Flotación a circuito cerrado	22
5.0 ANTEPROYECTO DE INSTALACION DE UN CIRCUITO DE FLOTACION PARA EL TRATAMIENTO DE ESCORIAS DE CONVERTIDORES	26
5.1 Producción estimada de concentrados	26
5.2 Descripción del Proceso	26
5.3 Grado de Cobre y Plata en el concentrado final	29
6.0 CONSIDERACIONES ECONOMICAS	30
6.1 Costo de operación y costo de inversión de capital	30
6.2 Estudio de factibilidad económica	32
7.0 CONCLUSIONES	39
8.0 REFERENCIAS	42
APENDICE	

1.0 INTRODUCCION

Uno de los mayores problemas de los procesos pirometalúrgicos de extracción del cobre de las menas convencionales es la recuperación del cobre presente en las escorias de convertidores; la recirculación de las escorias fundidas a las unidades tradicionales de fusión no garantizan una extracción eficiente del metal, descontrolando generalmente los procesos y las operaciones en los hornos de fusión.

Recientemente se han llevado a cabo importantes trabajos de investigaciones sobre las posibilidades de recuperar en forma eficiente el cobre y otros valores presentes en las escorias industriales de convertidores por técnicas de flotación por espuma; habiéndose aplicado a escala industrial un mucho éxito en centros metalúrgicos de fundición de cobre de Europa y Asia.^{9,10} De tal forma, las escorias de convertidores son procesadas aisladamente en circuitos de chancado-molienda-flotación, retornándose los concentrados de cobre, a las unidades de fusión en forma más conveniente y con mucho menos volumen que los productos obtenibles de escorias de convertidores por métodos pirometalúrgicos en hornos de reverbero u hornos eléctricos. Aún considerando una eficiente operación de conversión por métodos convencionales, inevitablemente cierta cantidad de magnetita presente en las escorias de convertidores retornan a los hornos de fusión, causando serios problemas en el proceso, reduciendo la capacidad de los hornos por acumulaciones en la base del mismo de una interfase entre la escoria y la mata, que facilita el incremento de las pérdidas de valores metálicos en las escorias.

Si consideráramos que la producción actual de escoria de reverbero en La Oroya es del orden de las 270,000 toneladas cortas al año con leyes promedio de cobre de 0.5 % y 0.6 onzas de plata por tonelada corta, las pérdidas de estos valores metálicos representan más de 1,000 toneladas cortas de cobre al año y alrededor de 150,000 onzas de plata; una reducción del cincuenta por ciento de

éstas pérdidas justificaría ampliamente la introducción de técnicas eficientes para el tratamiento por separado de las escorias de convertidores.

A comienzos de Julio de 1968, se iniciaron en el laboratorio de Procesamiento de Minerales del Departamento de Investigaciones de La Oroya, las pruebas preliminares de flotación de escorias de reverbero y convertidores de la fundición de Cobre;¹⁷ las pruebas se orientaron fundamentalmente a investigar las posibilidades de recuperar los valores metálicos tales como cobre y plata de las escorias de convertidores empleando colectores convencionales de flotación, con el fin de determinar la factibilidad técnica y económica de instalar un circuito de molienda y flotación para escorias de convertidores integrado a los procesos pirometalúrgicos de extracción de cobre de la fundición de La Oroya.

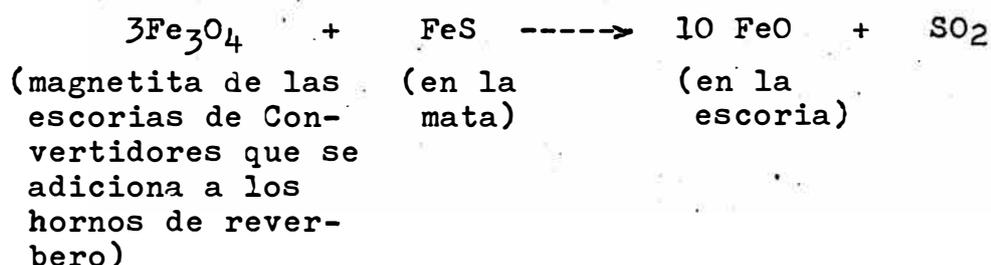
El análisis químico y granulométrico de los relaves de flotación de las escorias de cobre, demostraron que más del 50 % de los valores metálicos se distribuyen en tamaños menores de 40 micrones; de otra parte el estudio mineralógico de estos productos reveló que los valores están íntimamente asociados con la Fayalita y Magnetita, componentes básicos de las escorias.

En vista que las mayores pérdidas de valores de cobre y plata se producen por asociación íntima con la matriz vítrea de las escorias; requiriéndose tamaños de liberación menores de 20 micrones, y ante las limitaciones técnicas de los procedimientos convencionales de molienda, se investigó la posibilidad de "segregar" los valores metálicos de la matriz vítrea. Para el efecto, se sometieron las escorias fundidas a un tratamiento térmico controlado, determinándose el tiempo más apropiado de enfriamiento para promover la cristalización de los sulfuros de cobre y otros valores metálicos.

2.0 PERDIDAS DE VALORES METALICOS DE COBRE EN LAS ESCORIAS

Las pérdidas de valores metálicos de cobre en las escorias de los hornos de reverbero y convertidores son causadas tanto por fenómenos de carácter químico como físico, existiendo amplia discrepancia entre los investigadores sobre la magnitud de estos fenómenos.^{11,12}

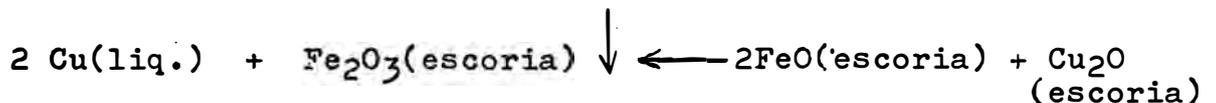
2.1 Pérdidas de caracter físico.- Se producen por oclusión mecánica de gránulos esferoidales de mata y sulfuros complejos de cobre en la fase de las escorias, por efectos debidos principalmente a la alta viscosidad de las escorias y/o alto contenido de magnetita de las mismas; el más importante mecanismo de transporte de los gránulos esferoidales de mata ó cobre metálico en las escorias de los hornos de reverbero ó convertidores es debido básicamente al desprendimiento del gas SO₂ que asciende a través de la interfase mata/escoria ó metal/escoria, respectivamente; así por ejemplo, los gránulos de mata son transportados en las escorias de reverbero por el gas SO₂, generado de acuerdo a la siguiente reacción química:



La reacción anterior tiene lugar en la base del horno y en los bancos de carga de la calcina, las burbujas de gas SO₂ a medida que ascienden y atraviesan la interfase mata/escoria llevan consigo una delgada película de mata, diseminándose en la fase de la escoria en forma de gránulos esferoidales que permanecen ocluidos en la misma. Prácticamente la mitad de las pérdidas de valores de cobre en

las escorias de reverbero están en la forma de gránulos esferoidales de mata ocluida.

2.2 Pérdidas de Carácter Químico.- De otra parte los investigadores han demostrado que la solubilidad del cobre en las escorias se incrementa con el grado de mata, el grado de oxidación, así como también la menor concentración de SiO₂ en las escorias⁸; de esta forma la solubilidad del cobre en escorias saturadas de SiO₂, es proporcional al contenido de Fe₂O₃ de las escorias, o más simplemente depende del potencial de oxígeno de la escoria, la cual para las condiciones de equilibrio es función de la presión parcial del oxígeno (P_{O₂}) de la atmósfera en contacto con la fase fundida, y que éste potencial de oxígeno está relacionado con la presencia de Fe₂O₃ en las escorias, componente que tiene marcada variación en solubilidad con el cambio de la temperatura; tan pronto como ésta descienda (<1200°C), el Fe₂O₃ comenzará a cristalizarse primero en forma de Fe₃O₄ (magnetita) resultando en una reducción del potencial de oxígeno de la escoria; puesto que la escoria indudablemente ha estado saturada en cobre, la reducción del potencial de oxígeno, obviamente redundará en una reducción de la solubilidad del cobre, de acuerdo a la ecuación estequiométrica siguiente:



El cobre metálico a su vez, reaccionará con los componentes circundantes, y si hay S₂ disponible, como frecuentemente ocurre, resultará en la formación de sulfuros complejos de cobre.

De esta forma, en la descripción de las microestructuras de escorias solidificadas, se ha observado la preponderancia de partículas de sulfuros de cobre bloqueadas por una red

de cristales primarios de magnetita de grano grueso, que se han solidificado en dendritas en forma de agujas en el magma fundido, infiriéndose que la reducción del potencial de oxígeno en las escorias fundidas por cristalización (precipitación) de la magnetita, es la primera causa de la "segregación" del cobre de la solución. (fase líquida), pero la forma en la cual ocurre o presenta, esto es que se halle como metal óxido ó sulfuros complejos, es el resultado de los componentes circundantes en el cual el cobre metálico al estado líquido se encuentre en la escoria.

En resumen podemos inferir que las pérdidas de los valores de cobre en las escorias por solubilidad química y por oclusión física, son ambos importantes desde el punto de vista de los procesos industriales.

3.0 PROPIEDADES DE LAS ESCORIAS DE COBRE

3.1 Composición y Textura.- Las escorias producidas en los procesos pirometalúrgicos de extracción del cobre, principalmente son combinaciones de óxido de silicio y óxido ferroso, es decir compuestos de silicato ferroso, con pequeñas cantidades de Al_2O_3 , MgO , CaO y otros óxidos alcalinos.

El fierro en el sistema de silicatos puede existir en sus tres estados de oxidación (Fe^0 , Fe^{+2} , Fe^{+3}) dependiendo principalmente de la presión parcial del oxígeno en la fase gaseosa, con la cual la escoria está en equilibrio; puesto que la presión parcial del oxígeno en el proceso de fusión generalmente es muy alta, las escorias de silicatos de fierro se pueden representar por las composiciones del sistema ternario $FeO - Fe_2O_3 - SiO_2$; en el diagrama de fases del sistema $FeO-Fe_2O_3-SiO_2$ (Ver figura N°1) la isotérmica a $1200^{\circ}C$ encierra la región de las fases líquidas homogéneas de los procesos de fusión, en las cuales las escorias de los hornos de reverbero se aproximan a la saturación con SiO_2 y cuyas composiciones se extienden cerca de la línea AD; en tanto que las escorias de convertidores tienden al equilibrio con la magnetita, con tendencia a la saturación con wustita y tienen una composición cerca de la línea DC.

Las escorias de los convertidores al estado sólido, enfriadas al medio ambiente, se componen de espineles ferroso-férricos ($FeO-Fe_2O_3$) y fayalita ($2FeO.SiO_2$) diseminadas finamente en una matriz vítrea gris oscura de gran dureza y fragilidad cuyo peso específico es de aproximadamente 4.5.

El estudio microscópico de secciones pulidas,¹⁸ así como el análisis por difracción de Rayos-X, en muestras representativas de escorias de convertidores de la fundición de La Oroya, enfriadas a la temperatura del medio ambiente,* reve-

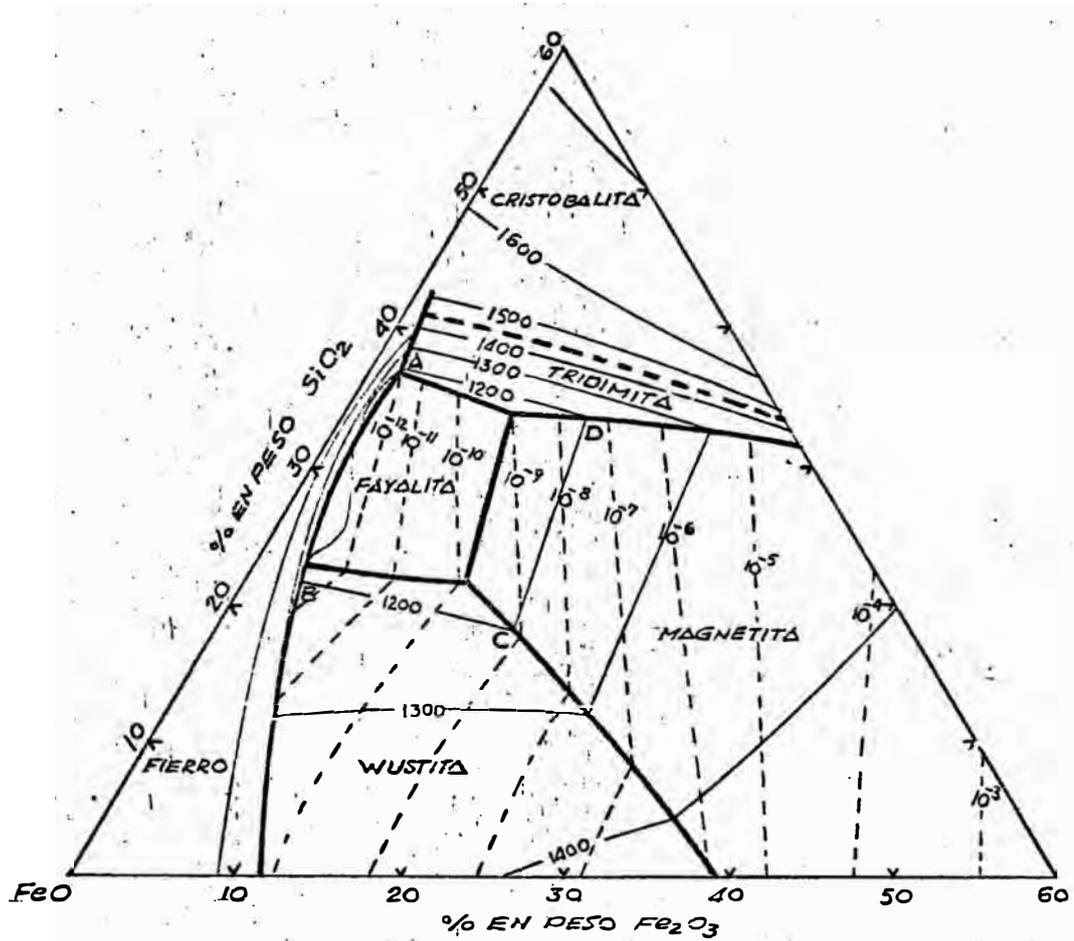


FIG N°1 DIAGRAMA PARCIAL PARA EL SISTEMA (2)



LÍNEAS PUNTEADAS: Líneas isotérmicas de O₂.

laron la siguiente composición en promedio:

Silicatos	= Fayalita, Piroxenos	≈ 38 %
óxidos de fierro	= Espineles Ferroso-Férrico (magnetita)	≈ 48 %
óxidos de cobre	= Delafosita (CuFeO_2) tenorita, cuprita	≈ 2.0 %
Sulfuros complejos	= Digenita, chalcocita, mata** bornita	≈ 10 %
metales	= cobre	≈ 2.0 %

La Fayalita, se presenta en la matriz vítrea de las escorias en finas diseminaciones, o cristalizadas en prismas de 50 - 100 micrones; la magnetita componente básico de la escoria de convertidores ocurre en forma dendrítica, granular o cristales octaédricos de 50 - 100 micrones de tamaño.
(ver figura Nº 2)

La fase que contiene a los valores metálicos de cobre se presentan en la matriz vítrea en finas diseminaciones menores de 20 micrones constituyendo sulfuros complejos tales como Chalcocita (Cu_2S), Digenita (Cu_9S_5), bornita (Cu_5FeS_4), gránulos esféricos de mata y pequeñas cantidades de cobre metálico; también se ha observado bajo el microscopio la presencia de gránulos de mata de 200 micrones o más, generalmente acompañados con inclusiones de óxidos de cobre.
(ver figura Nº 3)

3.2 Análisis Químico.- El análisis cualitativo elemental por métodos espectrográficos en las escorias de convertidores revelaron los siguientes resultados:

* Los resultados de los exámenes convencionales tales como el de difracción de rayos-X y el estudio bajo el microscopio, dependen del cambio de estructuras que ocurren durante el enfriamiento de las muestras.

** La mata de cobre es un sulfuro artificial y con gran aproximación se puede considerar constituido por Cu_2S y FeS formando un sistema cuasibinario entre el Cu_2S y el FeS 1.08.

0 40 μ

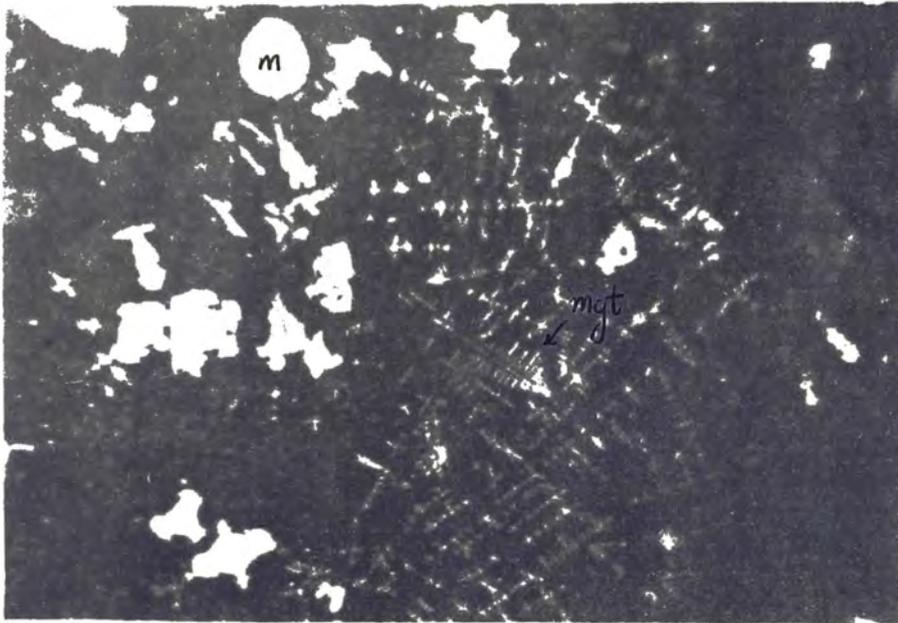
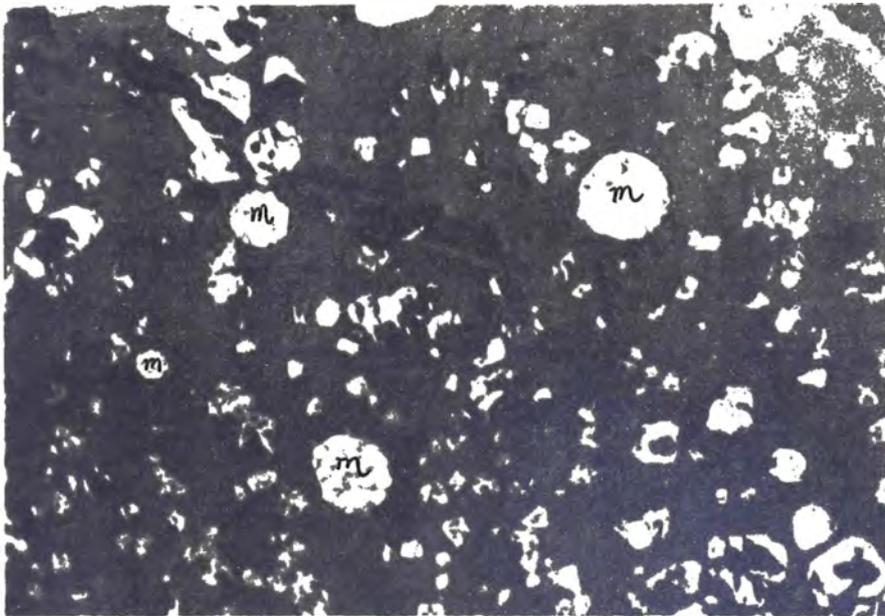


Fig. 2 - ... nit ...
 dr ...; ...
 de ...
 galit ... - ... 600

0 100 μ



agnetita. 210 x

Mayores componentes	(más de 10 %)	Fe, Si
menores componentes	(entre 1 % - 10 %)	Cu, Pb, Sb, Zn
trazas fuertes	(entre 0.1 % - 1.0 %)	Ca, In, Ni, Sn
trazas débiles	(entre .01 % - 0.1 %)	Ag, As, B
trazas muy débiles	(menos de .01 %)	Al, Au, Bi, Cd, Co, Ga, Ge, Mo, Tl, V, W

El análisis cuantitativo de los principales elementos presentes en las escorias fueron llevados a cabo en el laboratorio analítico del Departamento de Investigaciones y los resultados fueron como sigue:

Mues- tra Nº	Análisis % ú onz/t.-corta.										
	Cu	CuOx	Zn	Pb	Ag*	Fe	FeO	Fe ₃ O ₄	SiO ₂	CaO	S
68/150	2.17	.86	3.2	4.5	2.45	36.4	25.0	26.2	27.3	1.05	.60
68/202	4.88	.98	5.2	2.7	4.79	25.8	28.8	29.1	21.8	.99	.80
68/244	3.54	1.50	4.1	9.8	3.40	33.6	29.3	30.2	22.0	1.25	.39

3.3 Estudios sobre liberación mecánica de los valores metálicos de escorias de convertidores. - El estudio de la liberación mecánica de los valores metálicos de cobre y plata presentes en las escorias de cobre de convertidores, se llevaron a cabo mediante métodos convencionales de concentración, con el objeto de determinar cuantitativamente las diseminaciones finas de los valores, en la matriz vitrosa de fayalita-magnetita, así como los tipos de asociaciones y formas presentes.

Para el efecto, una muestra representativa de una escoria de convertidor granulada* fué molida a 40 % menos 200 mallas (serie Tyler) y sometida a separación magnética en húmedo y a baja intensidad, con el propósito de determinar la distribución de los valores metálicos de Cu y Ag en los productos magnéticos y no magnéticos; el siguiente cuadro constituye los resultados de la prueba de separación magnética:

* escoria enfriada drásticamente en agua.

Nº Malla	Producto	Wt. %	Ensayes % ú onz/ton.-c.		Distribución %	
			Cu	Ag*	Cu	Ag
+ 65 mallas	No magnético	0.8	6.18	7.40	2.2	2.6
	magnético	6.3	1.09	.82	3.2	2.3
+ 100 mallas	No magnético	2.0	8.94	10.4	8.2	9.3
	magnético	19.8	1.29	1.06	11.7	9.4
+ 150 mallas	No magnético	2.0	7.94	9.0	7.3	8.1
	magnético	15.9	1.36	1.14	9.8	8.1
+ 200 mallas	No magnético	1.9	7.38	8.07	6.4	6.9
	magnético	12.5	1.35	1.14	7.7	6.4
+ 270 mallas	No magnético	1.6	6.48	7.29	4.8	5.2
	magnético	7.2	1.36	1.15	4.5	3.7
+ 325 mallas	No magnético	1.2	5.78	7.20	3.2	3.9
	magnético	4.8	1.44	1.28	3.2	2.7
- 325 mallas	No magnético	13.1	3.66	4.48	21.9	26.3
	magnético	10.9	1.18	1.04	5.9	5.1
Total Producto No Magnético		22.6	5.22	6.15	54.0	62.3
Total Producto Magnético		77.4	1.30	1.09	46.0	37.7
Cabeza calculada		100.0	(2.18)	(2.23)	(100.0)	(100.0)

De los resultados anteriores podemos inferir que la fracción no magnética representa el 22.6% en peso y contiene 54% del cobre total distribuido, y 62.3% del total de plata distribuida en la escoria, demostrándonos la tendencia de los valores de cobre y plata a "segregarce" de la fracción magnética (espines ferroso-férrico) a tamaños relativamente gruesos (\approx 270 micrones)

Con el objeto de estudiar las diseminaciones más finas de los valores metálicos (menores de 20 micrones) se llevaron a cabo una serie de pruebas de flotación, usando colectores convencionales.* El análisis químico y granulométrico de

* amil xantato potásico; isopropil etil-tiono carbamate.

las colas de flotación demostraron que más del 50 % en peso de los valores metálicos de las colas, se distribuyen en los productos de las fracciones menores de 37 micrones (\approx 400 mallas serie Tyler).

De otra parte el estudio mineralógico de éstas fracciones demostró que gran parte de los valores están íntimamente asociados a la magnetita y fayalita de la matriz vitrosa de las escorias, cuyos tamaños de liberación mecánica es menor que los 20 micrones; la mayor parte de los valores de cobre visibles bajo el microscopio está en la forma de mata y de pequeños gránulos esferoidales de cobre metálico; los valores de plata no se identificaron como constituyentes de una fase reconocible, probablemente éstos valores se encuentran disueltos en solución sólida en la mata ó cobre metálico.

Los resultados sumarizados de los valores distribuidos en las fracciones finas de las colas de flotación, así como el estudio mineragráfico fueron como sigue:

Distribución de valores metálicos en las colas de flotación de escorias típicas

Prueba Nº	Productos	Peso%	Ensayes % ú onz/ton-c.			Distribución %		
			Cu	CuOx	Ag	Cu	CuOx	Ag
R-32	+ 400 mallas	27.5	.80	.22	.64	31.9	25.2	29.3
	- 400 mallas	72.4	.65	.25	.59	68.1	74.8	70.7
Cabeza Calculada		100.0	(.70)	(.24)	(.60)	100.0	100.0	100.0
R-26	+ 400 mallas	24.8	.98	.32	.48	34.6	30.5	30.0
	- 400 mallas	75.2	.61	.24	.37	65.4	69.5	70.0
Cabeza Calculada		100.0	(.70)	(.26)	(.40)	100.0	100.0	100.0

el examen mineragráfico en la colas de flotación de la prueba R-26 fué como sigue:

Fracciones	Peso %	Compo- nente Libre Cu	% Componentes asociados				Tamaño de liberación, micrones				
			G+Mgt+gn	Cu+G	Cu+Mgt	Cu+gn	<20	>20<40	>40<60	>60	
+ 200 mallas	-	7.1	92.9	90.2	1.7	1.0	82.4	15.6	2.0	-	
+ 400 "	24.8	9.8	90.2	89.1	1.1		83.1	15.5	11.0	0.5	
- 400 "	75.2	9.9	90.1	88.2	1.9		83.6	15.8	.6		

las principales clases de asociaciones de los valores metálicos con la ganga (fayalita), observados en las microfotografías de las secciones pulidas fueron de los tipos lb y ld esto es:

lb - Tipo irregular ó tipo ameba (liberación mecánica relativamente fácil)

ld - Diseminación fina* (liberación mecánica difícil)

* la descripción de los tipos de entrelazamiento que se indica corresponden a la clasificación usada en microscopía aplicada al beneficio de minerales de la Cerro de Pasco Corporation¹⁸.

4.0 RECUPERACION DE LOS VALORES METALICOS DE ESCORIAS DE COBRE

4.1 Selección del Proceso.- Las informaciones obtenidas de los estudios sobre la liberación de los valores metálicos de las escorias de convertidores, los exámenes mineralógicos y las microfotografías de las secciones pulidas fueron de primordial importancia en la investigación de los componentes valiosos de las escorias, así como también en el estudio de las asociaciones con la matriz vitrosa fayalita-magnetita (ganga) y el grado de reducción necesario para liberar adecuadamente los valores metálicos; estableciéndose de esta forma los límites de factibilidad técnica de recuperación de esos valores, en base al empleo de métodos convencionales de extracción, descartándose la necesidad de llevar a cabo métodos de tratamiento inapropiados, tales como los procedimientos de concentración gravimétrica o magnética que no son aplicables para materiales que presentan finas diseminaciones de valores metálicos (<20 micrones) y que requieren una molienda muy fina.

Las técnicas de extracción química con disolventes convencionales, tales como el uso de soluciones acuosas de ácido sulfúrico o sulfato férrico aplicadas a escorias de cobre han sido llevadas a cabo por otros investigadores⁵ con resultados satisfactorios desde el punto de vista de extracción, pero a expensas de altos consumos de reactivos; las técnicas de lixiviación de escorias con soluciones amoniacales ó carbonato amoniacal en atmósfera oxidante dieron resultados bastante satisfactorios, pero tienen la desventaja de requerir el uso de autoclaves y dispositivos de fabricación especial. En general, los valores metálicos de cobre no son fácilmente atacables con soluciones acuosas de disolventes inorgánicos tales como el H_2SO_4 , $NH_4(OH)$, SO_4Fe , $SO_4[(NH)_4]_2$, en condiciones "standard"; requiriendo de condiciones sofisticadas como el uso de atmósferas oxidantes, elevación de

presión y temperatura, o el empleo de altas concentraciones de disolventes que hacen prohibitiva su aplicación a escala industrial, desde el punto de vista técnico y económico.

También se llevaron a cabo pruebas preliminares de lixiviación con soluciones acuosas de cianuro de sodio para extraer los valores de cobre y plata, aplicándose los procedimientos que se describen en la patente americana (US Nº 3'189,435) de Junio 15 de 1965, obteniéndose bajas extracciones de cobre (menor de 35 %) aunque lográndose precipitados con grados de cobre mayores de 60 %.

Los detalles de las pruebas están dadas en las tablas Nº I y II.

En resumen podemos inferir de acuerdo a los resultados anteriores que una de las principales limitaciones tecnológicas para el procesamiento de las escorias es la diseminación fina de sus valores metálicos en la matriz vitrosa, requiriendo un gran consumo de energía mecánica (molienda) para liberarlos adecuadamente; así como también su limitada reactividad química ante los disolventes convencionales.

A continuación se ha llevado a cabo una investigación exhaustiva sobre las posibilidades técnicas de procesar las escorias de convertidor de La Oroya por métodos de flotación por espuma y aplicando colectores específicos para sulfuros complejos de cobre, después de haberse sometido las escorias a una molienda fina.

- 4.2 Estudios Preliminares.- Las pruebas preliminares de flotación se llevaron a cabo en muestras granuladas de escorias de convertidor, con el propósito de investigar: El comportamiento de éstos materiales en los procesos de flotación por espuma, la influencia de la finura de molienda requerida para la liberación de los valores metálicos, la aplicación de acti-

vadores de flotación y agentes sulfurizantes, usando colectores de flotación establecidos como las más apropiadas para la recuperación de sulfuros complejos de cobre de menas que presentan finas disseminaciones de valores.

En resumen, el trabajo de laboratorio comprendió la aplicación de dos etapas de molienda, a saber:

- a) Molienda primaria a 50 % (en peso) menos malla 200(S.Tyler)
- b) Molienda secundaria en las colas de la flotación "rougher" gruesa desde 60 % a 85 % menos malla 400 (S.T.); los reactivos adicionados en estas etapas de molienda fueron el isopropil etil-tionocarbamate (Z-200) ó el Butil xantogenato etil formato (Minerec B).

La flotación gruesa "rougher" y la flctación de los finos "Rougher Scavenger" se llevaron a cabo adicionando por etapas, amil xantato potásico (Z-6) y espumante del tipo alcohol alifático (F-70); se estudió también el uso del oleato de Na como promotor de sulfuros, sin mayor éxito; la adición de activadores como el SO_4Cu y sulfuro de sodio a diferentes niveles, fueron poco beneficiosos para incrementar la cinética de la flotación de los valores.

En forma general se obtuvieron concentrados de relativa baja ley con recuperaciones de Cu y Ag no mayores de 85 % en promedio, las pérdidas de valores metálicos en las colas fueron relativamente altas, sin embargo se mejoró las recuperaciones de los valores, aplicando moliendas progresivamente más finas confirmando los resultados del estudio mineralógico que revelaron las disseminaciones finas de los valores en la matriz vitrosa de fayalita-magnetita y que en la mayoría de los casos estos tipos de asociaciones no pueden liberarse por los métodos convencionales de molienda.

Los detalles de estas pruebas preliminares están dados en los cuadros N^o III, IV, V y VI.

En vista que las mayores pérdidas de valores de cobre y plata se producen por asociación íntima con la matriz vítrea de las escorias granuladas, requiriendo un tamaño de liberación menor de 20 micrones; y ante las limitaciones técnicas de los procedimientos de molienda convencionales; se investigó las posibilidades de "segregar" los valores metálicos de la matriz vítrea por enfriamiento lento controlado de las escorias fundidas, lo suficiente para permitir la "liberación" de los valores de cobre en forma de sulfuros de cobre cristalizados y cobre metálico, en presencia de cierto nivel de azufre (0.5 á 1.0 %).

Para determinar el efecto de la rapidez de enfriamiento; en la composición y textura de las escorias, así como también la "segregación" de los sulfuros complejos de cobre de la matriz vítrea y su posterior comportamiento en los procesos de flotación. Se tomó una muestra de escoria fundida proveniente de los hornos de reverbero y se le sometió a enfriamiento al medio ambiente, en un molde de ladrillos refractarios desde 1200 °C a 600 °C durante dos horas, también se tomó una muestra de escoria granulada enfriada drásticamente en chorro de agua.

Los resultados metalúrgicos de las pruebas de flotación comparativas en las escorias enfriadas durante dos horas y escorias granuladas en chorro de agua fueron como sigue:

Prueba N ^o	Descripción de muestras	Ensayes % ó onz/ton-c.*						% Recup.		
		Cabeza		Conc. "Rougher"		Colas		Cu	Ag	
		Cu	Ag*	Feso %	Cu	Ag	Cu			Ag
R-78	escoria de reverbero enfriadas en molde	0.45	0.47	9.5	2.7	3.1	.16	.25	57.3	50.6
R-68	escoria granulada en chorro de agua	0.41	0.68	4.9	2.6	5.0	.31	.44	28.6	34.6

(los detalles de las pruebas estan dadas en las tablas VII, VIII, IX, X del apéndice)

La recuperación de cobre y plata en las escorias enfriadas al medio ambiente, fueron notablemente mayores con respecto a las escorias granuladas en chorro de agua, de otra parte el estudio de las microfotografías de escorias de reverbero granuladas mostró que la matriz vítrea contenía diseminaciones finas de fayalita (Fe_2SiO_4) y espineles ferroso-férrico ($\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3$); las partículas esferoidales de los sulfuros complejos de cobre y cobre metálico están finamente diseminadas en la matriz vítrea en tamaños menores de 30 micrones (ver figura N^o 4); en cambio la microestructura de las escorias enfriadas al medio ambiente (en un crisol de ladrillos refractarios) mostró a la fayalita cristalizada en prismas de 50 - 100 micrones, con partículas de ferrita de 10 a 100 micrones, los sulfuros complejos de cobre tales como la chalcopirita (CuFeS_2) con chalcocita (Cu_2S) y el más importante de todos la solución sólida de digenita (Cu_9S_5) con bornita (Cu_5FeS_4) asociadas con partículas esferoidales de cobre metálico y mata, llegan a tener hasta 200 micrones ó más. (ver figura N^o 5)

0 100μ

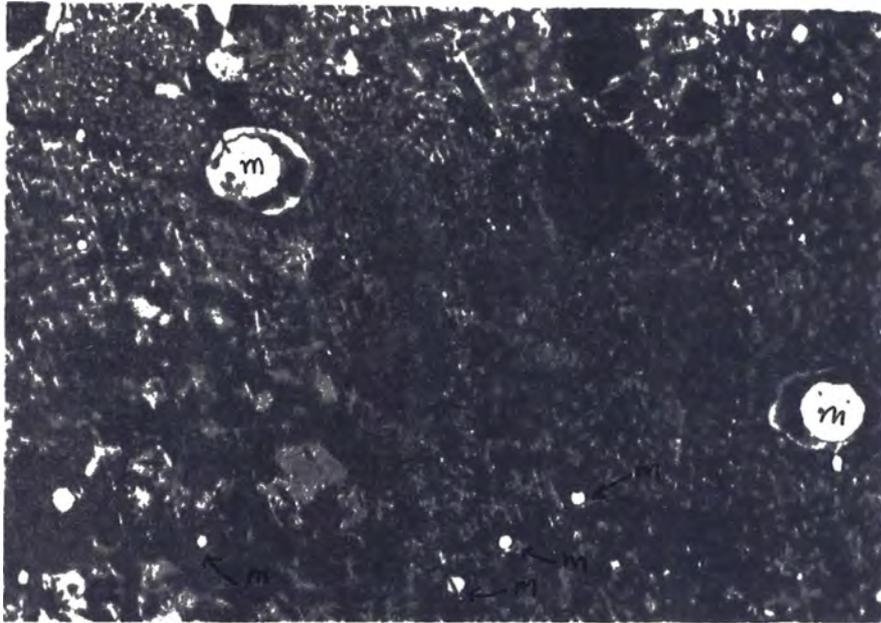


Fig. 1 - Sulfuros complejos de cobre (m) eliminados en la matriz. (escoria enfriada drásticamente) 210 X

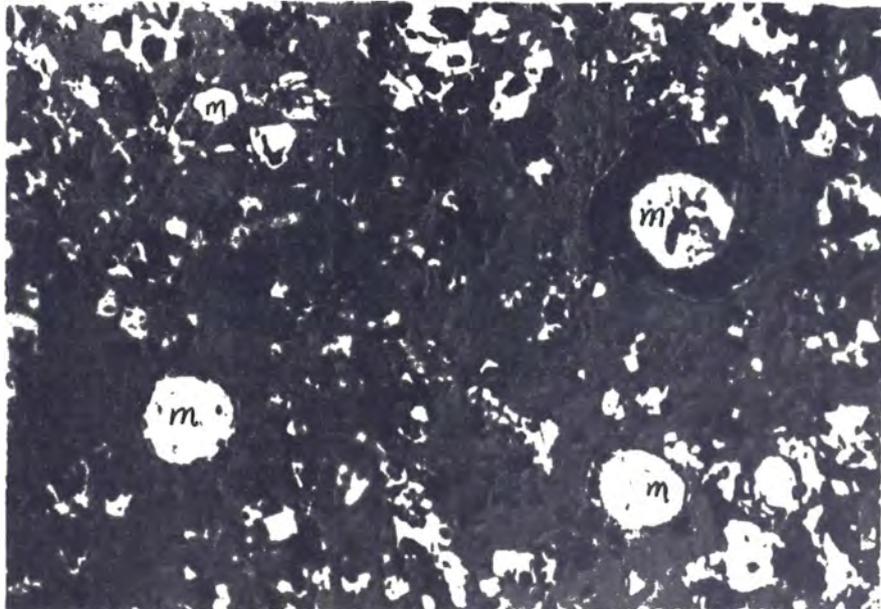


Fig. 2 - Sulfuros complejos de cobre (m) eliminados en la matriz de la escoria de la fundición de aluminio. (escoria enfriada en ambiente a 25°C) 210 X

4.3 Flotación de las escorias de convertidores enfriadas

lentamente.- Las pruebas de flotación en escorias enfriadas en forma controlada, se llevó a cabo en forma más completa, con el fin de investigar los mismos aspectos considerados en los trabajos preliminares en las escorias granuladas, tales como el efecto de la finura de molienda, estudio de la alcalinidad de la pulpa, el uso de colectores convencionales para sulfuros de cobre, así como tipos de espumantes; aplicando condiciones de flotación, establecidas como las más apropiadas en las pruebas preliminares.

4.3.1 Efecto del Enfriamiento lento en la liberación de los valores

metálicos de escorias de convertidores.- A fin de mejorar la segregación por cristalización de los valores metálicos de Cu-Ag de los componentes básicos (Fayalita-magnetita) de las escorias de convertidores por enfriamiento lento, antes de someterse al proceso de molienda y flotación; se tomaron una serie de muestras de escorias fundidas a 1200 °C de las ollas de escorias de convertidores de la fundición de cobre. Las escorias al estado líquido fueron coladas en crisoles de material refractario previamente calentados a la temperatura de 1200°C, mediante un horno de mufla; con el fin de controlar el enfriamiento lento de las escorias se empleó una termocupla para controlar el descenso de temperatura, registrándose el perfil de la temperatura en un gráfico a escala de tiempo mediante un equipo de control conectado a la termocupla; también se tomaron muestras de escoria fundidas que fueron coladas en moldes de arcilla y se dejaron enfriar a la temperatura del medio ambiente (25°C).

- A continuación se muestra los resultados comparativos de pruebas de flotación en escorias de convertidores enfriadas lentamente y rápidamente:

Prue- ba N ^o	Descripción de Muestra	Ensayos de		Peso %	Conc.				Recp. %	
		Escoria			"Rougher"		Colas		Cu	Ag
		Cu	Ag*		Ensayes % Cu	Ag*	ú oz/t. Cu	Ag*		
R-35	Escoria de Convertidor	5.0	5.3	19.6	23.1	25.6	.19	.27	92.5	93.1
R-37	enfriada 8 horas a 600°C			21.3	20.9	23.6	.17	.21	92.8	94.1
R-39				20.6	21.9	24.4	.17	.26	93.3	94.0
R-36	Escoria en-	3.5	3.4	23.2	12.8	14.8	.40	.32	83.9	89.6
R-38	friada al			23.3	12.8	14.6	.41	.25	83.2	89.7
R-40	medio ambiente			18.7	14.2	15.8	.44	.32	81.7	88.5

En general en las escorias enfriadas lentamente se obtienen recuperaciones mayores de 90 % de cobre y plata, lográndose concentrados de alto grado; de otra parte la molienda primaria de 60 % -200 mallas (S.T.) fué suficiente para liberar adecuadamente los valores metálicos de la matriz vitrosa (ganga)

Las condiciones de las pruebas comparativas están dadas en detalle en la tabla XII.

Con el propósito de investigar en forma más completa el efecto de la velocidad de enfriamiento de las escorias en las propiedades de flotabilidad, liberación de los valores metálicos y su "moliendabilidad" (Grindability), se llevaron a cabo una serie de pruebas de flotación en muestras enfriadas a diferentes intervalos de tiempo. (ver tabla XI del apéndice)

Los resultados de las pruebas de flotación fueron como sigue:

Pruebas Nº	Descripción de las Muestras (Velocidad de Enfriamiento)	Hrs.	Ensayo de Escorias de Conv.				Peso %	Conc. Rougher Ensayes %, ú onz/t.				Recup. %	
			% Cu	onz/t. Ag	% S			Cu	Ag*	Cu	Ag*	Cu	Ag
R-35	Enfriadas en horno de	8 h.	4.9	4.8	.72	19.6	23.1	25.6	.19	.27	92.5	93.1	
R-49	mufla de 1200 °C á	6 "	5.3	3.5	.82	13.2	33.7	44.8	.35	.28	87.1	90.9	
R-50	600 °C	4 "	4.1	4.5	1.32	13.3	26.5	34.9	.38	.31	84.3	91.4	
R-60	Muestras coladas en moldes		4.3	4.9	1.46	17.2	21.7	29.5	.26	.30	92.0	92.0	
R-36	de ladrillos refractarios.		3.5	3.4	.35	23.2	12.8	14.8	.40	.32	83.9	89.6	
R-57	Enfriamiento: 2 hrs.		3.8	3.5	.52	15.4	19.6	25.4	.58	.32	79.0	87.3	
R-26			4.9	4.8	.70	27.0	16.1	15.1	.69	.40	84.3	88.1	

(Las condiciones de flotación fueron similares en todas las pruebas, ver cuadros Nº XIII, XIV, XV, XVI del apéndice)

De acuerdo a los resultados metalúrgicos de las pruebas de flotación se puede confirmar que el sometimiento a enfriamiento lento de las escorias fundidas, permiten una mejor recuperación de los valores metálicos por técnicas de flotación. De otra parte los resultados de la prueba R-60 de una escoria enfriada a la temperatura del medio ambiente en un molde de ladrillos refractarios mostró también recuperaciones muy satisfactorias de los valores metálicos.

De los anteriores resultados se desprende que las escorias de convertidor podrían muy bien someterse a enfriamiento al medio ambiente en pozos especiales sin necesidad de llegar a un control térmico complicado. El enfriamiento de las escorias mejoró la "moliendabilidad" (grindability) de tal forma que el índice de consumo energético en Kw-hr/ton-corta (Bond, Work index) para las escorias enfriadas a la temperatura ambiente desde 1200 °C a 600 °C en cuatro horas fué de 13.0 en comparación a 16.4 en las escorias enfriadas drásticamente en agua. (ver figura Nº 6) Es necesario también remarcar que el contenido de azufre en las escorias juegan un rol muy importante con el grado de recuperación de valores metálicos, lo cual demuestra en parte el efecto positivo de cierto nivel de azufre en el mecanismo de "segregación" de los sulfuros de cobre, durante el enfriamiento de las escorias de convertidor.

4.3.2 Estudio del uso de Colectores Convencionales.- Un número de pruebas de flotación de circuito abierto fueron llevados a cabo en muestras de escorias de convertidores enfriadas en horno de mufla de 1200 °C a 600 °C en 6 horas, a fin de estudiar el uso de xantogenatos etil formatos (Minerec A y B) así como el efecto de la finura de molienda, en el grado y recuperación de los valores metálicos. En la etapa de flotación propiamente dicha se empleó amil xantato

FIG. N° 6

VARIACION DE LA MOLIENDABILIDAD (GRINDABILITY) DE
 ESCORIA DE COBRE ENFRIADA A DIFERENTES CONDICIONES

$$W = \left(\frac{13}{G.P.} \right)^{0.82} \sqrt{\frac{K_2}{100}}$$

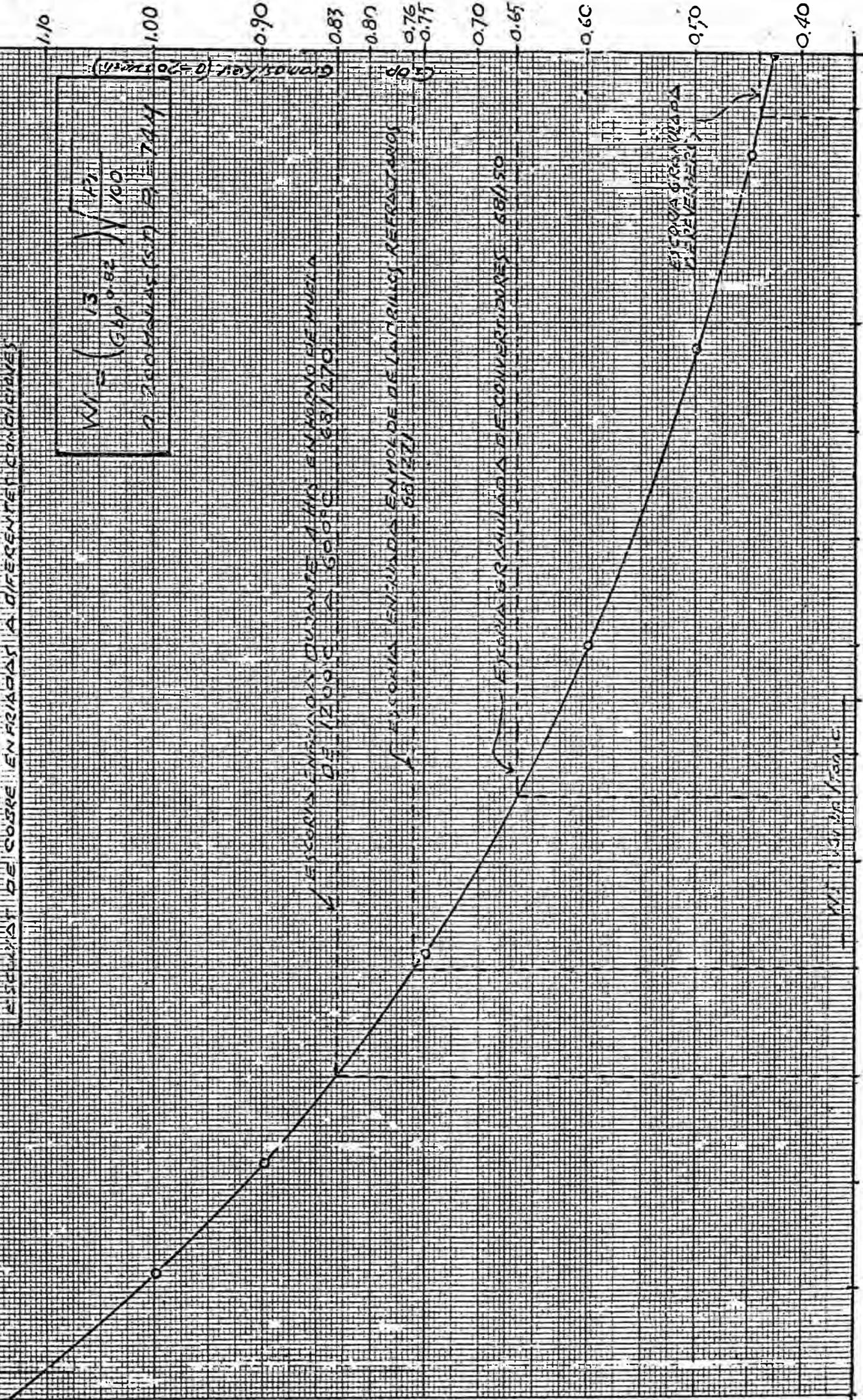
0.200 WAT (50) 2.744

ESCURA ENVIADA DURANTE 1 HR. EN UNO DE LOS
 DE 200°C A 60°C 68/270

PERSONA ENVIADA EN UNO DE LOS REFRACTARIOS
 68/270

ESCURA ENVIADA A 60°C 68/270

ESCURA ENVIADA
 A 60°C 68/270



WAT 1300 C

potásico (aeroxanthate 350) manteniéndose el pH de la pulpa mayor de 8.5, los resultados sumariados de las pruebas fueron como sigue:

Molienda Primaria -200 m.	Remo- lienda a -400 mallas	Reactivos lbs/ton-c.	Conc. "Rougher" grueso			Conc. Rougher + Scav. fino			Colas		Recup. % Total	
			% Peso	Cu	Ag	% Peso	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag
25.0	35.0	Minerec A* = .16	15.3	27.5	40.7	12.5	4.4	4.4	.51	.45	90.4	93.9
30.0	45.0	Minerec A = .16	14.7	27.8	39.4	9.0	5.7	5.4	.54	.41	91.8	95.3
30.0	63.0	Minerec B** = .16	9.1	43.2	57.4	8.0	7.4	7.4	.44	.28	92.5	96.2
40.0	75.0	Minerec B = .16	11.3	38.0	50.9	8.6	6.1	5.7	.37	.30	94.1	96.3
45.0	85.0	Min.A/ Min.B = .08/.08	12.7	34.8	40.6	8.8	4.7	4.9	.35	.27	94.6	96.3

(los detalles de las pruebas están dadas en el cuadro N^o XVII del apéndice)

- * - Etil xantogenato etil formato
- ** - n-Butil xantogenato etil formato.

Con la aplicación de moliendas progresivamente más finas se incrementa en forma significativa las recuperaciones de los valores metálicos; de otra parte el "Minerec B" demostró mayor selectividad que el "Minerec A" en la flotación "rougher" gruesa.

También se probaron otros tipos de promotores convencionales tales como: aerofloat 208 (Sal de sodio dietil-dibutílica-ditiofosfórica), aeroflot 242 (Sal arílica ditiofosfórica) y el isopropil xantato sódico. (Z-11). Los resultados metalúrgicos obtenidos aplicando estos últimos colectores fueron como sigue:

Reactivos lbs/ton-c.	Ensayes % ú onz/ton-c.*								
	Alimento		"Rougher" grueso			Colas		Recup. %	
	Cu	Ag*	% Peso	Cu	Ag*	Cu	Ag	Cu	Ag
Aerofloat 208=.48	4.10	4.5	10.4	33.2	43.7	.40	.40	84.6	86.8
Aerofloat 242=.50			18.2	19.0	25.7	.39	.43	87.5	88.9
Xantato Z-11 =.40			11.6	31.0	43.7	.40	.46	86.6	87.5

(Ver detalles de las pruebas en la tabla XVIII del apéndice)

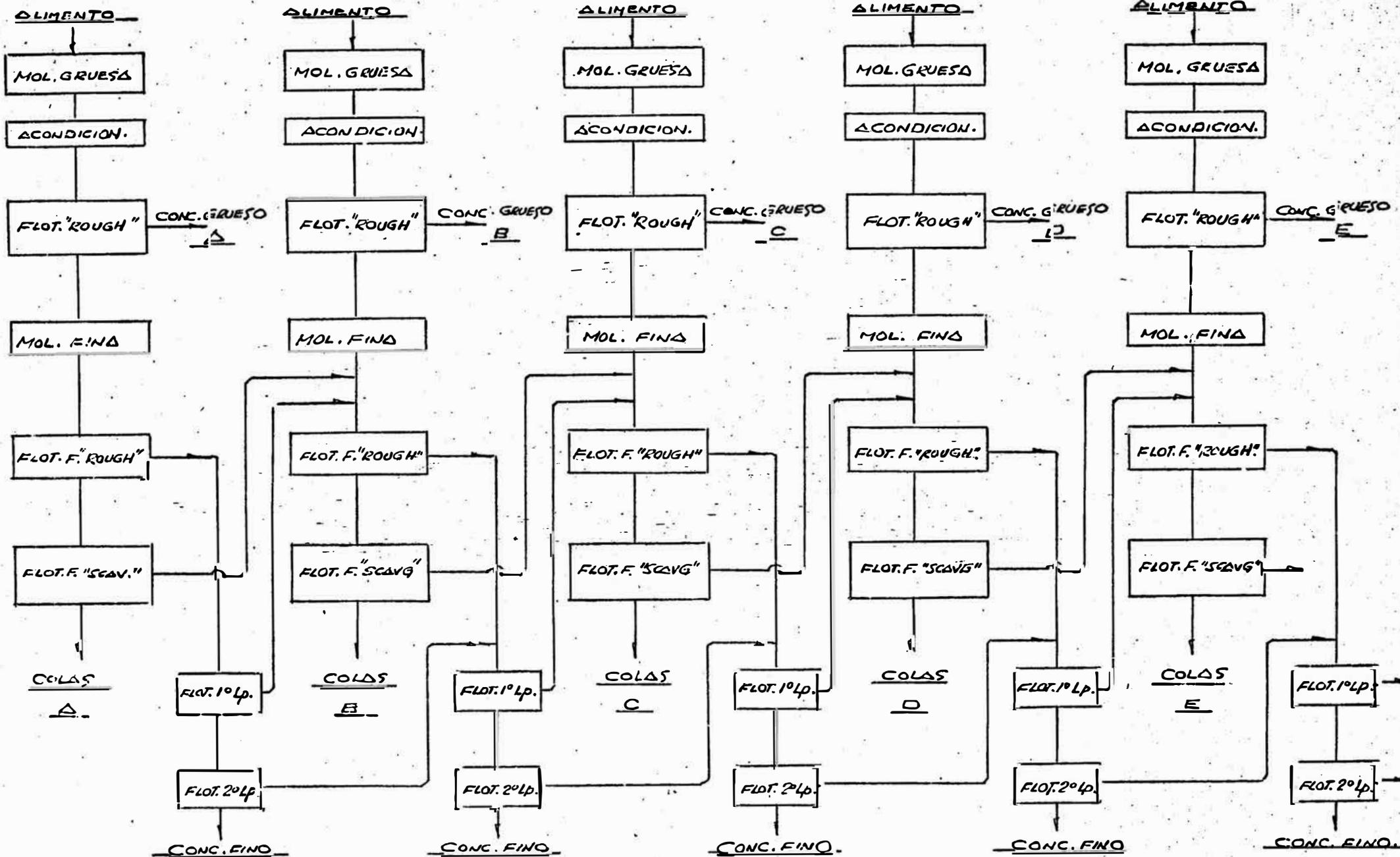
el promotor isopropil xantato sódico y el aereofloat 208 demostraron mayor selectibidad para este tipo de materiales; aunque desde el punto de vista de consumo y costos el isopropil xantato sódico resulta más atractivo.

4.3.3 Pruebas en circuito cerrado a escala de Laboratorio.- A fin de confirmar los resultados de las pruebas de circuito abiertos efectuadas anteriormente, se llevaron a cabo tres series de pruebas de flotación en circuito cerrado, de acuerdo al diagrama ilustrado en la figura N^o 7.

Las condiciones de flotación, así como el régimen de reactivos se establecieron en base a las pruebas anteriores.

FIG N° 7

DIAGRAMA DE FLUJOS PARA CINCO PRUEBAS DE FLOTACION EN C.C.



Las pruebas de flotación de las escorias de convertidor en circuito cerrado fueron conducidas como sigue:

Molienda gruesa en húmedo a 30 % menos 200 mallas (S.Tyler), molienda fina de las colas de la flotación "rougher" a 92% menos 200 mallas (S.Tyler)

El circuito de flotación consistió en una flotación "rougher" gruesa de 5 minutos; flotación "rougher-scavenger" de los productos finos de 3 a 12 minutos respectivamente, seguidos de dos etapas de flotación de limpieza.

Los resultados de las pruebas de flotación fueron como sigue:

A.- Escorias de convertidor enfriadas en hornos de mufla durante 4 horas de 1200 °C a 600 °C.

Prueba R-74 usando "Minerec B", conjuntamente con amil xantato potásico

Productos	% Peso	Ensayes %, onz/ton. *					Distribución, %			
		Cu	CuOx	Ag*	Fe	Fe ₃ O ₄	Cu	CuOx	Ag	Fe
Concentrado grueso + fino	18.5	19.7	.90	26.0	27.1	25.1	91.3	67.6	91.8	12.7
Producto Intermed.	5.4	.81	.24	1.04	38.9	-	1.1	5.2	1.0	5.3
Colas	76.1	.39	.09	.50	42.8	-	7.6	27.2	7.2	82.0
Cabeza Calc'd	100.0	(4.0)	(.25)	(5.2)	(39.7)		100.0	100.0	100.0	100.0

B.- Escoria de convertidor enfriada en un molde de ladrillo refractario durante 2 horas.

Prueba R-79 usando "Minerec A" en combinación con amil xantato potásico

Productos	% Peso	Ensayes %, onz/ton. *				Distribución, %			
		Cu	CuOx	Ag*	Fe	Cu	CuOx	Ag	Fe
Conc. grueso + fino	23.5	16.2	.72	23.0	28.6	94.0	75.9	96.4	23.1
Prod. Intermed.	6.3	.62	.14	.65	38.6	0.9	4.0	0.7	8.4
Relaves	70.2	.29	.06	.23	28.4	5.1	20.1	2.9	66.5
Cabeza Calc'd.	100.0	4.1	.22	5.6	29.1	100.0	100.0	100.0	100.0

C.- Escoria de convertidor enfriada en molde de ladrillo refractario durante 2 horas.

Prueba R-80 usando Z-200* en combinación con isopropil xantato sódico

Productos	% Peso	Ensayes %, onz/ton.*					Distribución, %					
		Cu	CuOx	Ag*	Fe	Fe ₃ O ₄	Cu	CuOx	A	Fe	Fe ₃ O	
Conc.grueso + fino	13.7	27.9	.90	38.8	21.7	14.1	90.9	67.2	93.6	7.6	5.5	
Prod. Intermedio	8.1	.91	.18	1.34	36.5	35.9	1.8	8.2	2.0	7.7	8.3	
Relaves	78.2	.39	.06	.32	42.2	38.6	7.3	24.6	4.4	84.7	86.2	
Cabeza Calc'd	100.0	4.2)	(.18)	(5.7)	(38.9)	(35.1)	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	

Los resultados más satisfactorios de las pruebas de flotación anteriores fueron obtenidos en la muestra de escoria de convertidor enfriada en un molde de ladrillo refractario. En la etapa de molienda se usó Z-200 (0.06 lbs/ton-corta) y cal, el xantato Z-11 se añadió progresivamente en la etapa de flotación "rougher-scavenger", el consumo total de éste reactivo fue de 0.50 lbs/ton-C; de otra parte se obtuvo una buena estabilidad de espuma y efectiva dispersión de lamas, aplicándose un circuito alcalino de 9 a 10 de pH. El consumo de cal fué del orden de 5 - 8 lbs/ton-corta.

La flótación "rougher" de los productos gruesos, se efectuó a 30 % de sólidos y la flotación de finos "rougher-scavenger" a 25 % de sólidos; en las etapas de limpieza se mantuvo un porcentaje de sólidos de 25.

Los resultados totales de las pruebas en circuito cerrado demostraron que se pueden obtener altos grados de Cu-Ag con recuperaciones mayores de 90 % a escala industrial; el exceso de consumo de colectores (xantatos) resulta perjudicial para el grado de los concentrados porque promueve la activación de la ganga, especialmente los espineles ferroso férricos.

* Isopropil etil tionocarbamate.

El tiempo de flotación "rougher/scavenger" de los productos de la remolienda fué de 3 + 12 minutos respectivamente, en comparación a un total de 25 minutos requeridos para las escorias granuladas; debido a que las escorias enfriadas requieren menor finura de molienda para liberar los valores metálicos, incrementándose de esta forma la cinética de la flotación; de otra parte se requirieron pequeñas cantidades de espumantes para obtener una espuma estable, el consumo total no fué mayor de 0.05 lbs/ton-corta, el uso de espumante tipo alcohol alifático (F-70) fué muy satisfactorio desde el punto de vista de selectividad; también se demostró en las pruebas en circuito cerrado que la recirculación de los productos intermedios no perjudicaron los resultados metalúrgicos de las pruebas, la mayor parte del contenido de la magnetita, sílice y valores de zinc de las escorias se distribuyen en las colas, y por consiguiente no representan cargas recirculantes.

Los detalles de las pruebas estan dadas en las Tablas N^{os} XIX, XX y XXI del apéndice.

5.0 ANTEPROYECTO DE INSTALACION DE UN CIRCUITO DE FLOTACION PARA EL TRATAMIENTO DE ESCORIAS DE CONVERTIDORES

- 5.1 Producción estimada de concentrados de cobre de las escorias de convertidores.- De acuerdo a los resultados obtenidos en los trabajos de laboratorio, se ha desarrollado el diseño conceptual del proceso para la recuperación de los valores metálicos de cobre y plata de las escorias de convertidores de la fundición de La Oroya; en base al procesamiento de 510 ton-cortas/día de escorias de 4.0 % de Cu y 4.0 onz/ton-c. de plata en promedio; se ha estimado una producción bastante conservativa de 70 ton-cortas de concentrados de cobre de 25 % y 35 onz/ton-corta de plata, con recuperaciones mayores de 90 %, tomando en cuenta la recirculación de los productos intermedios.
- 5.2 Descripción del Proceso.- De los resultados de los trabajos de investigación de laboratorio y las estadísticas de producción de escorias de convertidores en La Oroya, se ha determinado el balance de materia con los datos necesarios, para un diseño detallado. Los datos numéricos comprenden cargas circulantes, gravedades específicas de las pulpas, porcentaje de sólidos, así como también un programa de chancado y molienda adjunto.

Las escorias en estado líquido serían vertidas de los convertidores a ollas de 40 tons-cortas de capacidad, y transportadas por línea férrea a los pozos de enfriamiento. Después de un tiempo de enfriamiento de alrededor de 4 horas, la costra solidificada de escoria de más o menos 60 cms. de espesor, puede ser removida con un cargador cuchara, para llevarla a los alimentadores de oruga de las chancadoras primarias giratorias. La escoria chancada debe ser triturada en dos etapas en chancadoras tipo cónicas, el producto final de las 3 etapas de chancado deberá ser de 80 % a 1/4

PROGRAMA DE CHANCADO Y MOLIENDA PARA LAS ESCORIAS DE CONVERTIDORES

OPERACION UNITARIA	TRITURACION			MOLIENDA		
	ETAPA I	ETAPA II	ETAPA III	MOLINO DE BARRAS	MOLINO DE BOLAS	MOLINO DE BOLAS
CIRCUITO	ABIERTO	ABIERTO	CERRADO	ABIERTO	ABIERTO	CERRADO
Horas de operación por día	8	8	8	24	24	24
Tons-cortas/hora	75	75	75	25.	25.	22.5
<u>ALIMENTACION</u>						
en pulgadas (-80 %)	10"	2 1/2"	3/4"	1/4"	--	--
en micrones (F)	254,000	63,500	19,500	6,680	590	171.4
<u>PRODUCTO</u>						
micrones = (P)	63,500	19,050	6,680	590	171.4	62.0
Radio de Reducción $R_r = \frac{F}{P}$	4.0	3.3	2.9	11.4	3.4	2.8
W = Kw hr/ton. (1)	0.28	0.46	0.53	5.4	6.4	7.4
Total W = 20.5						
HP				200.0	200.0	225.0
Motor requerido (H.P.)	50	75	75	220.0	250.0	250.0
Equipo requerido	Chancadora McCully	Chancadora Cónica(S.H.) 3' - 0	Chancadora Cónica(S.H.) 4' - 0	Molino de barras de 6' x 12'	Molino de bolas de 8' x 6'	Molino de bolas de 8' x 6'
(1) $W = 10 W_i \sqrt{P} - 10 W_i \sqrt{F}$		$W_i = 14.0$				

de pulgada el cual será transportado por fajas a las tolvas de finos.

Se proveerá de cedazos vibratorios, a fin de eliminar los productos finos en el circuito de chancado. La escoria chancada deberá ser sometido a molienda, en molino de barras a 80 % menos malla 28, seguido de una molienda fina en un molino de bolas a 30 % menos malla 200. El molino de bolas deberá operar en circuito cerrado con un clasificador de rastrillos agregándose en esta etapa los reactivos de Z-200 y cal.

El rebose del clasificador de rastrillos será alimentado a la etapa de acondicionamiento, durante 6 minutos en presencia de xantato Z-11 y un espumante del tipo alcohol alifático (F-70)

El rebose del acondicionador puede ser tomado por un banco de cuatro celdas de flotación "agitair" N^o 48 (tiempo de flotación = 5 minutos), el pH de la pulpa debe ser mantenido entre 9.0/10.0 en la etapa de la flotación "rougher" de los productos gruesos.

Las colas gruesas de la flotación "rougher" serán bombeadas a los hidrociclones, y las arenas de los mismos alimentadas a un molino de bolas en circuito cerrado con los ciclones, adicionándose al molino de bolas los reactivos Z-200 y cal.

El rebose de los ciclones debe ser tomados por un banco de 5 celdas "agitair" N^o 48 para la flotación "rougher" de los productos finos, seguido por un banco de 8 celdas "agitair" N^o 60 para la flotación "scavenger" (Tiempo de flotación = flotación "rougher" + flotación "scavenger" = 3 + 12 = 15 minutos.).

El concentrado grueso de la flotación "rougher" y el concentrado de la limpieza de los productos finos irían a un espesador para ser filtrados. Todos los productos intermedios serán recirculados en contracorriente como se muestra en los diagramas de flujos adjuntos (figura N^o 8, 9)

Las colas de la flotación "scavenger" de los productos finos, después de haber sido desaguadas se destinarían a las canchales de escorias de reverbero.

- 5.3 Grado de Cobre y Plata en el Concentrado final.- De acuerdo a los datos obtenidos a través de las pruebas de laboratorio, se asume que las siguientes leyes de cobre y plata serán obtenidas en los concentrados de flotación, cuando se opere a escala industrial, en circuito cerrado; aplicando el proceso descrito anteriormente.

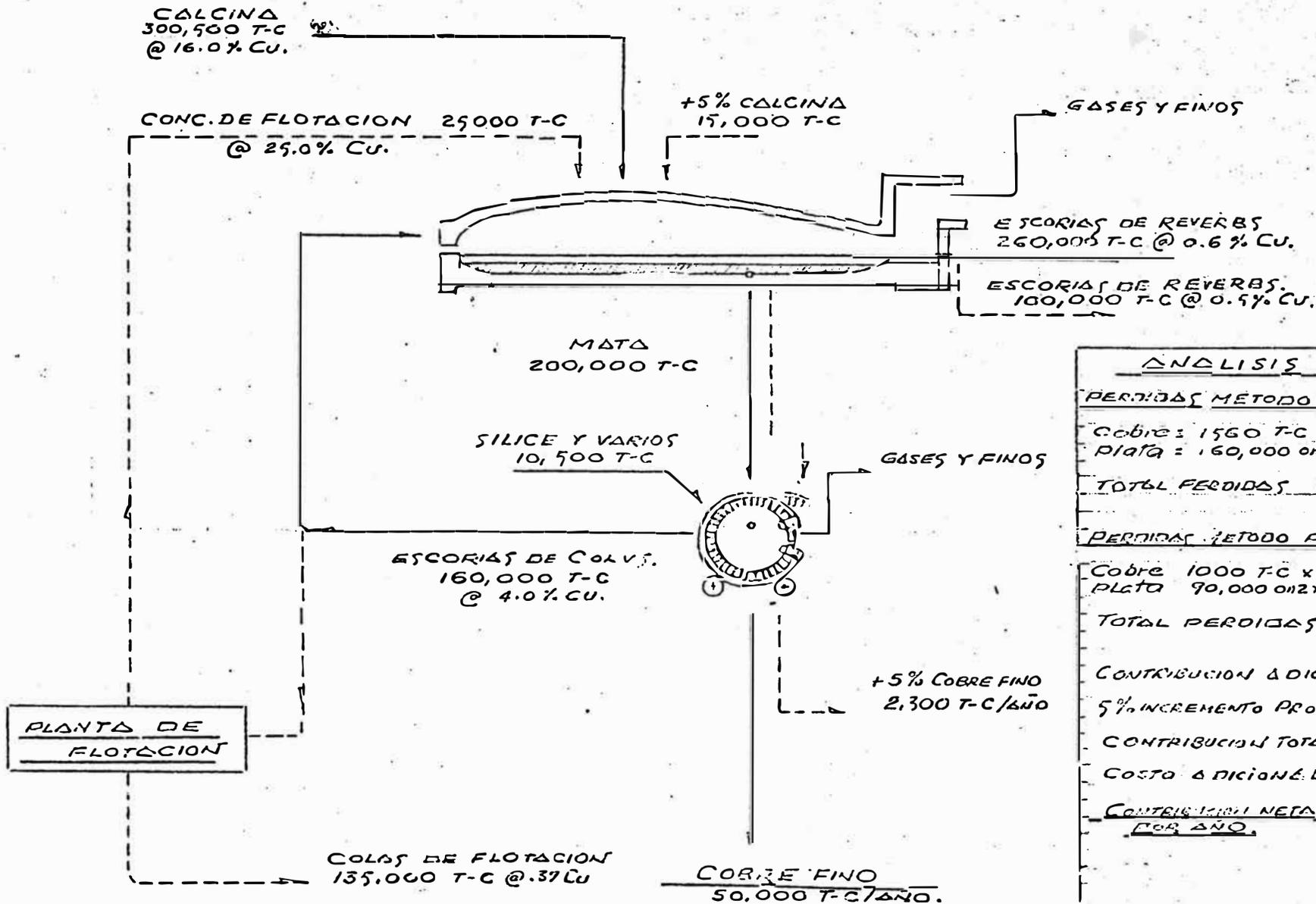
<u>ANALISIS QUIMICO</u>		<u>ANALISIS ESPECTROGRAFICO</u>	
Cu	25 - 30 %	Au	= V
Ag	30 - 35 onz/t.	Ni	= V
Pb	7.0 %	Co	= V
Zn	5.0 %	Cr	= W
Fe	15.0 %	As	= S
Fe ₃ O ₄	12.0	Sb	= S
S	6 - 10 %	Sn	= S

V = trazas muy débiles (menos de 0.01 %)

W = trazas débiles (entre 0.01 - 0.1 %)

S = trazas fuertes (0.1 - 1 %)

CIRCUITO DE FUNDICION DE COBRE.



<u>ANALISIS ECONOMICO.</u>	
<u>PERDIDAS METODO CONVENCIONAL</u>	
Cobre	1560 T-C x 1000 \$ = 1'560,000
PLATA	160,000 onz x 1.50 \$ = 240,000
TOTAL PERDIDAS	1'800,000
<u>PERDIDAS METODO PROPUESTO</u>	
Cobre	1000 T-C x 1000 \$ = 1'000,000
PLATA	90,000 onz x 1.50 \$ = 135,000
TOTAL PERDIDAS	1'135,000
CONTRIBUCION ADICIONAL \$ 665,000.	
5% INCREMENTO PRODUCCION \$ 2'000,000.	
CONTRIBUCION TOTAL \$ 2'665,000	
COSTO ADICIONAL \$ 325,000	
CONTRIBUCION NETA \$ 2'340,000	
<u>POR AÑO.</u>	

LEYENDA
 Circuito Actual _____
 Circuito Propuesto - - - - -

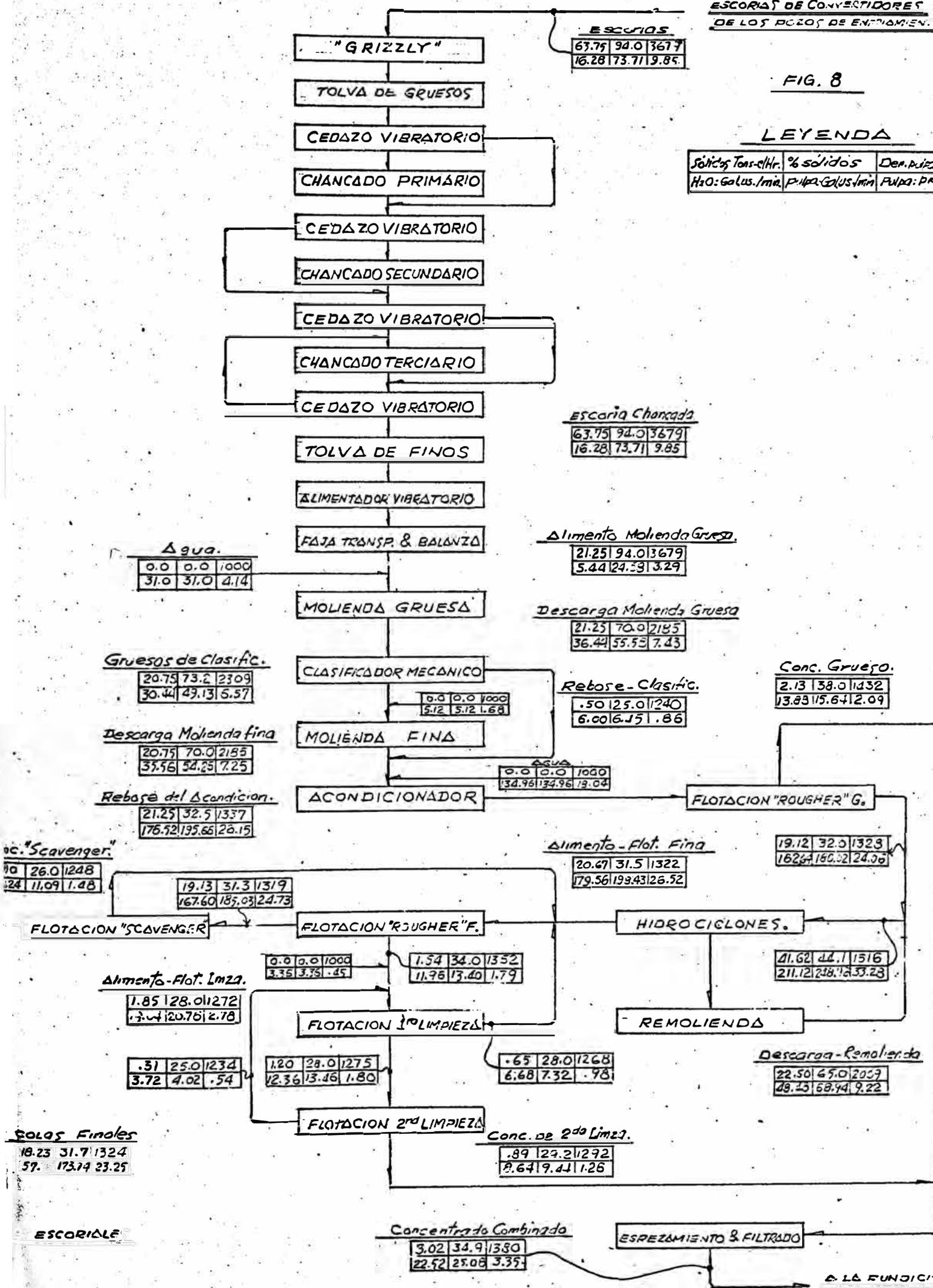
BALANCE DE MATERIAS - BASE 510 TON. CORTAS POR DIA (24 Hrs.)

ESCORIAS DE CONVERTIDORES DE LOS POZOS DE ENFIAMEN.

FIG. 8

LEYENDA

Sólidos Tons.-Hr.	% sólidos	Den. Pulpa
H ₂ O: Galus./min.	P. H ₂ O: Galus./min.	Pulpa: P.P.



ESCORIAS

63.75	94.0	3677
16.28	73.71	9.85

Escoria Chancada

63.75	94.0	3677
16.28	73.71	9.85

Alimento Molinda Gruesa

21.25	94.0	3679
5.44	24.59	3.29

Descarga Molinda Gruesa

21.25	70.0	2185
36.44	55.53	7.43

Rebose - Clasific.

.50	125.0	1240
6.00	16.15	1.86

Conc. Grueso.

2.13	38.0	1432
13.83	15.64	2.09

Agua.

0.0	0.0	1000
31.0	31.0	4.14

Gruesos de Clasific.

20.75	73.2	2309
30.44	49.13	6.57

Descarga Molinda fina

20.75	70.0	2185
35.56	54.25	7.25

Rebose del Acondicion.

21.25	32.5	1337
176.52	135.66	26.15

AGUA

0.0	0.0	1000
34.96	34.96	18.04

Conc. "Scavenger"

26.0	1248
11.09	1.48

Alimento - Flot. Fina

20.67	31.5	1322
179.56	193.43	26.52

Conc. Flot. Fina

19.12	32.0	1323
162.64	160.32	24.36

Alimento - Flot. 1ma

1.85	28.0	1272
3.74	20.76	2.78

AGUA

0.0	0.0	1000
3.35	3.35	.45

AGUA

1.54	34.0	1352
11.96	13.40	1.79

AGUA

.51	25.0	1234
3.72	4.02	.54

AGUA

1.20	28.0	1275
12.36	13.46	1.80

AGUA

.65	28.0	1268
6.68	7.32	.98

Descarga - Remollienda

22.50	65.0	2039
48.45	68.94	9.22

SOLOS FINALES

18.23	31.7	1324
57.	173.74	23.25

Conc. de 2da Limpieza

.89	24.2	1292
2.64	9.41	1.26

Concentrado Combinado

3.02	34.9	1380
22.52	25.08	3.35

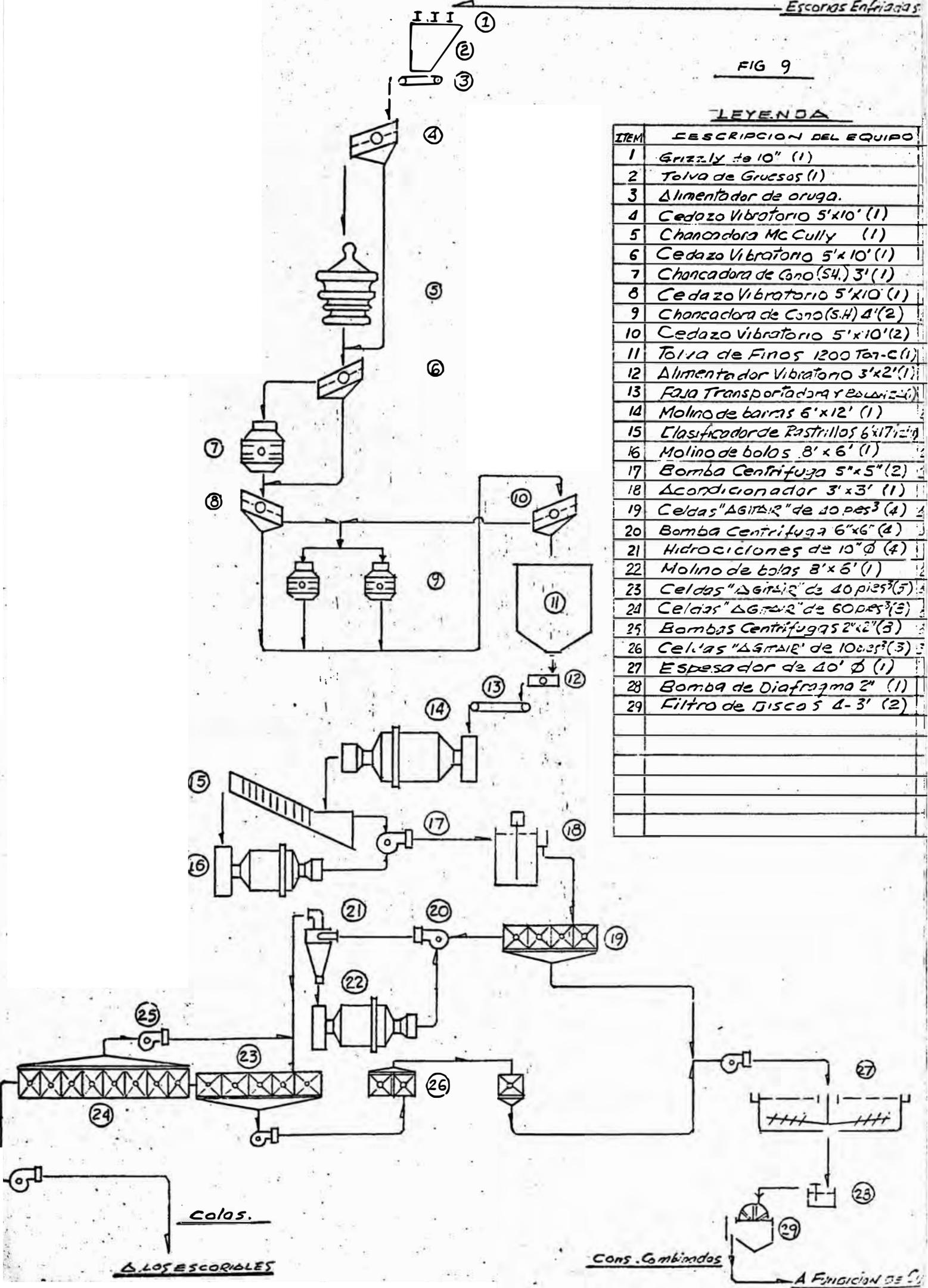
ESCORIAS

ESPEZAMIENTO & FILTRADO

FIG 9

LEYENDA

ITEM	DESCRIPCION DEL EQUIPO
1	Grizzly de 10" (1)
2	Tolva de Gruesos (1)
3	Alimentador de oruga.
4	Cedazo Vibratorio 5'x10' (1)
5	Chancadora McCully (1)
6	Cedazo Vibratorio 5'x10' (1)
7	Chancadora de Cono (S.H.) 3' (1)
8	Cedazo Vibratorio 5'x10' (1)
9	Chancadora de Cono (S.H.) 4' (2)
10	Cedazo Vibratorio 5'x10' (2)
11	Tolva de Finos 1200 Ton-C (1)
12	Alimentador Vibratorio 3'x2' (1)
13	Faja Transportadora y Balanceo
14	Molino de barras 6'x12' (1)
15	Eclasificador de Rastrillos 6'x17' (1)
16	Molino de bolas 8'x6' (1)
17	Bomba Centrifuga 5'x5' (2)
18	Acondicionador 3'x3' (1)
19	Celdas "AGITAR" de 10 pies ³ (4)
20	Bomba Centrifuga 6'x6' (4)
21	Hidrociclones de 10" Ø (4)
22	Molino de bolas 8'x6' (1)
23	Celdas "AGITAR" de 40 pies ³ (5)
24	Celdas "AGITAR" de 60 pies ³ (3)
25	Bombas Centrifugas 2'x2" (3)
26	Celdas "AGITAR" de 10 pies ³ (3)
27	Espesador de 40' Ø (1)
28	Bomba de Diafragma 2" (1)
29	Filtro de Discos 5 1/2-3' (2)



LOS ESCORIBLES

Cons. Combinados

A FINICION DE...

6.0 CONSIDERACIONES ECONOMICAS

6.1 Costo de operación y costos estimados de inversión de Capital

Del desarrollo del proceso y diseño conceptual para el tratamiento de 600 Ton.-cortas de escorias de convertidores a escala industrial por técnicas de flotación, se ha estimado los costos de operación, así como también el costo total de inversión de capital, necesarios para el estudio de factibilidad económica.

I Estimación de costos de operación

a)	<u>Reactivos</u>	<u>Cantidad lbs/t.</u>	<u>Precio \$/lb.</u>	<u>Costo \$/Ton.-C.</u>
	Cal	8.5	.01	.08
	Xantato Z-11	0.5	.25	.13
	Z-200	0.06	.65	.04
	Espumante F-70	0.05	.20	<u>.01</u>
	Costo total de reactivos por ton-corta de escoria tratada			\$.26
b)	<u>Labor</u>			
	Manipulación y chancado	3 operarios	\$1,800/año =	\$ 5,400/año
	Preparación de reactivos	2 operarios	1,800/año =	3,600/año
	Control de Flotación y molienda	3 operarios	1,800/año =	5,400/año
	Manipulación de Concentrados	2 operarios	1,800/año =	3,600/año
	Supervisión - 4 jefes de guardia		3,000/año =	<u>12,000/año</u>
	Total			\$29,400/año
	Costo por ton-corta de escoria tratada			\$.17
c)	<u>Energía</u>			
	Costo por ton - corta de escoria tratada		\$	\$.20
	Costo por ton - corta de concentrados		\$	\$.10

d) Mantenimiento y Servicios

Costo por ton-corta de relaves	\$.20
Costo por ton-corta de concentrados	\$.40

e) Varios

Costo por ton-corta de relaves	\$.20
Costo por ton-corta de concentrados	\$.50
Costo total de operación por ton-corta tratada	\$ 2.03
Costo total de operación por ton-corta más 20 %	\$ 2.50
Costo total de operación por ton-corta en	

soles de oro* = \$ 97.00

(*) Considerando 1.0 dólar certificado = 38.7 soles oro.

II - Estimación del costo de Capital para un circuito de flotación y molienda para escorias de convertidor con una capacidad de 600 Ton.-c/dia.-

<u>A - Equipo y maquinarias</u>	<u>Costo estimado instalado (\$)</u>
1 - Facilidades para el enfriamiento de escoria	\$ 40,000.00
2 - Facilidades para transporte y almacenamiento	20,000.00
3 - Sección de chancado	100,000.00
4 - Sección de molienda	155,000.00
5 - Sección de Flotación	80,000.00
6 - Sección de espesamiento	40,000.00
7 - Misceláneas	20,000.00
<hr/>	
A - TOTAL	\$455,000.00
B - <u>Servicios en el Equipo</u> (58 %)	263,900.00
C - (Tuberías, canaletas y accesorios 10 % del costo del equipo y servicios)	71,890.00
<hr/>	
A + B + C	\$790,790.00
D - <u>Transporte y Erección</u> (20 % de A+B+C)	\$158,158.00
E - Preparación del terreno, excavaciones fundaciones estructura de acero, carpintería metálica y de madera. Costo de instalación eléctrica, alumbrado, pintado y auxiliares (100% del costo total del equipo)	\$455,000.00

F - Ingeniería	\$ 40,000.00
G - Facilidades para transporte de Concentrado	\$ 10,000.00
H - Contingencias	\$ <u>40,000.00</u>
Costo total	\$ 1'493,948.00
(en soles de oro)	\$ <u>58'000,000.00</u>

6.2 Estudio de factibilidad económica.- Con el propósito de evaluar económicamente la conveniencia del tratamiento de las escorias de convertidores por el método de flotación, en vez de retornar los mismos a los hornos de reverbero, como es la práctica actual, hemos considerado los siguientes factores:

- a) Las pérdidas de los valores metálicos en las escorias de los hornos de reverbero de la Oroya son en promedio de 0.5% de Cu y 0.5 onz/ton-corta de Ag con una producción diaria de 840 Tons-cortas de escorias granuladas.
- b) De acuerdo a los trabajos de investigación a escala industrial sobre pérdidas de valores metálicos en las escorias, llevados a cabo en la fundición de La Oroya⁵, se demostró que las pérdidas de valores de Cu y Ag en las escorias de reverbero disminuyeron fácilmente a 0.3 % de Cu y 0.3 onz/ton-corta de Ag; cuando se dejó de recircular las escorias de los convertidores a los hornos de fusión.
- c) En base al tratamiento de 510 tons-cortas por día de escorias de convertidores con 4 % de Cu y 4 onz/ton-corta de Ag en promedio; se obtendría por flotación 70 tons-cortas de concentrados de 29 % de Cu y 35 onz/ton-cortas de Ag, dejando nominalmente 430 de capacidad disponible en los hornos de reverbero.

Para el efecto, se ha desarrollado las ecuaciones de los costos de producción de cobre "blister" bajo las actuales condiciones de producción y las condiciones propuestas de trata-

miento de las escorias en un circuito de flotación, obteniéndose la producción de cobre y plata y las ganancias en soles para las dos condiciones.

Las estadísticas de producción diaria estimada, y los costos "standard" de producción y costos de materiales en la fundición de cobre, para las dos condiciones son como sigue:

Descripción	Actual			Propuesto			
	Ton.- cortas	% Cu	onz/t. Ag	Ton.- cortas	% Cu	onz/t. Ag	+ 5 % Ton.-cortas
Concentrados	910	13.5	23.0	910	13.5	23.0	960.
Cabezas	90	-	-	80	-	-	85.
Escoria granulada	45			-			-
Finos	140	-	-	140	-	-	150.
"Speiss"	160	26.5	45.0	160	26.5	45.0	170.
Escoria de Conv.	510	4.0	4.0	510	4.0	4.0	530
Conc. de Flot. de escorias	-	-	-	70	25.0	35.0	75
Escoria de Reverbero	840	.50	.50	350	.30	.30	370
Escorias gran. a Convertidoras	160			160			170
Pérdidas de Cu	3.0			3.0			3.2
Pérdidas de Ag (onzas)	-1.0x10 ³			-1.0x10 ³			-1.1x10 ³

Costos Unitarios

Ton - corta de concentrados \$ 3,610.0

Ton - corta de caliza \$ 36.0

Ton corta de escoria gran. \$ 64.0

Costo de combustible/ton-c. tostada = \$ 35.0

Costo de combustible/ton-c. reverb. = \$ 88.0

Costo de combustible/ton-c. conc.de flot. = \$ 9.0

Costo de molienda y flot./ton-corta	=	\$ 97.0
Costo fijo de operación de tostación	=	\$ 100,000
Costo fijo de operación de fundición	=	\$ 140,000
Costo fijo de operación de conversión	=	\$ 150,000.

I Procedimiento Actual

- Costo de compra y tostado de materiales entrantes a los hornos de reverbero:

$$3,610 \times 910 + 36 \times 80 + 64 \times 45 + 35 (910 + 80 + 45) + 100,000 = \$ 3,427,085.0$$

- Costo de producción de mata.

$$88 (910 + 80 + 45 - 140 + 160) + 9 \times 510 + 140,000 = \$ 237,430.0$$

- Costo de producción de "blister"

$$64 \times 160 + 150,000 = \$ 160,240.0$$

Costo Total $\$ 3,824,755.0$

- Producción de cobre (tons-cortas) por día.

$$26.5 \times 160/100 + 13.5 \times 910/100 - 0.5 \times 840/100 - 3.0 = 158.0$$

- Producción de plata (onzas) por día.

$$45 \times 160 + 23.0 \times 910 - 0.5 \times 840 + 1.0 \times 10^3 = 27,710$$

si: x = valor en dólares por libra de cobre,

y = valor en dólares por onza de Ag.

tendremos que:

- Contribución bruta diaria =

$$2000 \times 38.7 \times 158.0 \times x + 38.7 \times 28,710 y - 3,824,755$$

II - Procedimiento Propuesto:

- Costo de compra y tostado de materiales entrantes y flotación de escorias.

$$3,610 \times 910 + 36.0 \times 80 + 97.0 \times 510 + 35 (910 + 80 + 70) + 100,000 = \$ 3,474,550.0$$

- Costo de Producción de mata.
 $88 (910 + 80 + 70 - 140 + 160) + 140,000$
 = \$ 235,040.0

- Costo de Producción de cobre "Blister"
 $64 \times 160 + 150,000$ \$ 160,240.0

Costo Total \$ 3'879,520.0

- Producción de cobre (tons-cortas por dia.
 $26.5 \times 160/100 + 13.5 \times 910/100 - 0.3 \times 350/100 - .08 \times 4.0$
 $\times 510/100 - 3.0$ = 159.5

- Producción de Plata (onzas) por dia.
 $45.0 \times 160 + 23.0 \times 910 - 0.3 \times 350 - 0.06 \times 4.0 \times 510$
 $+ 1000$ = 28,902.0

- Contribución bruta por dia = $2000 \times 38.7 \times 159.5 \times 38.7$
 $\times 28,902y - 3'879,520.0$

Luego la contribución adicional del método propuesto será:
 $2000 \times 38.7 \times 1.5x - 38.7 \times 192.0 y - 45,075.0$

Para diferentes cotizaciones de los valores de Ag y Cu tendremos las siguientes contribuciones adicionales:

y=precio de la plata \$ por onza	x = 0.40	precio de cobre \$ por libra 0.50	0.60
1.50	12,510.6	24,120.6	35,730.6
1.70	13,996.7	25,606.7	37,216.7
1.80	14,739.7	26,349.7	37,959.7

Considerando un incremento del 5 % de la capacidad de producción de fundición, por las ventajas del método propuesto tendremos:

Costo de compra y tostado de materiales entrantes y
flotación de escorias.

$$3,610 \times 960 + 36.0 \times 85 + 97.0 \times 530 + 35 (960 + 85 + 75) + 10^5 = \$ 3'659,270.0$$

- Costo de Producción de mata.

$$88 (960 + 85 + 75 - 150 + 170) + 140,000 = \$ 240,320.0$$

- Costo de Producción de "blister"

$$64 \times 170 + 150,000 = \$ 160,880.0$$

Costo Total \$ 4'060,470.0

- Producción de cobre "blister" (Tons) por día.

$$26.5 \times 170/100 + 13.5 \times 960/100 - 0.3 \times 370/100 \quad .08 \times \\ 4.0 \times 530/100 - 3.0 = 168.6$$

- Producción de Plata (onzas) por día.

$$45.0 \times 170 + 23.0 \times 960 - 0.3 \times 370 - .06 \times 4.0 \times 530 \\ + 1.1 \times 10^3 = 30,592.0$$

$$\text{Contribución bruta por día} = 2000 \times 38.7 \times 168.6 \times + \\ 38.7 \times 30,592.0 \text{ xy} \quad 4'060,470.0$$

Luego la contribución adicional del método propuesto será:

$$2000 \times 38.7 \times 10.6 \times + 38.7 \times 188.2 \text{ y} \quad 235,715.0.$$

De la ecuación anterior podemos derivar una tabla de contribuciones diarias adicionales por el método propuesto a un incremento de 5 % en la capacidad de producción de los hornos de reverbero.

y=precio de la plata \$ por onza	x = precio del cobre \$ por libra	0.40	0.50	0.60
1.50		201,711.1	283,755.1	365,799.1
1.70		216,277.8	298,321.8	380,365.8
1.80		223,561.1	305,605.1	387,649.1

III - Evaluación de la Inversión

En base al análisis de las contribuciones adicionales por el método propuesto; cuando se incrementa en 5 % la capacidad de producción de los hornos de reverbero y considerando precios conservativos de cobre y plata, se ha llevado a cabo la siguiente evaluación económica de la inversión:

Valor original de la inversión	\$	1'500,000.0
Valor depreciado		150,000.0
Depreciación Total	\$	1'350,000.0
Vida de la inversión	10 años	
Depreciación anual	\$	135,000.0
Contribución anual*	\$	1'800,000.0
menos depreciación anual	\$	<u>135,000.0</u>
ingreso imponible	\$	1'665,000.0
Deducción por impuestos (54.5 %)	\$	907,425.0
ingreso neto		757,575.0
depreciación anual		135,000.0
Retorno del capital anual		892,575.0
<u>Recuperación de la inversión</u>		
ingreso neto realizable	\$	1'800,000.0
Inversión original	\$	1'000,000.0
Retorno del capital (anual)		892,575.0
Tiempo de pago de la inversión	=	1.7 años

Del análisis económico anterior, se desprende que una inversión de capital del orden de 58 millones de soles para la instalación de un circuito de molienda y flotación para el tratamiento de 500 tons de escorias de convertidores, permitirían fácilmente incrementar 5 % en la capacidad de produc-

* considerando las cotizaciones siguientes: Cobre = 0.40 \$lb y
Plata = 1.70 \$1 onza troy

ción de los hornos de reverbero, de esta forma se obtendría una contribución adicional de 70 millones de soles por año para el pago de la inversión en el término de 1.7 años.

Otras ventajas que se lograrían del método propuesto serían:

- a) Permitir menores acumulaciones de magnetita en los hornos de reverbero, prolongándose las campañas de fusión.
- b) Reducción del volumen de escoria de reverbero (prácticamente 50 % menos)
- c) Ahorro en el consumo de combustibles.
- d) Disminución en el uso y gasto de fundentes.
- e) Las posibilidades de introducir procesos continuos de fusión y conversión de concentrados de cobre¹⁴ así como también nuevas técnicas de fusión tales como el tipo "flash smelting".

7.0 CONCLUSIONES.-

- a.- El estudio de secciones pulidas bajo el microscopio; y el análisis por difracción de rayos-x, en las muestras de escorias de convertidores de la fundición de La Oroya, revelaron que están constituidas principalmente por espinelas ferroso-férricas ($\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3$) y fayalita (2FeO-SiO_2) diseminados en una matriz vítrea gris oscura de gran dureza (Work index = 14.0) y fragilidad; cuyo peso específico es de 4.5 en promedio; la fase que contiene a los valores metálicos de cobre está constituida fundamentalmente por finas diseminaciones (20 micrones) de sulfuros complejos de cobre, mata y cobre metálico.
- b.- Las microestructuras de las escorias enfriadas lentamente ó a la temperatura del medio ambiente (25 °C) mostraron que los valores metálicos de cobre pueden "segregarse" de la matriz vítrea, en presencia de suficiente cantidad de azufre (1.0 %) al estado de fusión, para permitir la formación de gránulos de sulfuros complejos de cobre cristalizados, que pueden liberarse mecánicamente de la matriz vítrea (ganga) por métodos convencionales de molienda.
- c.- Después de haberse completado un extenso trabajo de laboratorio en muestras especiales de escoria de convertidores enfriadas al medio ambiente por métodos de concentración por flotación, el mejor proceso desarrollado consiste esencialmente en lo siguiente:
- 1.- Enfriamiento de las escorias fundidas en pozos durante 4 horas.
 - 2.- Chancado de las escorias por etapas a 80 % 1/4 de pulgada.
 - 3.- Molienda gruesa de las escorias a 30 % menos malla 200, usando cal y reactivo Z-200.
Flotación "rougher" de los productos gruesos con xantato Z-11 y espumante F-70.

4.- Remolienda de los relaves o colas de la flotación "rougher" a 92 % menos malla 200, con Z-200 y cal. Flotación "rougher-scavenger" de los productos finos, seguido de dos etapas de limpieza.

En esta forma, más de 90 % de los valores metálicos de las escorias de convertidor se pueden recuperar, produciendo un concentrado combinado de finos y gruesos, lo suficientemente limpios para su retorno a los hornos de reverbero.

Aplicando el proceso de flotación descrito, se obtuvo los siguientes resultados metalúrgicos referente a la separación de valores de escoria de convertidores enfriadas al medio ambiente (4 horas).

Productos	% Peso	Ensayes % ó onz/ton*						Distribución, %				
		Cu	CuOx	Ag*	Pb	S	Fe	Fe ₃ O ₄	Cu	Ag	Pb	Fe ₃ O ₄
Conc: grueso	10.0	31.3	.95	44.4	7.5		19.9	12.3	74.5	78.3	27.3	3.5
Conc. fino	3.7	18.6	.76	23.5	6.9		26.7	19.2	16.4	15.3	9.3	2.0
Conc. Comb.	13.7	27.9	.90	38.8	7.3	10.3	21.7	14.1	90.9	93.6	36.6	5.5
Prod. Interm.	8.1	.91	.18	1.34	3.0		36.5	35.9	1.8	2.0	9.0	8.3
Relaves finos	78.2	.39	.06	.32	1.90		42.2	38.6	7.3	4.4	54.4	86.2
Cabeza Calda.	100.0	(4.2)	(.18)	(5.7)	(2.7)		(38.9)	(35.1)	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza ensayada		4.3	.38	5.0	3.0		38.4	34.0				

d.- Sobre la base de tratamiento de 510 Ton-cortas de escorias de convertidores de 4 % de Cu y 5.5 onz de Ag/Ton-c. en promedio; se obtendrían por flotación 70 tons. cortas de concentrados de 28 % de Cu y 39 onz/ton de Ag, dejándo nominalmente 440 Ton. cortas/día de capacidad adicional a los hornos de reverbero. De la instalación de un circuito de molienda y flotación a un costo de 58 millones de soles para procesar 600 ton/día de escorias; se obtendría una contribución bruta adicional de 70 millones de soles por año, cuando se incrementa 5 % la capacidad de producción de los hornos de reverbero; pagándose

8.0 REFERENCIAS

- 1 - R. W. Ruddle - The Physical Chemistry of Copper Smelting.
Inst. of Mining and Metallurgy, 1953, London.
- 2 - J. M. Toguri, N. J. Themelis; Canadian Met. Quart. 3-1964.
- 3 - G. G. Maier and G. D. Vand Arsdale, Eng. Min. Journ. 107
(1919)
- 4 R. B. Jackman and C. R. Hayward, Forms of Copper found in
Reverberatory Slag AIME Trans. 1933.
- 5 I. L. Barker, J. S. Jacobi, and B. H. Wadia - Some Notes on
Oroya Copper Slags, Journal of Metals, June,
1957, pp. 774.
- 6 - L. R. Verney - Fluxing in Copper Reverberatory Furnaces and
Copper Losses in Slag. Trans. of the IMM in
London, 1968.
- 7 - G. J. Brittingham, Review of Efficiency of Copper Recovery.
Trans. of the IMM in London, Vol.75, March 1966.
- 8 - R. W. Ruddle, B. Taylor, A. P. Bates. The Solubility of
Copper in Iron Silicates Slags. Trans. of
the IMM in London 1968.
- 9 - Toimi Lukkarinen - The Flotation of Copper Slags at Outokumpu
Oy Company Report, Head Office of Outokumpu Oy,
Finland 1968.
- 10 - K. Itakura, T. Nogano, J. Sasakura - Converter Slag Flotation
its effects on Copper Reverberatory Smelting
Process.
Company Report, Naoshima Smelter, March 1962.
- 11 D. Poggi, R. Minto, N. G. Davenport, Mechanisms of Metal
Entrapment in Slags. Jour. of Metals Nov.1969.
- 12 - P. Spira and N. J. Themelis, The Solubility of Copper in Slags.
Journ. of Metals, April 1969.
- 13 - D. M. Thayer, D. N. Halbe - Recovery of Copper from White Pine
Reverberatory Furnace Slag. Society of Mining
Engineers of AIME, N.Y. 1969.

- 14 - Clint L. Milliken - What is the future of the Copper Smelter,
Journ. of Metals, Agosto 1970.
- 15 - Kon. Subramanian, N. J. Themelis, Recovery of copper from
slags by milling, AIME Annual Meeting, N.Y.
Marzo 1971.
- 16 - G. C. Amstutz, Microscopy applied to Mineral Dressing, Quar-
terly of the Colorado School of Mines, Julio,
1961.
- 17 S. Marković, C. Alvarez, Testwork on Metal values Recovery
from Copper slags, Reporte Interno, La Oroya,
Junio 1969.
- 18 - G. C. Amstutz, The Mineralogy of Oroya Copper Slags,
Reporte Interno, La Oroya, Diciembre 1955.

A P P E N D I C E

Estudio por Difracción de Rayos-X

Muestras: 1) Concentrado Rougher - C. Alvarez
2) Relave Fino - "

Método - Fotográfico, la cámara de Debye Scherrer

Compuesto Determinado:

1. Concentrado Rougher:

Fe_3O_4 - Magnetita, Oxido de fierro (II, III)

Cu_2S - Chalcocita, Sulfuro de cobre (1), Forma III

$\alpha\text{-Cu}_{1.8}\text{S}$ - Digenita, sulfuro de cobre alfa.

2. Relave Fino:

Fe_3O_4 - Magnetita, Oxido de fierro (II, III)

Notas

- 1) La muestra de Concentrado Rougher tiene alto contenido de cobre, mientras que la intensidad observada en las reflexiones de la chalcocita y digenita no es muy alta. Parece probable que un compuesto de cobre no ha sido determinado. Este podría ser un sulfuro complejo en estado semi-amorfo.
- 2) La mayor proporción de los compuestos en el "Relave Fino" deben tener estructura desordenada. Existen relativamente muy pocas reflexiones de rayos X producidas por esta muestra.

C U A D R O . . . I.

Recuperación de los valores metálicos de las escorias de convertidor por lixiviación en soluciones acuosas de cianuro de sodio

uestra 68/265 - Prueba R-65

Balance de materiales

Materiales entrantes	Peso ó Vol. g.(CC)	Ensayes %, oz/t* ó (g/l.)								Distr. % Cu		
		Cu	CuOx	Ag*	Fe/T	Fe ⁺⁺	CNNa	SNa2	H2SO4		CaO	Ca ⁺⁺
escoria de Convertidor	100.0	5.0	1.06	6.1	32.8							100.0
soln. de cianuro de sodio (200.0)							(60.0)					
soln. de sulfuro de sodio (25.5)								(104.0)				
ácido sulfúrico (15.0)									(360.0)			
lechada de Cal (420.0)										(9.5)		
												100.0
<u>Materiales salientes</u>												
recip.de Sulf. de Cu	1.5	68.0			.64							20.4
solución pobre (645.0)		(3.1)										40.0
solución rica (350.0)		(9.06)					(.33)					60.4
residuos	96.0	2.1	.43	6.36	35.4							40.2
soln.de cianuro regenerado(610.0)							(13.8)			(4.4)	(2.7)	
Balance, pérdidas (ganancias)												(0.6)

Condiciones de Lixiviación y consumo de reactivos

olienda en molino de gjarros a 25% -200 mallas S.T.						Tiempo de Lixiviación	-	150 minutos
cianuro de sodio (Recup. 75 %)		72 lbs/t.				Regeneración del cianuro	-	90 "
ácido sulfúrico	-	108	"			pH soln. rica	-	12.7
Sulfuro de sodio	-	52	"			pH soln. pobre	-	5.5
Cal		26.0	"			% de sólidos (soln. rica)	-	35.0

C U A D R O II

Recuperación de los valores metálicos de las escorias de convertidor por lixiviación en soluciones acuosas de cianuro de sodio

tra 68/271 - Prueba R-66

Ingreso de materiales

Materiales entrantes	Peso ó Vol. g.(cc)	Ensayes %, oz/t* ó (g/l.)								Distr.% Cu		
		Cu	CuOx	Ag*	Fe/T	Fe ⁺⁺	CNNa	SNa2	H2SO4		CaO	Ca ⁺⁺
Escoria de Convertidor	100.0	4.32	.38	4.90	38.4							100.0
Cianuro de sodio (250.0)							(44.0)					
Sulfuro de sodio (28.0)								(100.0)				
Acido sulfúrico (25.0)									(360.0)			
Cal (360.0)										(17.)		
												100.0
<u>Materiales salientes</u>												
Residuo de sulfuro de Cu	2.0	70.0		1.08	.16							32.3
Escoria pobre	(650.0)	(2.56)					(.10)					38.3
Escoria rica	(310.0)	(9.91)					(.29)					70.6
Residuos	96.0	1.21	.11	5.14	40.5							27.0
Cianuro regenerado(550.0)							(10.)			(8.7)	(3.3)	
Ingreso, pérdidas (ganancias)												2.4

Condiciones de Lixiviación y consumo de reactivos

Trituración en molino de gijarros a 36.5%	-200 mallas S.T.	Tiempo de Lixiviación	-	120 minutos
Cianuro de sodio (Recup. 60 %)	100 lbs/t.	Regeneración del cianuro	-	190 "
Acido sulfúrico	180 "	pH soln. rica	-	12.7 "
Sulfuro de sodio	56 "	pH soln. pobre	-	3.0 "
	24 "	% de sólidos (soln. rica)	-	35 %

C U A D R O III

Propósito de las Pruebas

Investigar la influencia de la finura de molienda y la ampliación de activadores en la Recuperación de los valores de Cu/Ag de las escorias del convertidor

Muestra 68/150

Escoria granulada de convertidor - Junio 25-28/68

<u>Ensaye de Cabeza % ú oz/t*</u>	<u>Cu</u>	<u>CuOx</u>	<u>Ag*</u>	<u>Fe</u>	<u>SiO2</u>
	2.17	.86	2.45	-	27.3

Prue- ba	Reactivos Adicionados*			Molienda				Conc. "Rougher/Scavenger"						Colas "Rougher"			
	lbs./t.			%				Ensayes						Ensayes, % ú oz/t.			
	Minerec	B	Z-200	Ca(OH)2	pH	-200 mallas	Reactivos Adicionados** lbs/t.	Peso %	% ú oz/ton.*			Distribución %			Cu	CuOx	Ag*
R-14	.04	.08		6.0	8.5-10.0	65.0	SNa ₂ 0.6	15.9	10.1	14.0	30.4	69.9	84.4	14.6	.82	.26	.49
R-15	.04	.08		7.0	8.0-9.7	65.0	SNa ₂ 0.6	16.6	10.3	13.2	28.5	72.0	82.9	14.2	.84	.25	.54
R-16	Nil	.14		8.0	9.0-11.0	85.0	SO ₄ Cu.5H ₂ O 1.4	27.0	6.8	8.5	36.5	75.4	84.5	25.9	.82	.25	.57
R-19	.12	Nil		8.0	9.5-10.5	90.0	SO ₄ Cu.5H ₂ O 1.6	26.2	6.2	8.6	35.7	73.1	84.4	25.1	.81	.26	.56
R-7	.04	.08		9.0	9.0-10.5	90.0	Nil Nil	17.5	9.2	14.6	29.8	72.5	82.8	15.5	.74	.40	.54
R-20	.08	.03		8.0	9.0-10.5	98.5	SO ₄ Cu.5H ₂ O 1.20	28.1	6.5	8.9	35.6	76.1	84.6	26.2	.79	.25	.63

* Adicionado en la etapa de molienda

** Adicionado en la etapa de la flot. "Scavenger"

I. Molienda - A 50 % sólidos en molino de barillas (12 lbs. de barillas de acero de 1/2" Ø)

II. Condiciones de Flotación

Pulpa	-	35.0 % de sólidos
Xantato Z-6	-	0.40 lbs/t.
Aceite de pino	-	0.094 "
Tiempo de Acondicionamiento	-	5 minutos
Flot. "Rough. + Scavenger"	-	4 + 6 minutos.

C U A D R O . IV

Propósitos de las Pruebas

Investigar el tiempo de flotación y la adición de sulfato de cobre en la etapa de molienda

Muestra 68/150

Escoria granulada de convertidor - Junio 25 - 28/68

<u>Ensayes de Cabeza % ú oz/t.*</u>					
Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2	
2.17	.86	2.45	-	27.3	

Prue- ba N ^o	Tiempo de Flot. "Rough./ Scav."min.	Sulfato de cobre lbs/t	pH	Peso %	Conc. "Rougher" Cu/Ag										Colas "Rougher"		
					Ensayes % ú oz/t*					Distribución, %					Ensayes % ú oz t		
					Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2	Cu	CuOx	Ag	Fe	SiO2	Cu	CuOx	Ag*
R-21	15 + 20	3.6	8.5	58.1	3.5	.70	4.8	36.0	25.2	85.9	77.5	93.5	57.1	56.4	.80	.28	.46
R-22	15 + 15	2.6	10.0	52.7	3.8	.69	4.8	36.1	25.4	83.6	72.7	91.6	51.8	50.8	.82	.29	.49

I. Molienda - A 50 % sólidos en molino de barilla (12.6 lbs. de barillas de acero de 1/2" Ø) a 94.5 %
- 200 mallas.

II. Condiciones de Flotación

- Pulpa - 30 % sólidos
- Xantato Z-6 - .98 lbs/t.
- Reactivo Z-200 - .13 "
- Aceite de Pino - .20 "
- Cal - 4.0/5.0 "
- Tiempo de Acondicionamiento - 5 minutos.

C U A D R O V

Propósito de las Pruebas

A. Investigar el efecto de la remolienda en las colas gruesas "Rougher" con la adición de Minerec B y Z-200, conjuntamente con el uso de Xantato Z-6 y oleato de sodio; adicionado en etapas, durante la flotación de finos "Rougher/Scavenger"

Ensayes de Cabeza % ú oz/t*	Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2
Muestra 68/150	2.17	.86	2.45	-	27.3

Prue- ba Nº	Adición de Reactivos lbs/t.			Remo lienda % -400 mallas	Tiempo Flot. "Re-Scav." Minutos	Ensayes Conc. Fino "Ro./Scav."								Distribución, %				
	Z-200	Minerec B	Z-6			Conc. Grueso pH	Conc. "Rougher" Peso %	Conc. Fino "Ro/Scav." Peso %	Conc. Fino "Ro/Scav." Cu	Conc. Fino "Ro/Scav." Ag*	Colas Cu	Colas Ag*	Conc. Grueso	Conc. Fino "Ro."	Conc. Fino "Ro/Scav."	Conc. Fino Cu	Conc. Fino Ag	
R-29	.08	0.12	0.95	85.0	5 + 15	8.0	26.3	7.0	10.0	37.9	.82	.58	.81	.50	75.4	86.9	12.7	7.3
R-30	.08	0.12	1.15	85.0	5 + 15	8.4	21.4	7.8	11.9	36.3	.88	.68	.80	.53	71.7	84.4	13.7	8.2

B. Investigar el comportamiento de la flotación de los valores de Cu/Ag usando oleato de sodio en lugar de xantato Z-6.

R-32	.05	.08	*(0.10)	80.0	2 + 5	8.5	20.6	8.5	11.4	25.4	1.3	1.2	.72	.42	71.0	81.8	13.1	10.3
R-31	.05	.08	"(0.10)	85.0	2 + 8	10.5	15.8	10.5	14.6	13.7	1.4	1.3	.86	.50	68.4	81.4	7.6	6.4

I. Molienda - A 50% de sólidos en molino de barillas (12.6 lbs. de barillas de acero de 1/2" ø) a 45 % - 200 mallas..

II. Condiciones de Flotación

Pulpa 35 % de sólidos

Espumante F-70

Tiempo de: Acondicionamiento - 3 minutos

Flot. grueso "Rougher" - 6 minutos

C U A D R O VI

Propósito de las Pruebas

Investigar el uso del sulfuro de sodio en la flotación de los valores de cobre y plata, aplicado en la etapa de molienda y remolienda

Ensaye de cabeza % ú oz/t*	Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2
Muestra 68/150	2.17	.86	2.45	-	27.3
Muestra 68/202	4.88	.98	4.79	25.8	21.8
Muestra 68/203	4.34	.95	4.0	27.8	21.9

I. Molienda a 60% -200 mallas
Muestra Nº 68/150

Prue- ba Nº	Remo- lienda % - 400 mallas	SNa2 lb/t.	pH	Ensayes % ú oz/ton.*										Distribución, %					
				Conc. Grueso "Rough."			Conc. Fino "Rough/Scav."			Colas		Conc. Grueso "Rough."			Conc. Fino "Ro./Scav."				
				Peso %	Cu	Ag* Fe	Peso %	Cu	Ag* Fe	Cu	Ag*	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe		
R-28	82.0	0.2	10.0	15.1	10.1	15.2	32.6	38.2	1.2	1.1	35.7	.70	.48	66.0	77.9	14.0	19.8	14.5	38.0
R-23	57.0	1.5	10.5	13.9	12.3	16.6	31.0	27.9	1.2	1.1	35.8	.78	.43	68.5	80.2	11.8	9.4	8.6	15.7

Muestra Nº 68/202

R-27	75.0	Nil	9.5	21.4	18.2	19.8	24.0	36.4	1.8	1.0	30.6	.80	.36	79.6	88.9	17.1	13.5	7.9	36.9
R-26	81.0	0.6	9.5	27.0	16.1	15.1	31.2	29.0	1.8	1.3	36.6	.69	.40	84.3	88.1	23.2	9.8	8.1	29.3
R-24	75.0	1.0	9.0	50.4	8.5	10.9	30.7	14.4	2.6	2.1	34.0	.75	.45	87.0	92.3	46.9	7.6	5.1	14.8

Muestra Nº 68/203

R-25	75.0	1.0	9.2	35.6	10.4	13.3	30.9	16.8	2.3	1.8	34.8	.71	.33	83.6	91.2	32.0	8.8	58.8	17.0
------	------	-----	-----	------	------	------	------	------	-----	-----	------	-----	-----	------	------	------	-----	------	------

II. Condiciones de Flotación

Pulpa	-	30 % de sólidos	Tiempo de: Acondicionamiento	-	3 minutos
Xantato Z-6	-	1.20 lbs/t.	Flot. gruesa "Rough."	-	6 "
Reactivo Z-200	-	0.14 "	Flot. Fina "Ro./Scav."	-	5 + 20 minutos
Minerec B	-	0.12 "			
Aceite de Pino	-	0.13 "			
Cal	-	4.0/5.0 "			

C U A D R O VII

Propósito de las Pruebas

Resultado Comparativo de Flotación, obtenidos en escorias de reverbero granuladas y escoria de reverbero enfriadas lentamente al medio ambiente

Escorias de Reverbero granuladas 68/149 R-68** (enfriada violentamente, en chorro de agua)

Productos	Peso %	Ensayes % ó oz/ton.*					Distribución, %				
		Cu	Ag*	CuOx	SiO2	Fe	Cu	Ag	CuOx	SiO2	Fe
Conc. grueso "Rough"	4.9	2.6	5.0	.20	28.2	30.5	28.6	34.6	28.1	4.3	4.8
Conc.Fino "Rough/Scav."	8.5	.61	.98	.19	29.6	30.3	11.6	11.7	45.2	7.7	8.4
Colas finales	86.6	.31	.44	.11	32.9	31.0	59.8	53.7	26.7	88.0	86.8
Cabeza Calculada	100.0	(.45)	(.71)	(.04)	(32.4)	(30.9)	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Escorias de Reverbero enfriadas lentamente 69/ 43 R-78 (enfriada en un molde de ladrillos refractarios)

Conc. Grueso "Rough"	9.5	2.7	3.1	.10	28.2	27.7	57.3	50.6	29.5	8.7	8.5
Conc.Fino "Rough/Scav."	11.5	0.60	0.77	.07	29.6	28.1	15.1	15.3	23.5	11.2	10.8
Colas finales	79.0	.16	.25	.02	31.0	31.6	27.6	34.1	47.0	80.1	80.7
Cabeza calculada	100.0	(.46)	(.58)	(.03)	(30.6)	(30.9)	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

I. Etapas de Molienda - Molienda gruesa a 30% -200 mallas S.T.

Molienda fina - Prueba R-68 a 70 % -400 mallas

Prueba R-78 a 50 % -400 mallas.

II. Condiciones de Flotación

Xantato Z-6 ó Aeroxantato 350**	- 0.65 ó 0.80 lbs/t.	<u>Tiempo de: Acondicionamiento</u>	- 10.0 minutos
Reactivo Z-200	0.10 lbs/t.	Flot. gruesa "Rough"	- 5.0 "
Aceite de pino	.04 "	Flot. fina "Roug/Scav."	- 3 + 12 "
Espumante F-70	.05 "	pH	- 8.5/10.0
Cal	3.0 "		

C U A D R O VIII

Proposito de las Pruebas

Investigar el efecto del enfriamiento lento de las escorias de cobre de los hornos de reverbero, en la flotación de los valores metálicos, usando colectores fuertes para minerales de Cu/Ag.

Muestra 69/43 Prueba R-78

Productos	Peso %	Ensayes % ú oz/ton.*						Distribución, %				
		Cu	Ag*	CuOx	SiO2	Fe	Fe3O4	Cu	Ag	CuOx	SiO2	Fe
Conc. Final, grueso + fino	6.9	4.1	4.6	.13	25.6	26.9	10.2	62.4	54.5	26.2	5.8	6.0
Colas de la Flotación de limpieza	14.1	.32	.47	.06	30.6	29.2	-	10.0	11.4	26.8	14.1	13.3
Colas Finas	79.0	.16	.25	.02	31.0	31.6	-	27.6	34.1	47.0	80.1	80.7
Cabeza calculada	100.0	(.46)	(.58)	(.03)	(30.6)	(30.9)		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza ensayada		.45	.47	.05	31.7	29.0						

- I. Etapas de molienda - Molienda gruesa a 30 % de -200 mallas S.T.
Molienda fina (colas de Flot. gruesa "Rougher") a 50 % -400 mallas S.T.

<u>II. Condiciones de Flotación</u>		<u>Tiempo de: Acondicionamiento</u>	
Pulpa	- 30 % de sólidos	Flot. gruesa "Rougher"	- 5.0 "
Xantato Z-6	- 0.64 lbs/t.	Flot. fina "Rough/scav."	- 3 + 12.0 min.
Reactivo Z-200	- 0.10 "	Flot. de limpieza (conc. grueso)	3 "
Espumante F-70	- .05 "	Flot. de limpieza (conc. fino)	3 "
Aceite de pino	- .04 "	pH	- 9.0/10.5
Cal	- 3.5 "		

C U A D R O IX

Propósito de las Pruebas

Investigar el efecto del enfriamiento lento en las escorias de cobre de los hornos de reverbero en la flotación de valores metálicos usando colectores fuertes para minerales de Cu/Ag

Cabeza ensayada % ú oz/t.*	Cu	CuOx.	Ag*	Fe	SiO2
Muestra 69/43	.45	.05	.47	29.0	31.7
Enfriado al medio ambiente en el molde de ladrillos refractarios (Tiempo de enfriamiento, 2 hrs. aprox.)					

Prueba	Lbs/t.				Ensayes % ú oz/t.*									Distribución, %							
	Reactivos Usados				Conc.									Conc.			Conc. Fino				
	Min. B	Min. A	Z-200	Z-6	AX 350	Conc. Grueso	"Rough."	Fino	"Rough/Scav."	Colas	Grueso	"Rough."	"Rough./Scav."	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe		
R-75	.08	*	*	-	.70	6.8	3.51	4.32	26.4	13.1	.62	.69	30.2	.18	.26	51.4	49.7	6.4	17.5	15.2	13.1
R-76		.08	-	.70	-	4.0	5.3	5.92	26.2	11.2	.81	.84	27.4	.18	.25	46.5	43.6		20.0	17.4	
R-77		.08		.30**		5.7	4.0	4.32	26.3	8.0	.90	.91	27.9	.17	.26	51.0	45.4	5.0	16.1	13.4	7.5
R-78			.03	.65		9.5	2.7	3.1	27.7	11.5	.60	.72	29.1	.16	.25	57.3	50.6	8.5	15.1	15.3	10.8

** Aerofloat 31 en lugar del xantato Z-6

* Añadido en la etapa de molienda.

Etapas de Molienda - Molienda gruesa a 30% menos 200 mallas S.T.

Molienda fina de las colas de la Flot. gruesa "Rougher", a 65 % - 400 mallas S.T.

Condiciones de Flotación

Pulpa	-	30 % de sólidos	Flot. Fina "Rougher" + Flot. "Scavenger" - 3 + 12 mi
Aceite de pino	-	0.08 lbs/ton.	pH - 9.0 a 10.
Espumante F-70	-	0.05 "	
Cal	-	3.0/4.0 lbs./t.	
Tiempo de Acondicionamiento	-	8 minutos	
Flot. Gruesa "Rougher"	-	5 minutos	

C U A D R O X

Sumario de la distribución de los valores metálicos de Cu/Ag en las colas provenientes de las pruebas de Flotación de las escorias de reverbero

- Muestra 68/148 - Escorias granuladas (Apilamiento - área antigua 1961-1963)
 Muestra 68/149 - Escorias granuladas (Apilamiento - área nueva Enero 1968)
 Muestra 69/43 - Enfriada en molde de ladrillos refractarios al medio ambiente.

Muestra	Prueba N ^o	Productos	Peso %	Ensayes % ú oz/t*			Distribución, %		
				Cu	CuOx	Ag*	Cu	CuOx	Ag
68/148	R-11	+ 400 mallas	70.0	.43		.42	67.1		65.2
		- 400 mallas	30.0	.49		.52	32.9		34.8
		Cabeza calculada	100.0	(.44)		(.45)	100.0		100.0
68/149	R-68	+ 400 mallas	51.4	.27	.08	.53	51.5	39.4	53.9
		- 400 mallas	48.6	.27	.13	.48	48.5	60.6	46.1
		Cabeza calculada	100.0	(.27)	(.10)	(.51)	100.0	100.0	100.0
68/148	R-71	+ 400 mallas	41.1	.29	.12	.36	39.4	29.3	44.0
		- 400 mallas	58.9	.31	.20	.32	60.6	70.7	56.0
		Cabeza calculada	100.0	(.30)	(.17)	(.34)	100.0	100.0	100.0
68/149	R-72	+ 400 mallas	34.5	.25	.10	.50	34.4	32.1	35.0
		- 400 mallas	65.5	.25	.11	.49	65.6	67.9	65.0
		Cabeza calculada	100.0	(.25)	(.11)	(.49)	100.0	100.0	100.0
69/49	R-75	+ 400 mallas	35.0	.20	.01	.27	45.1	21.2	37.8
		- 400 mallas	65.0	.13	.02	.24	54.9	78.8	62.2
		Cabeza calculada	100.0	(.16)	(.02)	(.25)	100.0	100.0	100.0

C U A D R O X I

Muestras Especiales de escoria de convertidores tomadas de diferentes Convertidores

(Nov. 18 á Dic. 6/68)

Muestra O.D.L.	Del Convertidor Nº	Descripción de las muestras	Ensayes de cabeza, % ú oz/t*								
			Cu	Pb	Zn	CuOx	Ag*	S	Fe	Fe ₃ O ₄	SiO ₂
68/243 Nov. 18/68	1	Enfriado lentamente en un horno de mufla durante 8 horas, desde 1200°C á 600°C. (de 750°C á 600°C = 2h-25 min.)	5.0	9.2	5.5	1.80	5.3	.72	33.6	33.2	22.1
68/244 Nov. 18/68	1	Enfriado al medio ambiente en una cuchara de muestreo (alrededor de una hora)	3.5	9.8	6.0	1.50	3.4	.35	33.6	32.0	22.0
68/265 Dic. 3,/68	1	Enfriado lentamente en un horno de muflas durante 6 hrs. desde 1200°C á 600°C (de 750°C a 600°C = 1 hora)	5.3	8.1	6.2	1.06	3.5	.82	32.8	31.3	22.6
68/263 Dic. 3,/68	1	Enfriado al medio ambiente en una cuchara de muestreo (alrededor de 1 hora)	3.8	10.1	7.0	1.07	3.5	.52	33.0	30.2	22.2
68/266 Dic. 4,/68	4	Enfriado en un molde de ladrillos refractarios al medio ambiente (cerca de 2 horas)	1.5	4.8	7.7	.22	1.4	.78	37.4	25.5	24.5
68/267 Dic. 4/68	4	Enfriado al medio ambiente en una cuchara de muestreo (alrededor de una hora)	1.7	4.7	7.8	.32	1.6	.79	36.4	20.6	25.3
68/269 Dic. 5/68	4	Enfriado lentamente en un horno de mufla durante 5 horas de 1200°C á 600°C (De 750°C á 600°C = 55 minutos)	1.1	2.7	6.2	.14	1.0	.36	30.8	18.6	32.1
68/268 Dic. 5/68	4	Enfriado al medio ambiente en una cuchara de muestreo (alrededor de una hora)	1.2	3.5	10.9	.18	1.2	.65	37.7	23.0	25.1
68/270 Dic. 6/68	3	Enfriado lentamente en un horno de mufla durante 4 hrs. desde 1200°C á 600°C (De 750°C á 600°C: 1 hr - 45 min.)	4.1	2.7	6.4	.44	4.5	1.32	38.9	38.4	19.7
68/271 Dic. 6/68	3	Enfriado en un molde de ladrillos refractarios de medio ambiente (cerc. 2 hr.)	4.3	3.0	6.8	.38	4.9	1.46	38.4	34.0	19.8

C U A D R O XII

Propósito de las Pruebas

Investigar el efecto del enfriamiento controlado de las escorias de convertidor, en la flotación de los valores de Cu/Ag de las escorias

Descripción de las muestras

Descripción de las muestras	Ensayes de cabeza % ó oz/t.*				
	Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2
*Muestra 68/243 Enfriada lentamente en un horno de mufla durante 8 hrs.: de 1200°C á 600°C	5.0	1.80	5.3	33.6	22.1
**Muestra 68/244 Enfriada rápidamente en cuchara para muestreo	3.5	1.50	3.4	33.6	22.0

*Muestra 68/243

Prueba No	Adición de reactivos lbs/t.		Remo- lienda % - 400 mallas	pH	Ensayes % ó oz/ton.*									Distribución, %						
	SNa2	H2SO4			Conc. Grueso "Rougher"			Conc. Fino "Rough/Scav."			Colas			Conc. Grueso "Rough."			Conc. Fino "Rough/Scav."			
					Peso%	Cu	Ag*	Fe*	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Cu	Ag*	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe
R-35	Nil	Nil	57.0	9.4	19.6	23.1	25.6	25.9	17.0	1.2	1.2	33.0	.19	.27	92.5	93.1	14.5	5.0	3.7	16.0
R-37	2.0	-	85.0	10.1	21.3	20.9	23.6	26.3	16.6	1.4	1.1	32.6	.17	.21	92.8	94.1	15.7	5.0	3.5	15.2
R-39	Nil	5.0	85.0	7.0	20.6	21.9	24.4	27.5	11.8	1.8	1.2	34.2	.17	.26	93.3	94.0	16.2	4.3	2.7	11.5

**Muestra 68/244

R-36	Nil	Nil	75.0	9.5	23.2	12.8	14.8	30.5	31.6	1.2	.80	35.3	.40	.32	83.9	89.6	19.6	11.0	6.6	30.8
R-38	2.0	-	85.0	10.0	23.3	12.8	14.6	34.6	34.7	1.2	.82	34.0	.41	.25	83.2	89.7	21.7	12.0	7.5	31.8
R-40	Nil	7.0	85.0	6.5	18.7	14.2	15.8	29.3	19.8	1.6	.94	36.7	.44	.32	81.7	88.5	14.9	10.0	5.6	19.7

I. Molienda gruesa.- 60 % - 200 mallas.

II. Condiciones de Flotación

Xantato Z-6	-	1.40	} adicionados en la molienda	Tiempo de: Acondicionamiento	-	3.0 minutos
Reactivo Z-200	-	0.12*		Flot. gruesa "Rougher"	-	5.0 "
Minerec B	-	0.12*		Flot. fina "Rougher/Scav."	-	25.0 "
Aceite de pino	-	0.08				
Cal	-	5.0 lbs/t.				

C U A D R O XIV

Propósito de las Pruebas

Resultados Comparativos de Flotación en escoria de convertidor enfriadas a diferentes velocidades

Mues- tra N ^o	Prue- ba N ^o	Enfria- miento hrs.	Cabeza		Ensayes % ú oz/tor.*										Distribución, %							
					Conc. Grueso "Rougher"					Conc. Fino "Rough./Scav."					Colas		Conc. Grueso "Rough"			Conc. Fino "Rough/Scav."		
					Cu	Ag*	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Cu	Ag*	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe
A) Enfriamiento a diferentes velocidades																						
68/269	R-52	5.0	1.1	1.0	5.1	12.5	15.1	29.4	7.2	1.1	.70	35.0	.29	.11	65.7	84.1	4.5	8.1	5.4	7.5		
68/266	R-51	2.0	1.5	1.4	11.2	10.1	12.7	32.0	12.6	1.1	1.0	39.9	.27	.18	67.7	84.4	8.6	9.3	7.4	12.0		
B) Enfriamiento al medio ambiente																						
68/268	R-59	-	1.2	1.1	8.1	9.4	11.3	31.8	11.7	1.1	1.5	37.4	.33	.30	64.5	68.9	6.7	13.0	13.1	11.3		
68/267	R-58	-	1.72	1.60	10.0	13.2	11.0	24.8	20.6	.85	1.30	36.1	.35	.33	76.0	68.8	7.0	10.1	16.9	21.0		
68/150**	R-28	Nil	2.17	2.45	15.1	10.1	15.2	32.6	38.2	1.2	1.1	35.7	.70	.48	66.0	77.9	14.0	19.8	14.5	38.0		

** Enfriado violentamente en agua; escoria granulada

I. Molienda gruesa - 60 % -200 mallas

II. Molienda fina 65 % -400 mallas

III. Condiciones de Flotación

Pulpa 30 % sólidos

Aeroxantato 350 0.50 lbs/t.

Minerec B 0.16 "

Aceite de Pino 0.16

Cal 1.2

pH 8.5/9.0

Tiempo de Acondicionamiento 5 minutos

Flot. Gruesa "Rougher" - 5 minutos

Flot. Fina "Rougher" 5 + 10 minutos

C U A D R O X V

Sumario de la distribución de los valores de Cu/Ag en las colas de Flotación de las escorias de convertidor enfriadas a diferentes intervalos de tiempo

Muestra	Prueba NQ	Tiempo de Enfriamiento	Productos	Ensayes % ú oz/t*			Distribución, %			
				Peso %	Cu	CuOx	Ag*	Cu	CuOx	Ag
68/150	R-23	Nil*	+ 400 mallas	50.4	.82	.25	.52	56.2	55.2	61.4
			- 400 mallas	49.6	.65	.21	.33	43.8	44.8	38.6
			Total calculado	100.0	(.74)	(.23)	(.43)	100.0	100.0	100.0
68/150	R-28	Nil*	+ 400 mallas	28.5	.77	.16	.58	33.8	23.5	34.4
			- 400 mallas	71.5	.60	.21	.44	66.2	76.5	65.6
			Total Calculado	100.0	(.65)	(.20)	(.48)	100.0	100.0	100.0
68/150	R-32	Nil*	+ 400 mallas	27.5	.80	.22	.64	31.9	25.2	29.3
			- 400 mallas	72.4	.65	.25	.59	68.1	74.8	70.7
			Total calculado	100.0	(.70)	(.24)	(.60)	100.0	100.0	100.0
68/202	R-26	Nil**	+ 400 mallas	24.8	.98	.32	.48	34.6	30.5	30.0
			- 400 mallas	75.2	.61	.24	.37	65.4	69.5	70.0
			Total Calculado	100.0	(.70)	(.26)	(.40)	100.0	100.0	100.0
68/244	R-40	Nil**	+ 400 mallas	19.8	.65	.28	.42	32.1	26.6	27.8
			- 400 mallas	80.2	.34	.19	.27	67.9	73.4	72.2
			Total calculado	100.0	(.40)	(.21)	(.30)	100.0	100.0	100.0

* Muestra enfriada violentamente con chorro de agua.

** Muestras enfriadas al medio ambiente.

C U A D R O XVI.

Sumario de la distribución de valores de Cu/Ag en las colas de Flotación de las escorias de convertidor enfriadas a diferentes intervalos de tiempo

Muestra	Prueba Nº	Tiempo de Enfriamiento	Productos	Ensayes % ú oz/t.*				Distribución, %		
				Peso %	Cu	CuOx	Ag*	Cu	CuOx	Ag
68/243	R-37	8	+ 400 mallas	14.1	.30	.15	.35	23.5	23.4	22.2
			- 400 mallas	85.9	.16	.08	.20	76.5	76.6	77.8
			Total calculado*	100.0	(.18)	(.09)	(.22)	100.0	100.0	100.0
68/265	R-48	6	+ 400 mallas	63.9	.92	.41	.80	84.0	83.7	82.6
			- 400 mallas	36.1	.31	.14	.30	16.0	16.3	17.4
			Total calculado*	100.0	(.70)	(.31)	(.62)	100.0	100.0	100.0
68/265	R-44	6	+ 400 mallas	40.2	.69	.38	.49	62.4	64.5	62.1
			- 400 mallas	59.8	.28	.14	.20	37.6	35.5	37.9
			Total calculado*	100.0	(.44)	(.24)	(.33)	100.0	100.0	100.0
68/265	R-46	6	+ 400 mallas	21.2	.60	.34	.46	36.5	39.5	38.3
			- 400 mallas	78.8	.28	.14	.20	63.5	60.5	61.7
			Total calculado*	100.0	(.35)	(.18)	(.26)	100.0	100.0	100.0
68/270	R-56 A	4	+ 400 mallas	21.5	.55	.13	.60	28.4	22.9	27.2
			- 400 mallas	78.5	.38	.12	.44	71.6	77.1	72.8
			Total calculado*	100.0	(.41)	(.12)	(.47)	100.0	100.0	100.0
68/266	R-61	2	+ 400 mallas	35.4	.36	.09	.33	41.4	33.0	39.3
			- 400 mallas	64.6	.28	.10	.28	58.6	67.0	60.7
			Total calculado*	100.0	(.36)	(.09)	(.33)	100.0	100.0	100.0
68/271	R-60	2	+ 400 mallas	15.5	.34	.08	.27	23.9	16.9	18.4
			- 400 mallas	84.5	.20	.07	.22	76.1	83.1	81.6
			Total calculado*	100.0	(.22)	(.07)	(.23)	100.0	100.0	100.0

* Se ha considerado como 100 % en peso, las colas finales después de la Flotación.

C U A D R O XVII

Propósito de las Pruebas

Investigar el efecto del Minerec A y Minerec B en la flotación de los valores metálicos Cu/Ag a diferente
fineza de molienda y remolienda

Ensayes de Cabeza % ú oz/t*	Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2
Muestra 68/265	5.30	1.06	3.5	32.8	22.6

Muestra de escoria de convertidor enfriada en horno de mufla de 1200 °C á 600 °C en 6 horas

Prue- ba N°	Molien- Molien- da gruesa da fina		Minerec**		Ensayes % ú oz/ton.*									Distribución, %						
	% 200 mallas	% 400 mallas	B	A	Conc. Grueso "Rougher"			Conc. Fino "Rough./Scav."			Colas			Conc. Grueso "Rougher"			Conc. Fino "Rough/Scav."			
	lbs./t.	lbs./t.	lbs./t.	lbs./t.	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Cu	Ag*	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe
R-48	25.0	35.0	Nil	.16	15.3	27.5	40.7	22.8	12.5	4.4	4.4	34.2	.51	.45	79.9	86.2	10.3	10.5	7.6	12.5
R-47	30.0	45.0	Nil	.16	14.7	27.8	39.4	23.2	9.0	5.7	5.4	33.1	.54	.41	81.6	88.0	10.0	10.2	7.3	8.7
R-44	30.0	63.0	.16	Nil	9.1	43.2	57.4	14.9	8.0	7.4	7.4	33.6	.44	.28	80.3	86.3	4.1	12.2	9.9	8.2
R-45	40.0	75.0	.16	Nil	11.3	38.0	50.9	15.9	8.6	6.1	5.7	32.8	.37	.30	83.8	88.7	5.6	10.3	7.6	8.7
R-46	45.0	83.0	.08	.08	12.7	34.8	40.6	18.8	8.8	4.7	4.9	30.2	.35	.27	86.4	88.9	7.1	8.2	7.4	7.9

** Adicionados a la molienda: Minerec A en la molienda gruesa
Minerec B en la molienda fina

Condiciones de Flotación

Aeroxantato 350	- 0.48 lbs/t.
Aceite de Pino	- 0.16 "
Cal	- 2.5/2.8 "
Tiempo de Acondicionamiento	- 5.0 minutos
Flot. Gruesa "Rougher"	- 5.0 "
Flot. Fina "Rougher/Scav."	- 5.0 + 10 minutos
pH	- 8.5 - 10.0

C U A D R O XVIII

Propósito de las Pruebas

Investigar el comportamiento de la flotación de los valores metálicos de Cu/Ag de escorias enfriadas lentamente; usando colectores convencionales de Flotación

Ensayes de Cabeza % ú oz/t.*	Cu	CuOx	Ag*	Fe	SiO2
Muestra 68/270	4.10	.44	4.5	38.9	19.7

Escoria de convertidor enfriada lentamente en un horno de mufla durante 4 horas, de 1200°C á 600°C.

Prue- ba N ^o	Colectores lbs/t.	Ensayes % ú oz/ton.*										Distribución, %						
		Conc. Grueso "Rougher"				Conc. Fino "Rough./Scav."				Colas		Conc. Grueso "Rough."			Conc. Fino "Rough/Scav."			
		Peso%	Cu	Ag*	Fe	Peso%	Cu	Ag*	Fe	Cu	Ag*	Cu	Ag	Fe	Cu	Ag	Fe	
R-54	Aeroflot. 208:	.48	10.4	32.2	43.7	18.6	15.4	2.6	2.6	39.0	.40	.40	84.6	86.8	4.7	7.9	7.5	14.5
R-55	Aeroflot. 242:	.50	18.2	19.0	25.7	29.4	16.5	1.4	1.9	40.5	.39	.43	87.5	88.8	12.8	6.1	5.9	16.1
R-56	Xantato Z-11:	.40	11.6	31.0	43.7	21.3	10.7	2.3	4.55	38.3	.40	.46	86.6	78.4	5.9	6.0	7.6	9.7

Condiciones De Flotación

Molienda	- 30 %	-200 mallas	Tiempo de Acondicionamiento	- 5 minutos
Remolienda	- 83 %	-400 mallas	Flot. gruesa "Rougher"	- 5 "
Reactivo Z-200	- 0.11	lbs/t.	Flot. fina "Rougher/Scav."	- 5 + 15 minutos
Aceite de Pino	- 0.16	"	pH	- 8.5/9.3

C U A D R O X I X

Propósito de las Pruebas

Efectuar cinco pruebas de Flotación de ciclo cerrado para verificar el comportamiento de la flotación de los valores metálicos de Cu/Ag en las escorias de convertidor enfriadas lentamente en horno de mufla durante 4 horas (de 1200 °C á 700 °C)

Muestra 68/270 - Prueba R-74

Productos	Peso %	Ensayes % ú oz/ton.*						Distribución, %				
		Cu	Zn	Ag*	SiO2	Fe	Fe3O4	Cu	Zn	Ag	SiO2	Fe
Conc. grueso "Rougher"	13.9	24.5	4.6	32.2	11.9	24.7	23.6	85.5	10.6	85.5	8.7	8.7
Conc. fino de lra. limpieza	4.6	5.02	6.3	7.02	18.8	29.4	29.4	5.8	4.7	6.3	4.6	4.0
Conc. Combinado Total	<u>18.5</u>	<u>19.7</u>	<u>5.0</u>	<u>26.0</u>	<u>13.6</u>	<u>27.1</u>	<u>27.1</u>	<u>91.3</u>	<u>15.3</u>	<u>91.8</u>	<u>13.3</u>	<u>12.7</u>
Colas finas de limpieza	1.3	.69	6.8	.98	24.1	36.8		0.2	1.6	0.2	1.7	1.2
Conc. fino "Scavenger"	4.1	.86	6.6	1.05	21.6	39.6		0.9	4.5	0.8	4.7	4.1
Productos medios totales	<u>5.4</u>	<u>.81</u>	<u>6.6</u>	<u>1.04</u>	<u>22.2</u>	<u>38.9</u>		<u>1.1</u>	<u>6.1</u>	<u>1.0</u>	<u>6.4</u>	<u>5.3</u>
Colas finas, totales	76.1	.39	6.2	.50	20.0	42.8		7.6	78.6	7.2	80.3	82.0
Cabeza calculada	100.0	(4.0)	(6.0)	(5.2)	(18.9)	(39.7)		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabezas ensayadas		4.1	6.4	4.5	19.7	38.9	38.4					

Condiciones

- Molienda - a) Gruesa a 30 % - 200 mallas S.T.
 b) Remolienda de las colas gruesas de la flot. "Rougher" a 60 % - 400 mallas S.T.

Reactivos empleados

Minerex B	-	.08	lbs/t.	Tiempo de acondicionamiento	-	5 minutos
Aeroxantato 350	-	.70	"	Flot. gruesa "Rougher"	-	4 "
Espumante F-70	-	.050	"	Flot. fina "Rough + Scav."	-	2 + 12 minutos
Cal	-	4.0	"	Flot. de limpieza de finos	-	2 minutos
Pulpa	-	32.0 %	de sólidos	pH inicial	-	10.4
				pH final		8.5

C U A D R O X X

Propósito de las Pruebas

Efectuar cinco pruebas de Flotación a ciclo cerrado para verificar el comportamiento de la flotación de los valores metálicos de Cu/Ag en las escorias de convertidor enfriadas al medio ambiente durante dos horas, en un molde de ladrillos refractarios

Muestra 68/271 - R-79

Productos	Peso %	Ensayes % ó oz/ton.*					Distribución %				
		Cu	Zn	Ag*	SiO2	Fe	Cu	Zn	Ag	SiO2	Fe
Conc. grueso "Rougher"	19.8	18.1	5.6	25.9	14.6	27.8	88.5	16.9	91.4	15.9	18.9
Conc. fino de 2da.limpieza	3.7	6.0	6.6	7.5	17.1	33.2	5.5	3.7	5.0	3.5	4.2
Cōcn. Combinado Total	<u>23.5</u>	<u>16.2</u>	<u>5.8</u>	<u>23.0</u>	<u>14.9</u>	<u>28.6</u>	<u>94.0</u>	<u>20.6</u>	<u>96.4</u>	<u>19.4</u>	<u>23.1</u>
Colas finas de 2da.limpieza	0.5	.86	7.0	.93	21.5	34.7	0.1	0.6	0.1	0.6	0.6
Colas finas de 1ra.limpieza	1.1	.59	7.2	.65	21.5	36.7	0.1	1.2	0.1	1.3	1.4
Conc. Fino "Scavenger"	4.7	.61	7.2	.62	20.5	39.4	0.7	5.1	0.5	5.3	6.4
Productos medios totales	<u>6.3</u>	<u>.62</u>	<u>7.2</u>	<u>.65</u>	<u>20.8</u>	<u>38.6</u>	<u>0.9</u>	<u>6.9</u>	<u>0.7</u>	<u>7.2</u>	<u>8.4</u>
Colas finas totales	10.2	.29	6.8	.23	19.0	28.4	5.1	72.5	2.9	73.4	68.5
Cabeza calculada	100.0	4.1	6.6	5.6	18.2	29.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza ensayada		4.3	6.8	4.9	19.8	38.4					

Condiciones

- Molienda - a) Molienda gruesa 30.0 % - 200 mallas S.T.
 b) Molienda fina a 56.4 % - 400 mallas S.T.

Reactivos empleados

Minerec A	-	0.08	Tiempo de Acondicionamiento	-	7 minutos
Xantato Z-6	-	0.52	Flot. gruesa "Rougher"	-	4 "
Espumante F-70	-	0.04	Flot. fina "Rough. + Scav."	-	3 + 12 minutos
Cal	-	5.0	Flot. de 1ra. limpieza	-	2 "
Pulpa	-	32.0 % de sólidos	pH inicial	-	10.3
			pH final	-	10.0

C U A D R O X X I

Propósito de las Pruebas

Efectuar cinco pruebas de Flotación a ciclo cerrado para verificar el comportamiento de la flotación de los valores metálicos de Cu/Ag en las escorias de convertidor enfriadas al medio ambiente durante dos horas, en un molde de ladrillos refractarios

Muestra 68/271 - R-80

Gr.Esp.	Productos	Peso%	Ensayes % ó oz/t.*						Distribución, %					
			Cu	Zn	Ag*	SiO2	Fe	Fe3O4	Cu	Zn	Ag	SiO2	Fe	Fe3O4
4.77	Conc. grueso "Rougher"	10.0	31.3	4.8	44.4	12.0	19.9	12.3	74.5	7.5	78.3	6.1	5.1	3.5
4.35	Conc. fino de 2a.Limpieza	3.7	18.6	5.8	23.5	15.5	26.7	19.2	16.4	3.3	15.3	2.9	2.5	2.0
	Conc. Combinado Total	13.7	27.9	5.1	38.8	13.0	21.7	14.1	90.9	10.8	93.6	9.0	7.6	5.5
4.13	Colas finas de 2a.Limpieza	1.2	.90	7.3	1.40	25.1	35.4	22.7	0.3	1.4	0.3	1.5	1.1	0.8
4.05	Colas finas de 1a.Limpieza	2.7	.90	7.2	1.34	24.2	35.1	36.6	0.6	3.0	0.7	3.3	2.4	2.8
4.22	Conc. fino "Scavenger"	4.2	.92	7.1	1.33	23.2	37.8	39.2	0.9	4.6	1.0	5.0	4.2	4.7
	Productos medios totales	8.1	.91	7.2	1.34	23.8	36.5	35.9	1.8	9.0	2.0	9.8	7.7	8.3
4.40	Colas finas Totales	78.2	.39	6.6	.32	20.5	42.2	38.6	7.3	80.2	4.4	81.2	84.7	86.2
(4.42)	Cabeza calculada	100.0	(4.2)	(6.5)	(5.7)	(19.7)	(38.9)	(35.1)	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
	Cabeza ensayada		4.3	6.8	4.9	19.8	38.4	34.0						

Condiciones

Molienda - a) Molienda gruesa 28% - 200 mallas S.T.
 b) Molienda fina 42.2% - 400 mallas (cerca de 92.0% - 200 mallas)

Reactivos empleados

Reactivo Z-200	-	0.06	Tiempo de Acondicionamiento	-	8 minutos
Xantato Z-11	-	0.50	Flot. gruesa "Rougher"	-	4 "
Espumante F-70	-	0.050	Flot. fina "Rough. + Scav."	-	3 + 12 "
Cal	-	8.5	Flot.de 1a. limpieza	-	2 "
Pulpa	-	32.0 % de sólidos	Flot.de 2a. limpieza	-	2 "
			pH inicial	-	11.8
			pH final	-	9.0