

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE QUIMICA



PROYECTO PARA EL TRATAMIENTO DE
ESCORIAS Y CENIZAS DE COBRE

T E S I S

Que para obtener el Título de
Ingeniero Químico Metalúrgico

P r e s e n t a

MARTINEZ MARIN JULIAN MANUEL

México, D. F.

1977



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

CLAS Tesis-1977
ABO [REDACTED] 26 0
FECHA _____
PROC _____
S _____



QUIMICA

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE
SEGUN EL TEMA

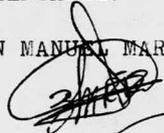
PRESIDENTE	Prof. MANUEL GAVIÑO RIVERA
V O C A L	Prof. MANUEL F. GUERRERO FERNANDEZ
SECRETARIO	Prof. ALBERTO OBREGON PEREZ
1er. SUPLENTE	Prof. HUMBERTO MALAGON ROMERO
2do. SUPLENTE	Prof. ENRIQUE CURIEL REYNA

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:

FACULTAD DE QUIMICA

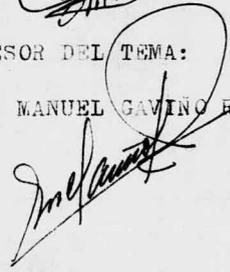
NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL SUSTENTANTE:

JULIAN MANUEL MARTINEZ MARIN



NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL ASESOR DEL TEMA:

Prof. MANUEL GAVIÑO RIVERA



A mis padres

Con todo mi amor y admiración para ustedes, por haberme enseñado el valor de la vida, por todos sus sacrificios y desvelos, y sobre todo por haberme obsequiado la riqueza más grande que es el saber.

Sr. Manuel Martinez R.

Sra. Alicia M. de Martinez.

A mis abuelos

Para ustedes con cariño y respeto,
esperando que gocen de buena salud, agradezco su apoyo moral para concluir mi carrera.

Sr. Miguel Martinez P.

Sra. Delfina R. de Martinez.

A mis hermanos

Deseando que sigan mi ejemplo y
que en un futuro no muy lejano, seamos
una familia de profesionistas.

Hector

María de Lourdes

Alejandro

Mario Alberto

A todos mis primos, particularmente a
Marta, Sonia y Agustín.

A toda mi familia.

A mis queridos amigos:

Eduardo Alvarez V.

Raúl Alvarado A.

Esteban Aguilar G.

Arturo Terrez P.

A todos mis amigos.

A todos mis maestros.

A todos mis compañeros de la
Facultad de Química.

Agradezco la colaboración de los
profesores:

Ing. Manuel F. Guerrero Fernandez

Ing. Alberto Obregón Pérez

Ing. Humberto Malagón Romero

Ing. Enrique Curiel Reyna

y especialmente al Ing. Manuel Gaviño
Rivera, por todas sus atenciones.

INDICE

CAPITULO I. Generalidades.	4
CAPITULO II. Trituración, separación de metálicos y molienda.	14
CAPITULO III. Fusión de metálicos.	27
CAPITULO IV. Lixiviación y lavado de productos combinados.	40
CAPITULO V. Electrólisis de productos. combinados.	55
CAPITULO VI. Métodos analíticos.	71
CAPITULO VII. Balance metalúrgico.	93
CAPITULO VIII. Conclusiones.	99

CAPITULO I

GENERALIDADES

El cobre es un metal de color rojo característico, muy dúctil y maleable, es muy buen conductor del calor y la electricidad.

La densidad del cobre fundido es de 8.8, pero laminandolo aumenta su densidad, la cual pasa a 8.95 , funde a 1083°C y se vaporiza lentamente a una temperatura de 2292°C comunicando a la llama un color verde.

La fuente más importante, no la única, son los minerales sulfurados y la recuperación del cobre metálico depende principalmente de la oxidación selectiva del fierro y del azufre en presencia del --- cobre.

Los principales minerales oxidados son:

CUPRITA	Cu_2O
HELACONITA	CuO
MALAQUITA	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$
AZURITA	$\text{Cu}_2\text{CO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$

Los sulfurados son:

CHALCOCITA	Cu_2S
CORELLITA	CuS
BORNITA	Cu_3FeS_3
CHALCOPIRITA	CuFeS_2

Según los tratamientos metalúrgicos para la extracción del cobre las menas se clasifican en:

1. SULFURADAS

- a) De grado superior; para la fundición directa.
- b) De grado medio; exige concentración para hacerla explotables.
- c) De bajo grado; requiere concentración y extracción en gran - escala, donde las operaciones de concentración y molienda son económicas.
- d) Piríticas.

2. OXIDADAS

- a) De grado superior y medio que se pueden convertir en "cobre - negro", con hierro y otras impurezas, mediante fundición reductora; o bien mezcladas con menas sulfuradas o concentrados para obtener la mata de fundición o así mismo lixiviarlas.
- b) De grado inferior que se tratan por lixiviación.

Con pocas excepciones las menas de cobre no son ricas y se consideran excelentes cuando contienen más de 6% de cobre.

El procedimiento por vía seca agrupa el cobre y eventualmente el contenido de metales nobles, en un cobre bruto, a través de un concentrado denominado mata.

El cobre no se puede obtener económicamente mediante tostación y reducción directa como el plomo y sus etapas metalúrgicas fundamentales son:

I. Extracción de la mina.

II. Concentración o separación de los metales del mineral en -- uno o dos grupos. Uno contiene material concentrado utilizable y otro material residual.

III. Tostación de los minerales sulfurados concentrados para eliminar parte del azufre (los minerales oxidados no precisan de este tratamiento).

IV. Fusión del mineral tostado y concentrado para obtener metal crudo o mata (mezcla de sulfuros de Cu y Fe)

V. Obtención por conversión del cobre y para eliminación de -- impurezas del producto de fusión.

VI. Refinación para eliminación de impurezas residuales.

El método de concentración más empleado en la industria extractiva es la flotación, este método se basa en las propiedades de las partículas minerales al ser mojadas por una solución de agua y reactivos. El mineral pulverizado se alimenta a una serie de tanques o celdas de flotación, las cuales contienen una solución constituida por promotores, espumantes, depresores, activadores y reguladores en solución acuosa, que varían de acuerdo al tipo del mineral (sulfuro u óxido), se bombea aire a través de estas celdas para agitar la solución y formar espuma en la superficie del tanque, la parte del mineral que queda contenido en la espuma es el concentrado y la parte que queda en el fondo de la celda es la ganga.

El material concentrado está constituido por partículas demasiado pequeñas, para poder seguir el tratamiento, por tanto es necesario sinterizar o peletizar dicho concentrado. Después de aglomerar el concentrado, este se envía a un horno de tostación con objeto de ajustar la relación cobre/azufre, para que cuando el producto sea fundido produzca una mata con el contenido de cobre más deseable, el producto de la tostación se llama calcina y se carga al horno -- estando aún al rojo.

La fusión se efectúa en un horno de reverbero, donde el cobre -- forma primeramente Cu_2S , después el azufre no volatilizado forma -- FeS , y estos dos sulfuros se unen para formar la mata, que arrastra consigo la mayor parte de los valores, algo de FeO y pequeñas cantidades de otras impurezas.

Como resultado del gran número de reacciones que se efectúan en este horno durante la fusión de la carga, se forman tres productos.

- i) MATA. Formada por sulfuros de Cu y Fe, con sulfuros de Ni, Pb, Zn, metales preciosos, selenio, telurio, etc. Esta se retira del horno a 1150°C , que es la temperatura necesaria para el convertidor.
- ii) ESCORIA. Es una masa fluida que flota sobre la mata, formada por silicatos de calcio, hierro y aluminio.
- iii) GASES. Mezcla gaseosa de SO_2 y SO_3 , resultante de la acción de los óxidos sobre los sulfuros y la descomposición de los sulfatos por el calor, estos se unen a la combustión.

La fase final de la producción de cobre crudo se obtiene en el convertidor, en el cual se sopla aire a través de la mata fundida, en esta operación, el oxígeno del aire soplado reacciona con el azufre que se encuentra combinado con el Cu, Fe, Ni, Pb, Zn, etc., formando una mezcla gaseosa de SO_2 y SO_3 , y el FeO se combina con el SiO_2 para formar la escoria, quedando el cobre en forma metálica. El cobre así obtenido aún está impuro, pues contiene azufre que sigue desprendiéndose después de haberse vaciado el metal y endurecida la superficie que impide que escape el SO_2 que se está formando, originando así la formación de ampollas de las que se deriva su nombre (COBRE BLISTER). El análisis aproximado del cobre blister es 98.5% Cu y 1.5% de impurezas (Ni, Fe, Si, Te, Pb, As, Sb, Bi, S, Ag, Au, oxígeno combinado, etc.), por tanto es necesario someterlo a una refinación ígnea y posteriormente electrolítica.

Las escorias constituyen un importante sub-producto de fusión, que determina la eficiencia económica del proceso de afino ígneo. La extracción de los metales para obtener productos acabados, el consumo de combustible y energía eléctrica dependen, en alto grado, de la cantidad y composición de la escoria obtenida, por eso es necesario prestar atención especial a la selección correcta de la composición de la escoria. Las escorias son una materia valiosa que puede transformarse para la extracción de metales, para la produ-

cción de varios materiales para construcción.

El afino del cobre bruto (BLISTER) comprende las siguientes operaciones: 1) Carga y fusión de la mezcla. 2) Soplado oxidante y sangrado de escoria. 3) Reducción del óxido cuproso y otros óxidos disueltos en el cobre. 4) Vaciado del cobre afinado.

La carga del horno de afinar (REVERBERO) comprende cobre bruto, chatarra de cobre, otros materiales de retorno y fundente (CALIZA). Durante el calentamiento y fusión de cobre en el horno, se mantiene la atmósfera próxima a neutra. El combustible se quema con exceso de aire, asegurando de este modo una alta temperatura del horno, -- hasta 1400°C . Esta etapa de carga y fusión, tiene una duración -- aproximada de 12 a 14 horas.

Una vez fundido el cobre bruto, comienza la etapa de soplado oxidante al cual se somete el cobre para eliminar impurezas. Las impurezas contenidas en el cobre blister se pueden subdividir en 3 grupos:

- a) Impurezas que se eliminan bastante fácilmente (S, Cd, Zn, Mg, Al, Fe).
- b) Impurezas que se eliminan sólo parcialmente (Ni, Sn, Sb, Pb, As, Bi).
- c) Impurezas que no se eliminan en el afino ígneo (Au, Ag).

El azufre, cadmio y zinc, son impurezas que se eliminan por volatilización, pasando a los gases del horno, la eliminación de impurezas, es esencialmente una materia de oxidación y escorificación, -- es referida naturalmente a los calores de formación de los óxidos metálicos y a la disolubilidad de los óxidos en cobre.

El aluminio, magnesio y fierro, son fácilmente eliminados pasando a la escoria como silicatos.

El níquel es una impureza persistente, probablemente porque éste óxido es soluble en cobre, aunque el calor de formación de éste óxido es alto.

El estaño puede ser casi totalmente eliminado en una escoria bá-

sica, y el Pb es favorecido en su eliminación en escoria ácida, - aunque este elemento es mucho más persistente y en realidad esta eliminación es considerada por estar relacionada con el aspecto - económico.

El As y Sb no son apreciablemente reducidos, bajo condiciones de refinación, pero sí después de una escorificación total, en -- adiciones de sosa y caliza a la carga, el As y Sb pueden ser esco rificados.

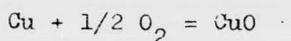
El Bi es una impureza persistente y hasta hoy se desconoce el mecanismo de su eliminación.

El Au y Ag únicamente pueden ser eliminados por electro-refina ción, pasando a los lodos anódicos.

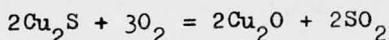
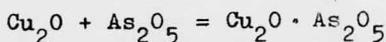
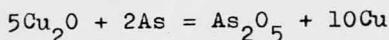
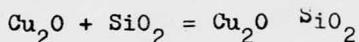
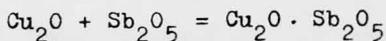
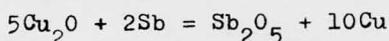
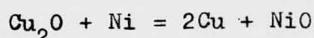
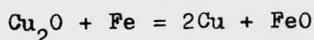
En esta etapa de soplado oxidante, el combustible va quemado - con gran exceso de aire, lo cual asegura un contenido excesivo de oxígeno en los gases del horno y contribuye a la oxidación del -- cobre e impurezas, así mismo al paso de dichas impurezas a la es- coria.

El cobre líquido va soplado por aire, bajo la presión de 2 a - 2.5 atm., suministrado por tubos de acero, de 25 a 30 mm de diáme tro, revestidos por fuera y sumergidos en el baño del cobre líqui do; existe otro método que consiste en golpear la superficie del cobre fundido con una pequeña pala, formando una pequeña ola, que al desplazarse por la superficie, rompe la costra y expone al -- baño metálico a la acción del aire.

Teniendo en cuenta que en el baño metálico predomina el cobre, transcurre la reacción de oxidación del cobre:



El óxido cuproso, que tiene menor afinidad por el oxígeno, ce- de éste a las impurezas, originandose las siguientes reacciones:



Durante la oxidación, la escoria se va separando continuamente hasta que ya no se forma más y el baño está cubierto por una capa fundida y limpia de óxido cuproso.

Se sabe que la operación de oxidación ha llegado a su fin cuando, al romper una muestra, la superficie de la fractura es de color rojo ladrillo, de un tamaño de grano grande, carente de brillo y frágil.

Una vez terminada la operación de soplado, la escoria se vacía con ayuda de paletas de madera. La duración total del soplado depende del contenido de impurezas y del carácter de las mismas. En la práctica la duración del período de soplado constituye de 1.5 a 3 horas.

Como dato de operación, el afino de una carga de 300 toneladas de cobre blister, requiere aproximadamente 24 horas, durante este tiempo se obtienen más o menos 6 toneladas de escoria, cantidad equivalente a 2% de la carga total. Esta escoria contiene de 20 a 50% de cobre.

La cantidad tan alta de cobre en la escoria, no sólo se debe al paso del Cu_2O al formar complejos ($\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{Sb}_2\text{O}_5$; $\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{As}_2\text{O}_5$; -

$\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$), sino también debido al arrastre que sufre el cobre al vaciar la escoria del horno.

La escoria obtenida en esta etapa es la materia prima para este proyecto.

Las etapas de reducción de óxido cuproso y vaciado del cobre refinado, no se discuten por ser ajenas a los fines de este trabajo.

La escoria contiene en su seno al cobre en tres distintas formas: cobre metálico, óxido cuproso (CuO) y óxido cúprico (Cu_2O).

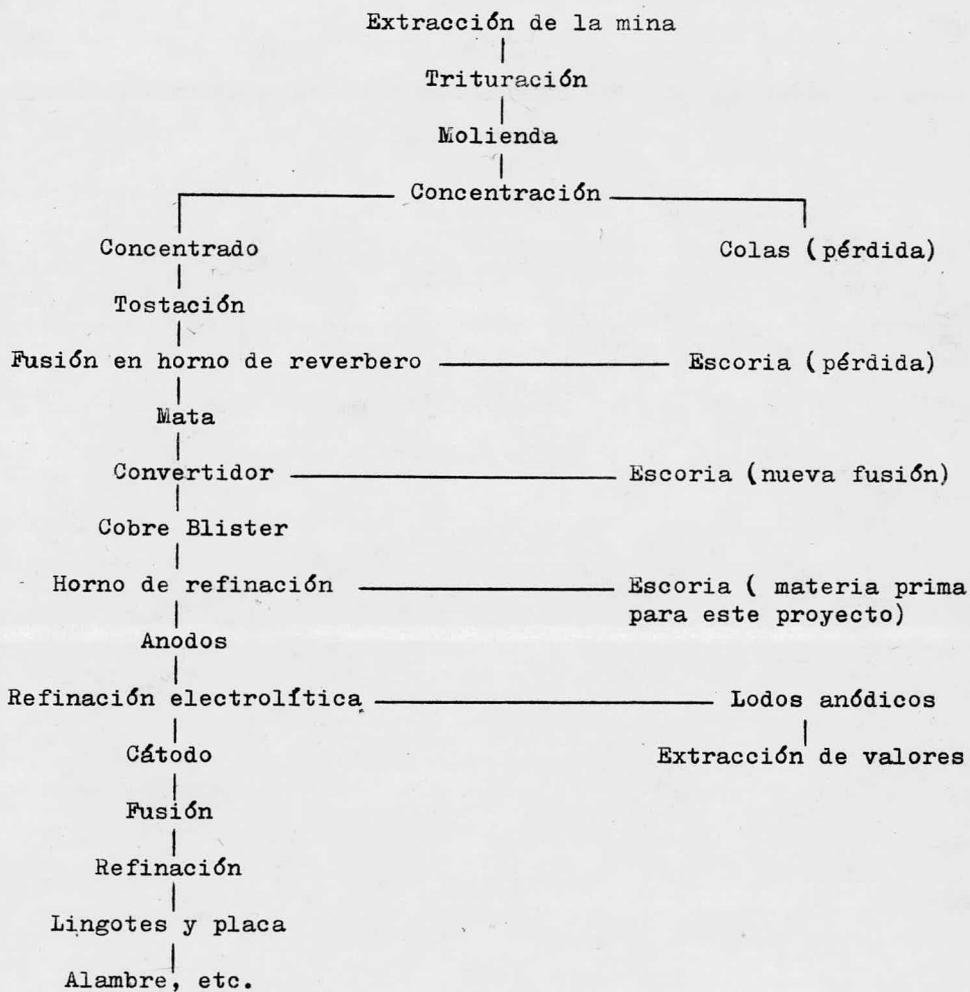


Fig. 1 Diagrama de flujo de la metalúrgia del cobre.

CAPITULO II

TRITURACION, SEPARACION DE METALICOS Y MOLIENDA

CIRCUITO DE TRITURACION Y MOLIENDA

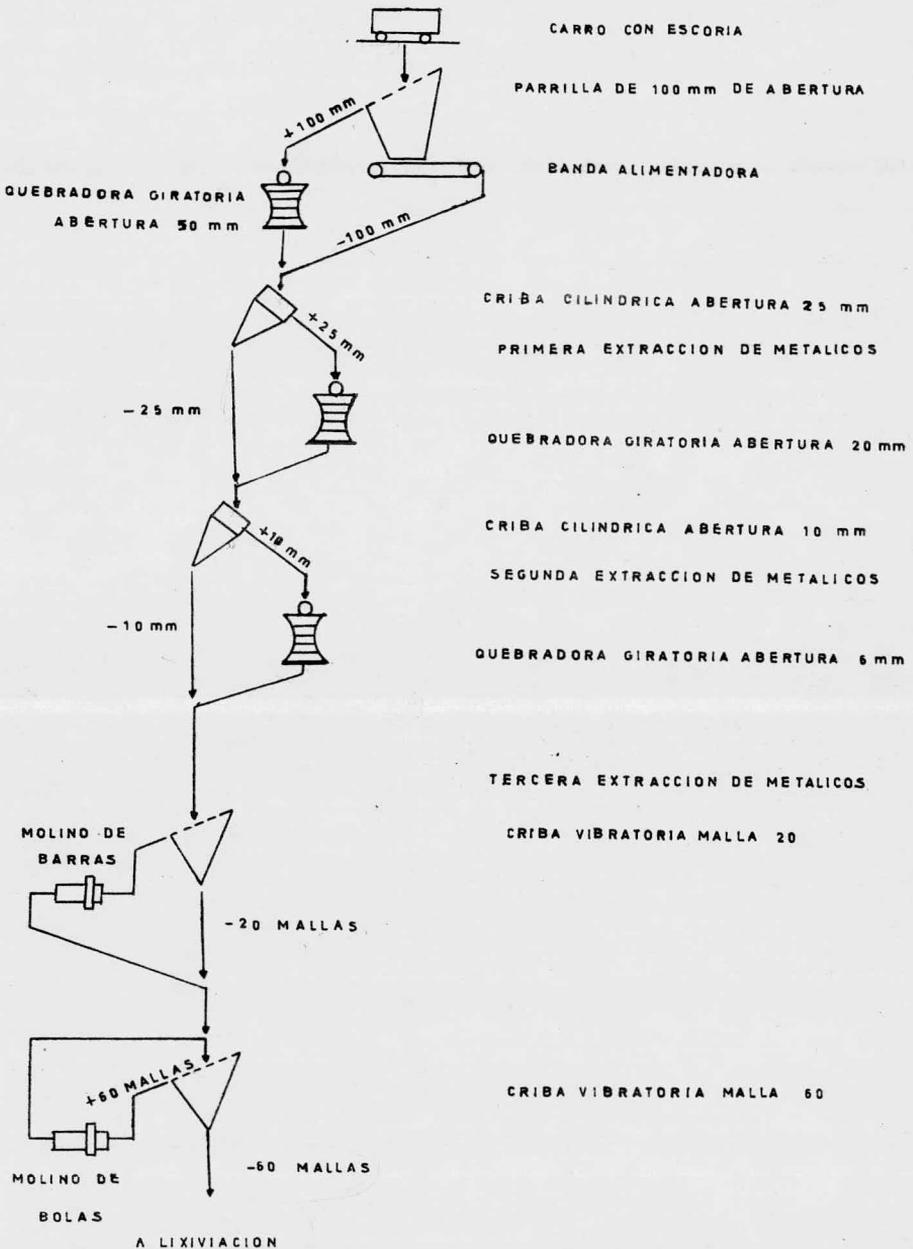


Fig. 2. Diagrama de flujo de trituración y molienda.

El primer requisito mecánico para el tratamiento de escorias de cobre es la trituración.

Los factores que deben tomarse en cuenta para la reducción del tamaño de la escoria, son tres principalmente: a) tamaño del grano y diseminación del cobre. b) porosidad de la escoria. c) rapidéz -- con que el cobre contenido en la escoria es atacado por la solución lixiviante.

Si se disminuye el tamaño de la partícula, aumenta la eficiencia de extracción, pero aumenta el costo de la molienda; la operación -- más cara es la molienda fina.

Es conveniente separar los metálicos de la escoria por dos importantes razones: 1) para proteger la vida del molino. 2) evitar un -- excesivo consumo de ácido en la lixiviación, debido al alto contenido de metálicos en la escoria, resultando antieconómico.

La trituración se efectúa normalmente por compresión, fracturándose la escoria en el momento de llegar a su límite elástico. Consecuentemente para llegar a tal punto es necesario transmitir a la su superficie de la escoria, una fuerza de tal magnitud, que permita --- traspasar dicho límite. En estas condiciones, cada vez que la escoria es triturada, hay un consumo de energía proporcional a la nueva superficie formada.

A la relación que existe entre tamaño de material que se alimenta (F) a una quebradora y el de su descarga (P), se le llama rela--

ción de trituración, valores que deben ser correspondientes al tamaño al cual se halla el 80% de cada producto, quedando ésta relación en la siguiente forma:

$$RT = \frac{F}{P}$$

Suponiendo que se alimenta a una quebradora mineral a -10" y se tritura a -2", teniendo tanto de alimentación como de descarga -- las granulometrías que se muestran en los cuadros 1 y 2, se pueden determinar los valores (F) y (P) por medio de las gráficas 1 y 2.

PRODUCTO	TAMAÑO cm	PESO %
-10" + 9"		37.6
-9" + 8"		10.6
-8" + 6"		9.4
-6" + 4"		8.2
-4" + 2"		17.6
-2"		16.6

-10"	-25.40	100.0
- 9"	-22.86	62.4
- 8"	-20.32	51.8
- 6"	-15.24	42.4
- 4"	-10.16	34.2
- 2"	- 5.08	16.6

(F) 244000 micras

PRODUCTO	TAMAÑO cm	PESO %
-2" + 1"		38.6
-1" + 3/4"		14.9
-3/4" + 1/2"		13.9
-1/2" + 1/4"		15.8
-1/4"		16.8

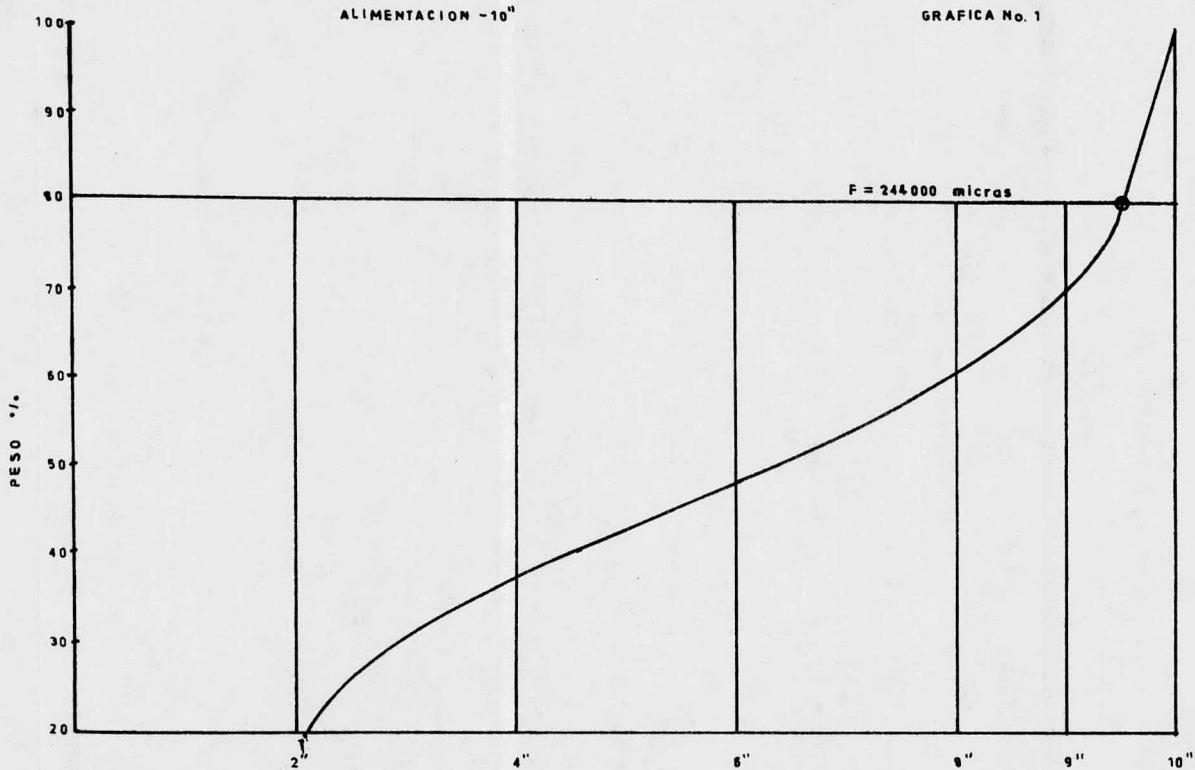
-2"	-5.08	100.0
-1"	-2.54	61.4
-3/4"	-1.91	46.5
-1/2"	-1.27	32.6
-1/4"	-0.65	16.8

(P) 39000 micras

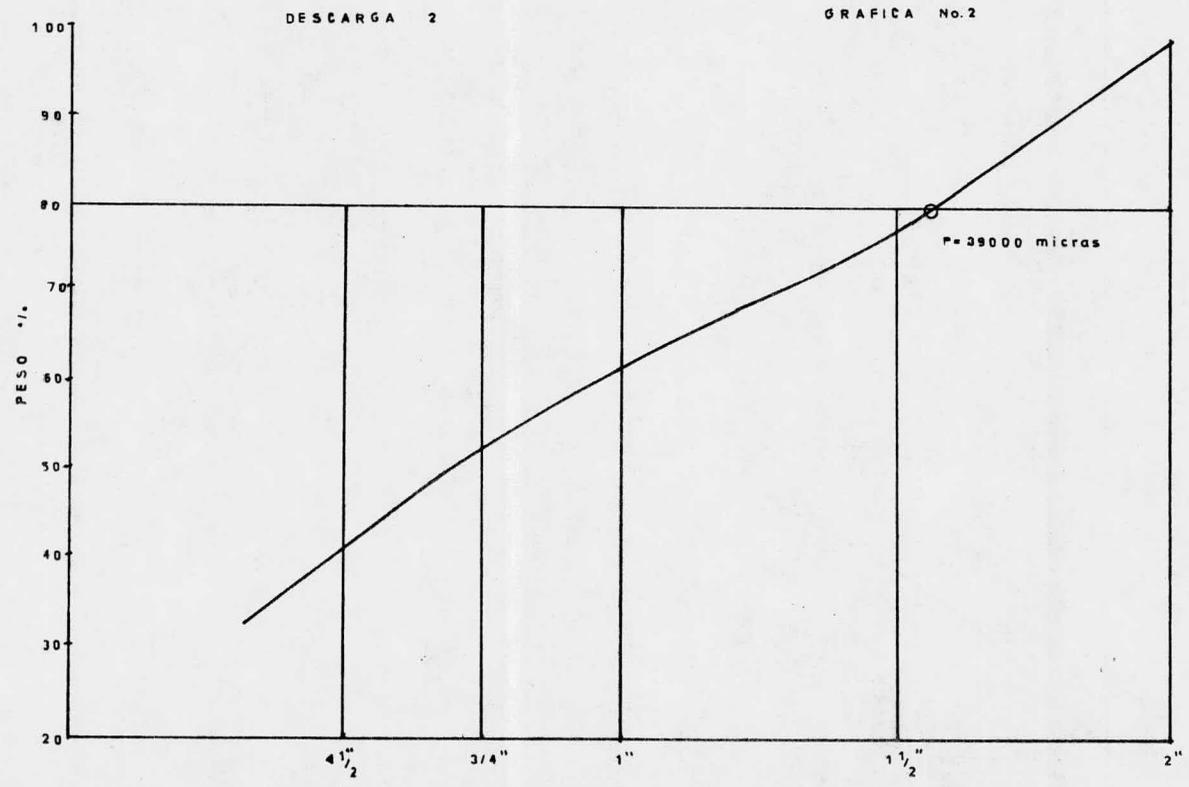
Cuadro 1. Alimentación

Cuadro 2. Descarga

Gráfica No. 1. Alimentación.



Gráfica 2. Descarga.



Quedando los valores determinados (F) y (P) la relación de trituración siguiente:

$$RT = \frac{F}{P} = \frac{244000}{39000} = 6.25$$

Esta relación **que** ~~ha~~ sido determinada bajo los conceptos señalados, difiere considerablemente de la que comunmente se determina mediante el producto de las relaciones escuetas de admisión (10") y -descarga (2"), que daría una falsa relación de trituración $RT = 5.0$.

Si la partícula se tritura en la relación de trituración siguiente:

$$RT = \frac{X}{D} \quad (2)$$

La nueva superficie producida será:

$$NS = 6D^2 (RT)^3 \quad (3)$$

Si la misma partícula se tritura en otra nueva relación de trituración que produzca partículas de lado (d), tendrá la siguiente relación de trituración (rt) y nueva superficie (ns).

$$rt = \frac{x}{d} \quad (4)$$

$$ns = 6d^2 (rt)^3 \quad (5)$$

Ejemplo:

Dando valores de: $x = 4\text{cm}$
 $D = 2\text{cm}$
 $d = 1\text{cm}$

y substituyendo valores en (2), (3), (4), (5) y (6) se tendrá:

$$S = 6(4^2) = 96 \text{ cm}^2 \quad (2)$$

$$RT = \frac{4}{2} = 2 \quad (3)$$

$$NS = 6(2^2)(2^3) = 192 \text{ cm}^2 \quad (4)$$

$$rt = \frac{4}{1} = 4 \quad (5)$$

$$ns = 6(1^2)(4^3) = 384 \text{ cm}^2 \quad (6)$$

Rittinger expone en su enunciado axiomático que: "EL TRABAJO -- EFECTUADO EN LA TRITURACION ES DIRECTAMENTE PROPORCIONAL A LA NUEVA SUPERFICIE PRODUCIDA". Bajo este principio, la expresión matemática considerando las expresiones (3) y (5), y teniendo un valor determinado en (KW) para el trabajo efectuado en (3), la demanda de energía se expresa en la siguiente ecuación:

$$\frac{KW}{NS} = \frac{kw}{ns} \quad (6)$$

Substituyendo valores se tiene:

$$\frac{KW}{6D^2(RT)^3} = \frac{kw}{6d^2(rt)^3} \quad (7)$$

Despejando (kw) de (7) se tiene:

$$kw = \frac{6d^2(rt)^3 KW}{6D^2(RT)^3}$$

$$kw = \frac{d^2(rt)^3 KW}{D^2(RT)^3} \quad (8)$$

La aplicación de la ecuación (8) se considera de suma importancia al variar la relación de trituración en una quebradora instalada pa

ra conocer la nueva capacidad de la máquina, ya que se tiene, una - relación directa como se indica en la siguiente ecuación:

$$\frac{RT}{rt} = \frac{T/hr}{t/hr} \quad (9)$$

De (8) y (9) se deduce la nueva capacidad para la máquina de referencia o la necesidad de su substitución por otra de mayor o menor potencia de acuerdo con los datos de cálculo (10).

$$t/hr = \frac{KW(T/hr)}{kw} \quad (10)$$

Al aplicar en un problema de variación de (RT), la ecuación (8), se determina que la demanda de energía es mayor al aumentar (RT) y menor al disminuirla, para la misma capacidad.

El método directo para la determinación de demanda de energía en trituración, determina directamente un valor W de consumo de energía en KWH/T, para una relación de trituración determinada RT, consiste en efectuar a un material, al cual se le ha determinado su -- granulometría y valor (F) en micras, una prueba de trituración en -- determinada quebradora, evaluando la energía midiendo el amperaje y voltaje, tanto en vacío como en operación, así como la capacidad de trituración en T/hr.

Todos los cálculos anteriores, son requeridos para tener un control estricto en trituración.

El diagrama de flujo de trituración, separación de metálicos y -- molienda, que se recomienda para este proyecto, se muestra en la -- figura 1.

La separación de metálicos se realiza manualmente, debido a que esta operación no se puede efectuar de otra forma, tal como hundimiento y flotación, debido al desbalance que sufriría la solución

lixivante, por estar húmeda la escoria. Es preferible pagar la mano de obra que requiere dicha separación, que consumir más ácido en la lixiviación de los metálicos.

La operación de molienda, normalmente se efectúa en dos etapas, la primera etapa en molinos de barras y la segunda en molinos de -- bolas. Generalmente la descarga de los molinos de barras es a 16 -- mallas, alcanzándose cualquier tamaño, dentro de límites económicos, en los de bolas. El tipo de lixiviación es un factor importante para decidir hasta que punto debe molerse la escoria. Para lixiviar este tipo de escoria se decidió utilizar la lixiviación por agitación, -- por razones que se justifican más adelante, en el capítulo de lixiviación. Para la lixiviación por agitación se requiere una molienda menor de 60 mallas, por tanto es necesario el uso de los dos tipos de molinos. La molienda húmeda no es recomendable en las plantas de lixiviación, por desequilibrar las soluciones, en tanto que la molienda en seco no presenta este problema. Esta operación se logra -- con alta eficiencia cuando los molinos son operados en condiciones normales en cuanto al tamaño de alimentación y satisfacen además -- las siguientes constantes:

- a) Velocidad
- b) Carga de bolas
- c) Potencia del motor

Para que halla lugar al efecto de molienda de partículas de escoria en un molino, se requiere que los miembros de molienda (bolas), tengan un movimiento relativo tal, con respecto a este, que permita que la operación se efectúe eficientemente.

Recurriendo un tanto al absurdo, si se considera que la velocidad del molino es igual a cero, no habrá movimiento alguno en los miembros de trabajo y consecuentemente no se obtendrá ningún grado de molienda. Si por el contrario, se supone que la velocidad --

del molino es tal que permita que por el efecto centrífugo, los miembros de trabajo y la carga de escoria se adhieran al molino, tampoco se verificará la operación de molienda.

Consecuentemente, los miembros de trabajo deberán tener con respecto al molino un movimiento relativo para poder llegar a determinada posición, para que en su caída y rodamiento efectúen su trabajo.

A la velocidad necesaria del molino para satisfacer tal condición se le denomina velocidad de trabajo (V_t) que corresponde, dependiendo del tipo de molino y requerimientos de molienda, entre 70 y 80 % de la velocidad crítica (V_c), siendo esta, aquella a la cual una bola en el interior del molino se adhiere a esta por efecto centrífugo y se desprende al llegar a la parte superior del mismo y cae libremente.

La carga de bolas en los molinos debe ser un factor constante -- ocupando un volumen proporcional a ellos. Independientemente del -- diámetro de la descarga del molino, en términos generales, se considera como carga apropiada la que ocupe el volumen correspondiente a un tercio del diámetro de trabajo del molino.

Para determinar la carga de bolas, el volumen determinado deberá ser afectado del volumen de huecos que corresponde a 30% del mismo y el producto del volumen resultante por el peso específico de los miembros (7.85 para hierro) de trabajo proporciona el peso de la -- carga de bolas.

Desde el punto de vista mecánico, la energía necesaria para mover un molino es directamente proporcional a su peso y velocidad de tra bajo. Sin perder desde ningún punto de vista el aspecto mecánico, me talúrgicamente, el consumo de energía es directamente proporcional a la nueva superficie producida.

Bajo los principios fundamentales expuestos, Gow determinó que el consumo efectivo de energía en un molino es directamente proporcio-- nal al cubo del radio del molino, e inversamente proporcional a la =

raíz cuadrada del mismo, o sea que la energía efectiva es proporcional a la potencia 2.5 del radio del molino.

Partiendo de esta base, Faherenwal y Lee relacionaron el consumo de energía de un molino de laboratorio perfectamente controlado de 60 cm Ø por 60 cm de longitud con uno de tipo industrial de 120 cm Ø por 180 cm de longitud, encontrando la siguiente relación:

$$\frac{KW}{kw} = \frac{D^2 6L}{d^2 6l}$$

Siendo proporcional de la demanda de energía a la nueva superficie producida y ésta a la capacidad de molienda, se puede substituir la demanda de energía (Kw) por la capacidad (T) en toneladas por 24 horas, para determinar el tamaño de molino y la potencia requerida para su operación, quedando ésta expresada en la siguiente ecuación:

$$\frac{T}{t} = \frac{D^2 6L}{d^2 6l}$$

Esta ecuación proporciona el tamaño del molino en diámetro (D) y longitud (L), con cuyos datos se obtiene el motor requerido para su operación.

Una muestra de 10 Kg de escoria arrojó los siguientes datos:

	PESO (Kg)	% PESO
METALICOS	3.4	34
+ 60 MALLAS	2.3	23
- 60 + 100 MALLAS	2.0	20
- 100 MALLAS	2.3	23
	-----	-----
	10.0	100

Terminada la operación de trituración, separación de metálicos y molienda, el material se divide en metálicos y productos combinados

los primeros se someten a un proceso de fusión y los productos combinados se lixivian y se electrodepositan.

CAPITULO III

FUSION DE METALICOS

Las propiedades físicas y eléctricas de los metales que se tratan de fundir tienen bastante importancia en los hornos eléctricos de inducción. La figura (3) dá, gráficamente, las resistencias específicas (resistividades) de diferentes metales en estado de fusión. En particular la resistencia específica del cobre es de 23 ohm cm, a la temperatura de 1200°C.

La energía requerida para fundir los metales es su aumento de entalpía, que se compone de tres sumandos: 1. El calor necesario para elevar la temperatura del metal sólido hasta el punto de fusión; -- 2. El calor de fusión necesario para conseguir que el metal pase -- del estado sólido al estado líquido, a la temperatura de fusión; -- 3. El calor que se necesita para conseguir que el metal eleve su -- temperatura para colarlo.

La cantidad total de calor, suma de las tres citadas, suele representarse por diagramas como el de la figura (4), que muestran, -- por líneas de trazo seguido, el aumento de entalpía de los metales más importantes (aluminio, cobre, fierro y zinc), en kilowatt-hora por kilogramo, a diferentes temperaturas.

Sin embargo, ya que otras propiedades físicas de los metales, como su resistencia a la rotura por tracción y su conductibilidad -- eléctrica, no son función del peso, es interesante expresar también

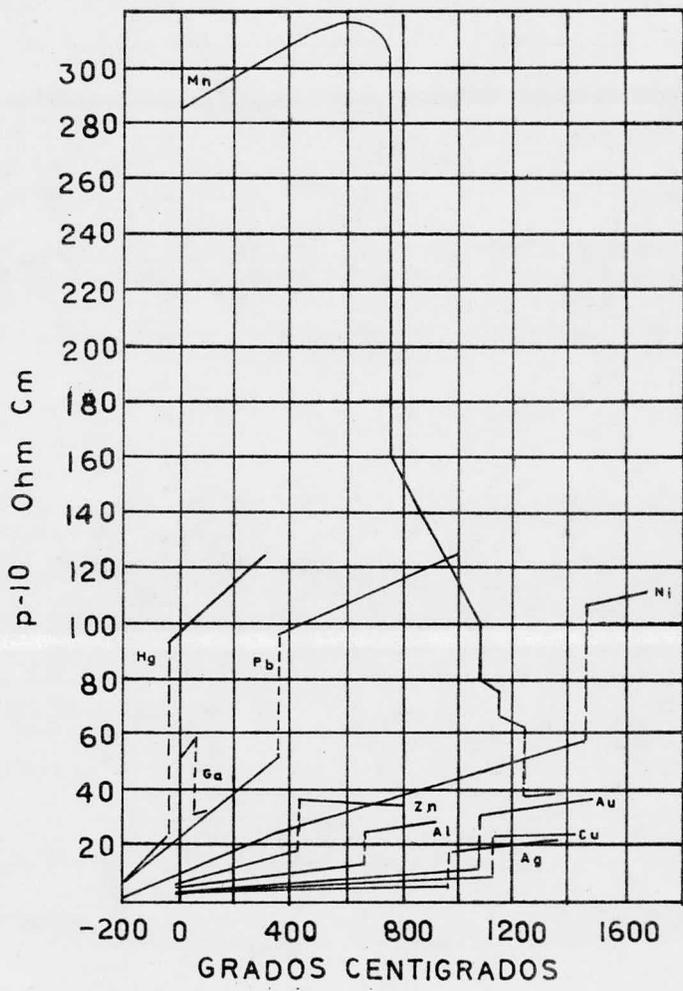
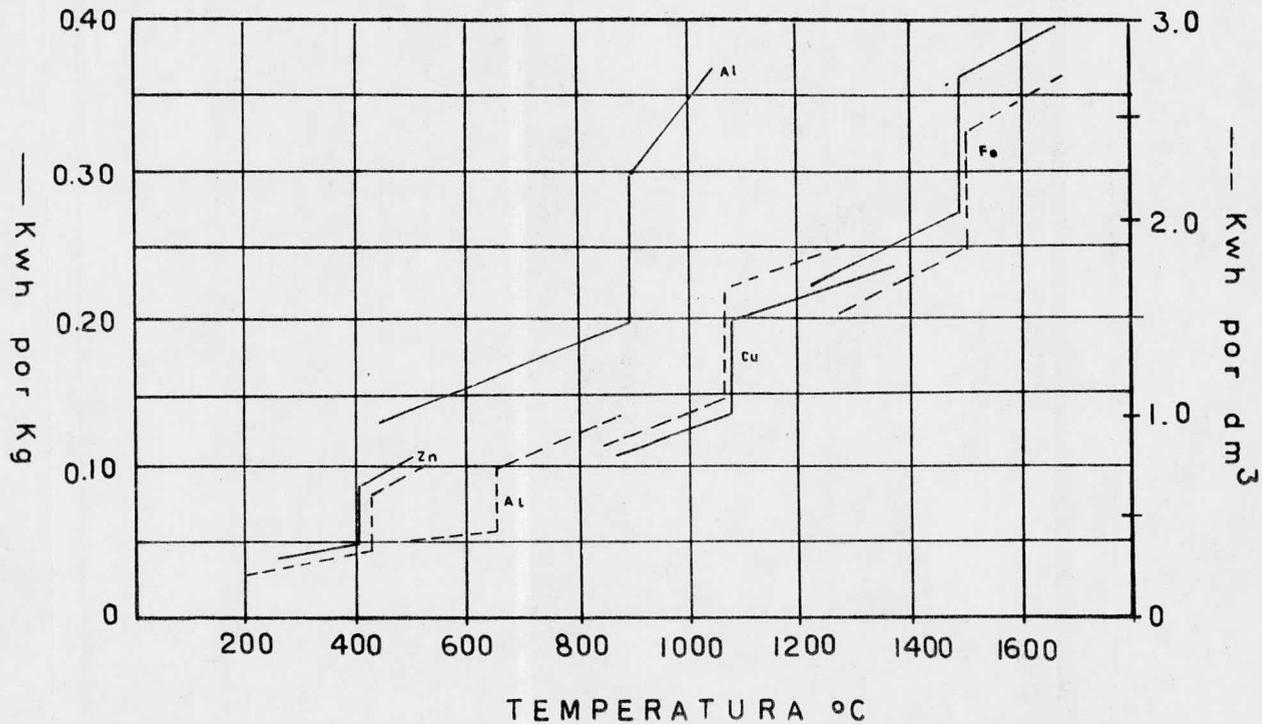


Fig. 3. Resistividad de metales puros en estado sólido y de fusión.

Fig. 4. Entalpías del zinc, aluminio, cobre y hierro, expresados en KWh/Kg y en KWh/dm^3 .



la entalpía en kilowatt-hora por unidad de volumen. La energía requerida para fundir el cobre es de 0.24 KWH/Kg a 1200°C, y 0.28 KWH/dm³ a la misma temperatura.

Los hornos de inducción de baja frecuencia, trabajan por el principio de un transformador en corto circuito. La figura (5) representa la disposición del circuito y los elementos fundamentales que lo integran. La bobina primaria (A) recibe corriente alterna de una línea de energía (50-60 ciclos por segundo); dicha bobina es de un material de gran conductibilidad eléctrica. Por el interior de sus espiras pasa el núcleo (B) formado por un paquete de chapas de poco espesor y aisladas unas de otras; estas chapas son de un acero con elevado límite de saturación magnética y poca pérdida específica de energía. El anillo (C), que rodea exteriormente a la bobina primaria, representa esquemáticamente el receptáculo que contiene el metal fundido y que se halla revestido de material refractario y no conductor de la electricidad, constituyendo la bobina secundaria del transformador. En resumen, este horno puede compararse con un transformador reductor de tensión, con primario de muchas espiras (voltage elevado e intensidad reducida) y secundario formado por una sola espira (baja tensión e intensidad muy elevada); recuerdese que el efecto Joule es proporcional al cuadrado de la intensidad.

Cuando se aplica a la bobina primaria, de n espiras, una fuerza electromotriz E_1 , circula por ella una intensidad de corriente I_1 ; simultáneamente circulará una corriente, de intensidad nI_1 , por la única espira del circuito secundario, o sea, por el anillo que forma el metal fundido, y en dirección opuesta. Dicha corriente secundaria suele ser de gran intensidad, y desarrolla en su circuito una gran cantidad de calor, con arreglo a la ley de Joule, que tiene por valor:

$$W_o = n_2 \cdot I_1^2 \cdot R_2$$

llamando R_2 a la resistencia óhmica del circuito secundario.

Si el calor así generado supera a las pérdidas térmicas del horno, la temperatura del metal irá subiendo hasta alcanzar un estado de equilibrio. La energía W_1 necesaria para mantener el baño fundido a una temperatura de trabajo constante, llamada generalmente -- potencia ineficaz, puede medirse con facilidad en los hornos provistos de aparatos automáticos reguladores de la temperatura; basta, -- para ello, fijar una determinada temperatura en el regulador y medir la energía absorbida en el watímetro o contador de wathora. El rendimiento energético del horno vendrá dado por la relación:

$$\eta = \frac{W_0 - W_1}{W_0}$$

siendo W_0 la energía total y W_1 la ineficaz. El sustraendo W_1 está constituido por las pérdidas eléctricas y magnéticas en el cobre y en el hierro del transformador, que son muy pequeñas y, además, -- por las pérdidas térmicas a través de las paredes del horno y por la boca de carga. Las pérdidas de calor a través de las paredes son función de la conductibilidad de su revestimiento refractario y del aislamiento aplicado por fuera. En las paredes habrá que introducir un gradiente de temperatura, por lo que deberá tenerse en cuenta -- una cierta pérdida de calor.

El espesor de la capa superficial del metal (carga) en donde se tiene una alta densidad de corriente, se denomina como "profundidad de penetración". En esta capa se desarrolla la mayor parte del calor por medio del cual la carga se funde.

La profundidad de penetración del flujo magnético, puede ser calculado por medio de la siguiente fórmula:

$$S = 5030 \sqrt{\frac{\rho}{f \cdot \mu}} \quad , \text{ cm}$$

en donde:

- ρ = resistencia específica de la carga; ohm/cm³
 μ = permeabilidad magnética de la carga
 f = frecuencia de la corriente conducida; ciclos/seg.

De la fórmula se evidencia que la profundidad de penetración es directamente proporcional a la raíz cuadrada de la resistencia específica e indirectamente proporcional a la raíz cuadrada de la frecuencia.

En la siguiente tabla se tienen los valores de la profundidad de penetración del flujo magnético para algunos metales.

Tabla 1. Profundidad de penetración de algunos metales en mm.

METAL	frecuencia en ciclos/seg			
	50	500	1000	10 000
Acero: sólido	2.25	0.7	0.5	0.15
líquido	71.3	21.4	15.1	4.70
Niquel: sólido	23.4	7.4	5.2	1.6
líquido	74.4	23.5	16.7	5.3
Cobre: sólido	10.0	2.9	2.1	0.67
líquido	33.4	11.0	7.5	2.3

Un gradiente algo elevado, en el refractario, prolongará bastante su duración, la cual dependerá también del metal que se funde, -- pues algunos atacan enérgicamente el refractario, mientras otros -- ejercen sobre ellos una acción más débil. Cuando se trata de metales muy corrosivos, suele ser preciso admitir mayor flujo de calor a través de las paredes, es decir, mayor caída de temperatura en -- ellas, única manera de asegurar la vida de la obra de ladrillo. Las

pérdidas de calor por la boca de carga del horno crecen con la cuarta potencia de la temperatura del metal y dependen además del tamaño de la boca y del coeficiente del baño metálico.

El horno Ajax- Wyatt, de anillo inducido vertical y encerrado, ha encontrado aplicación en la fusión de metales puros no ferrosos y sus aleaciones. Trabaja por el principio del transformador en el que un anillo de metal fundido contenido en el canal refractario -- hace las veces de secundario, mientras que el primario es una bobina adyacente conectada a la línea de potencia. En la figura (6) se representa esquemáticamente dicho horno. La bobina primaria se extiende a lo largo de la base o parte inferior del horno, y abraza un núcleo. Dicho primario y su núcleo van envueltos por un bloque refractario, que forma un canalizo de sección en V. En la parte superior este llamado anillo desemboca a la cámara del horno. El metal fundido de la cámara principal ejerce, pues, una presión estática sobre el que se encuentra en el canal, superando el efecto que en los hornos de anillo horizontal tiende a interrumpir el flujo de la corriente. Este efecto de compresión magnética consiste en la tendencia de todo conductor a contraerse, en virtud de la influencia magnética, cuando pasa una corriente por él. Su intensidad es proporcional al cuadrado de la intensidad de la corriente y resulta más sensible en los conductores de poca resistencia. Al pasar la corriente a través de un metal fundido, el referido fenómeno puede alcanzar bastante intensidad para dividir el conductor fundido e interrumpir el circuito. Los únicos medios para superar este defecto -- son disminuir la intensidad de la corriente, o aplicar una presión de signo contrario al metal fundido.

El movimiento de agitación del baño se origina, en el horno Ajax- Wyatt, por el efecto motor de una repulsión magnética que hace circular al metal. La forma en V de la sección del canal o anillo contribuye a aumentar la eficiencia de dicho movimiento.

Fig. 5. Principio del horno de inducción con canal.

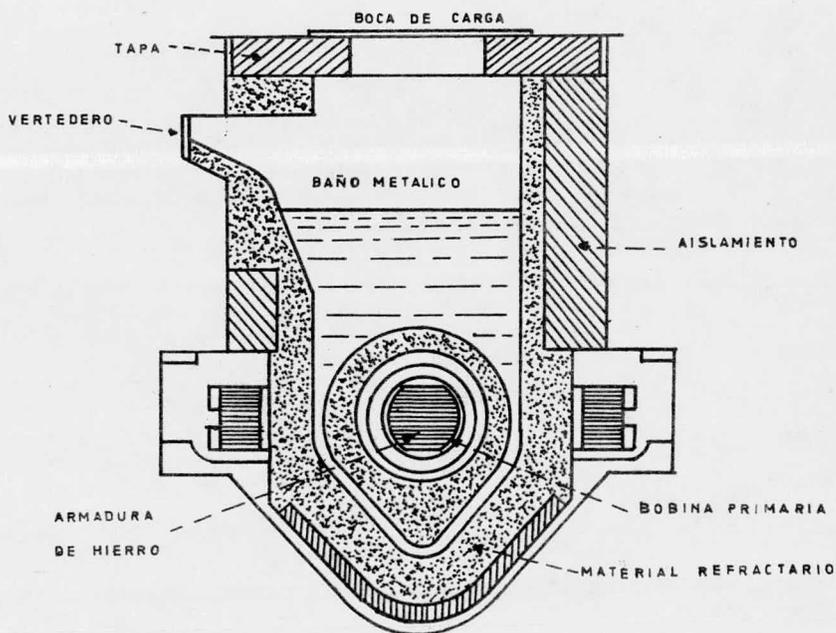
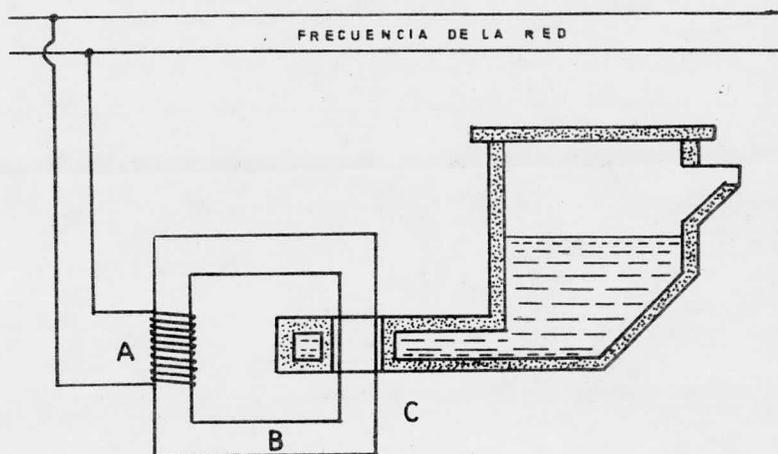


Fig. 6. Horno de inducción con canal Ajax-Wyatt.

La limitación principal de este horno reside en el enrollamiento inductor del canal y su conexión al recipiente del horno.

El horno Ajax-Wyatt no puede sangrarse del todo, y es necesario cargarlo de metal fundido cuando inicia su trabajo. Al interrumpir la producción, tiene que descargarse del todo; de lo contrario hay que suministrarle energía suficiente para mantener en estado líquido el metal del anillo. El tamaño normal del horno Ajax-Wyatt es de 60 KW (monofásico a 440 o 220 V), proyectado para contener de 450 a 520 Kg de metal (de los que se sangran de 250 a 340 Kg en cada colada). El resto se deja en el horno para llenar el anillo y cerrar el circuito a través de la única espira del secundario. La potencia -- del transformador varía entre 60 y 125 KW, con tensiones variables en el secundario. Los datos referentes al funcionamiento de este -- horno, se dan en la tabla (2).

Tabla 2. Características del horno eléctrico Ajax-Wyatt

Características	Ajax-Wyatt (75 KW)	Ajax-Wyatt (75 KW)	Ajax-Wyatt (75 KW)	Ajax-Wyatt (60 KW)
Material fundido, %	Cu 85, Sn 5 Pb 5, Zn 5	Ni 18, Cu 65	Cobre puro	Cu 75, Pb 5 Zn 25
Carga, Kg	320-364	320-364	320-364	364
Temperatura de colada, °C	1200-1250	1250-1290	1125-1175	1125-1175
Tiempo invertido en la fusión, min	70-80	75-85	85-90	60-70
Consumo de energía, KWH/ton	277	303-319	342	210-230
Duración del revestimiento, # coladas	1000	1500	500	3000
Pérdida de metal, %	0.4	0.50-0.75	Nominal	0.5-1.0

El revestimiento refractario de los hornos de inducción con canal es muy complicado y más tardado, que para otros tipos de hornos.

El sucesivo desarrollo del horno de canal ha conducido a un tipo en el cual las dos partes del horno pueden tratarse separadamente. De esta manera, se hace posible cambiar solamente el inductor, y -- también es posible revestir el horno propiamente dicho y el induc-- tor con distinto material refractario, de acuerdo con las exigencias de cada uno.

Los hornos más antiguos de inducción con canal iban revestidos - con mortero ácido apisonado. Se eligió este material de revestimiento porque, dada la forma complicada del horno, no era posible em- - plear ladrillos refractarios y también porque no era muy solicitado dicho revestimiento.

Aquellas instalaciones iban dotadas de una potencia eléctrica limitada y servían tanto para fundir, como para mantener caliente el caldo a baja temperatura. En los hornos modernos, que trabajan con mayores potencias eléctricas, el revestimiento debe durar mucho más muchos meses para que la marcha resulte económica. Por ello estos - hornos de canal, el mortero ácido apisonado no siempre es suficiente y se emplea solamente en el revestimiento de las cucharas. Sobre todo en los hornos de canal dedicados a la fusión de metales.

Solamente algunos hornos de canal con capacidad hasta cuatro toneladas se revisten aún con morteros ácido apisonado. Aunque se ha usado la tierra natural, se emplea más bien una masa sintética obtenida con granos de cuarcita aglomerados con alúmina. Se trata nor-- malmente de hornos sencillos sin inductor desmontable, en los cua-- les ambas partes se revisten en una sola operación con el revesti-- miento apisonado. En primer lugar se procede al aislamiento. Cerca del inductor, contra el revestimiento de chapa, se colocan láminas de amianto que tienen un espesor de 3 a 5 mm y, sobre ellas, lose-- tas de chamota dura o ligera, pero compacta, con un espesor de 30

a 40 mm. El mortero se apisona contra este estrato aislante mediante un martillo neumático.

En el inductor, para formar el canal, se sitúa una forma con tubo de pared gruesa o de una pieza fundida maciza que, en ocasiones, -- también puede ser de acero. En esta forma debe fijarse con un dispositivo adecuado para impedir que se mueva o se levante durante el apisonado. Para evitar una compresión excesiva del estrato apisonado, que forma el canal a causa de la dilatación de este último, la forma va revestida de material combustible, con lo que se obtiene un espacio libre para dicha dilatación. El apisonado del mortero -- plástico debe hacerse uniformemente con un pisón en forma de cuña.

Cuando se ha terminado el revestimiento del inductor, queda este sólidamente al horno y puede iniciarse el apisonado de la cavidad del horno. Con este fin se sitúa una robusta forma de chapa de acero que luego podrá ser desmontada, mientras que en el inductor se forma un estrato aislante fino, en el horno el aislamiento, debe tener un espesor superior para evitar las pérdidas de calor.

Acabado el revestimiento, hay que secar el horno, operación que dura, según sus dimensiones, de 10 a 14 días. El horno se calienta lentamente con un quemador de gas o gas-oil y la parte del canal mediante el calor inducido por la corriente eléctrica. Secado el horno (revestimiento), la temperatura se eleva hasta 1200°C , la forma del canal comienza a fundir. En ese momento, el horno debe llenarse de metal fundido hasta donde termina la parte superior del canal y, después se carga con metal sólido hasta una altura razonable.

Para fundir la porción metálica de la escoria, extraída durante la operación de trituración, se eligió el horno de inducción de baja frecuencia con canal, por la economía de su mantenimiento y operación, ya que resulta más económico que cualquier horno de combustión.

La razón fundamental de ésta fusión, es la separación de la esco

ria del baño metálico.

Los metálicos se cargan al horno, en estado sólido y, posteriormente, ya fundida la carga, se cubre la superficie del baño con una capa de grafito, con el fin de evitar la oxidación del baño, y al mismo tiempo, eliminar cualquier inicio de oxígeno que existiese en el baño metálico.

La temperatura requerida para fundir el cobre es de aproximadamente 1085°C y, la temperatura de colada es generalmente entre 1125 y 1175°C .

Una vez aislada la escoria del baño metálico, se procede a vaciar el metal fundido, hasta el nivel donde principia el canal, posteriormente se carga nuevamente y se repite la operación.

El metal fundido se vacía en moldes de hierro que tienen un revestimiento de pintura a base de grafito, con el objeto de evitar que el metal se adhiera al molde. Los lingotes de cobre se almacenan para su distribución en el mercado.



CAPITULO IV

LIXIVIACION DE PRODUCTOS COMBINADOS

A pesar de su aparente sencillez, la lixiviación es uno de los métodos más complejos. Estos comprenden diversos métodos de purificación y precipitación. La hidrometalurgia del cobre se refiere a los procesos por medio de los cuales, el cobre que se encuentra en el material a lixiviar se disuelve en un medio acuoso y posteriormente se separa por precipitación química o electrolítica.

Para hacer pasar el cobre a la solución, existen varios métodos tales como: lixiviación de escombreras, lixiviación en montones, lixiviación en tinajas con infiltración de las soluciones (percolación) y lixiviación por agitación.

Cualquiera de los métodos anteriores de lixiviación de cobre, dependen de cuatro factores:

- 1) Tamaño a que debe molerse el material a lixiviar.
- 2) Composición y concentración del disolvente.
- 3) Tiempo de contacto.
- 4) Temperatura del disolvente.

De las técnicas de lixiviación enunciadas, la más adecuada para lixiviar la escoria de cobre, es la lixiviación por agitación. Se ha escogido ésta técnica por la escasez de tonelaje de escoria y por la necesidad de rapidéz en el tratamiento.

En el proceso de lixiviación por agitación se mantienen en suspensión las partículas finamente divididas por medio de agitación -

neumática o mecánica. La operación se puede realizar en forma contínua o en "bacheo". En el último caso, la solución y el material se agitan juntos en un tanque hasta que se obtenga la solución óptima. En realidad la única diferencia entre los dos casos es la forma de alimentar los tanques, en el primer caso se usa un circuito central y en el último se usan una serie de circuitos individuales.

Para la lixiviación por agitación se requiere una molienda menor de 60 mallas, éste tamaño de partícula proporciona una mayor superficie de contacto entre el disolvente y la escoria.

La elección del disolvente que ha de emplearse, depende de la solubilidad del cobre contenido en la escoria y las impurezas de la misma.

Como disolventes se han propuesto los siguientes reactivos por orden de importancia:

- 1) Acido sulfúrico
- 2) Sulfato férrico
- 3) Amoníaco y carbonato amónico
- 4) Anhídrido sulfuroso
- 5) Cloruro férrico
- 6) Cloruro cúprico
- 7) Acido clorhídrico
- 8) Cloro
- 9) Acido nítrico

Un disolvente ideal para la lixiviación de cobre deberá reunir las siguientes características:

- A) Ser barato y abundante.
- B) Poseer una acción selectiva.
- C) Ser susceptible de regenerarse fácil y económicamente.
- D) Ser eficaz en soluciones frías y diluidas.

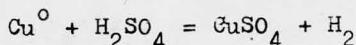
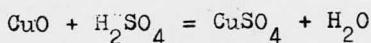
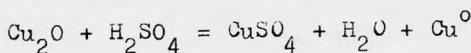
El ácido sulfúrico se emplea más comunmente hoy en día, debido a

su eficiencia como disolvente, y en parte a que es fácil de conseguir y de bajo costo, además de su facilidad para regenerarse y ser bajas las pérdidas durante el proceso.

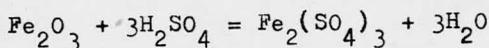
El ácido sulfúrico se emplea en soluciones diluídas, entre 1 y 5%, y ejerce una acción selectiva respecto al cobre cuando se encuentra en forma de óxidos y cobre metálico, aunque disuelve algunas impurezas.

En la lixiviación de cobre no se debe neutralizar completamente éste ácido, debido a la necesidad de tener un mínimo de ácido libre para obtener buenos resultados en el departamento de electrólisis.

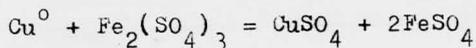
Las reacciones que se llevan a cabo durante la lixiviación de los productos combinados, son las siguientes:



Es indeseable que la escoria contenga mucho fierro, ya que éste, aunque sea lento, se disuelve según la reacción:



aumentando el consumo de ácido, además, el sulfato férrico producido, cuando se encuentra en exceso perjudica la electrodeposición, porque redisuelve al cobre depositado en el cátodo y reduce el rendimiento de la corriente.



Es necesario que la solución lixiviante contenga fierro (II), --

por dos importantes razones:

- a) Por su acción despolarizante, reduciendo notablemente el voltaje de depósito catódico.
- b) Evita la peroxidación y desintegración de los ánodos de plomo.

Generalmente el término "tiempo de contacto", se refiere tan sólo al tiempo durante el cuál el material está en contacto con el líquido lixiviante, también es cierto que el tiempo de contacto está en función de la concentración de la solución. Comunmente el tiempo de contacto en la lixiviación por agitación es de horas.

La temperatura de la solución es un aspecto importante, porque depende del tipo y composición del material a lixiviar. Tomando en cuenta que el cobre se encuentra presente en la escoria como óxido cúprico (CuO), óxido cuproso (Cu_2O) y cobre metálico (Cu^0), es necesario recurrir a los datos experimentales de cada uno de ellos. En la tabla (3) se dan los parámetros óptimos de lixiviación para cobre metálico y sus óxidos:

Tabla 3. Parámetros de lixiviación de cobre y sus óxidos.

Comp.	Disol.	Conc.	Mallas	Temp.	Extracc.	Tiempo (min)
Cu^0	H_2SO_4	1%	-60 +200	amb.	100%	30
CuO	H_2SO_4	1%	-60 +200	amb.	98%	120
Cu_2O	H_2SO_4	5%	-60 +200	amb.	100%	120

La lixiviación se efectúa en tanques pachuca de fondo cónico provistos con agitación mecánica, donde se añade la cantidad de ácido sulfúrico (35 a 48 Kg/ton) cuyo peso exacto se determina en función del tanto por ciento de sólidos y cobre contenido. El tiempo requerido para lixiviar los productos combinados por agitación oscila -- entre 3 y 4 horas, pasadas las cuales, la pulpa se envía a un siste

ma de lavado por decantación a contra corriente (DCC).

En el lavado DCC se carga agua limpia al circuito como lavado final antes de desechar los sólidos lixiviados. El agua de lavado asciende por el circuito, recuperando sales solubles durante su recorrido, en tanto que el residuo desciende por el circuito a contra corriente con el agua de lavado, y haciéndose cada vez más pobre en sales solubles. La obtención de éste resultado ideal sería, desechar un residuo que no contuviera absolutamente nada metal soluble. La obtención de éste resultado ideal no es factible, y toda planta de lixiviación resiente en distinto grado "pérdidas de solubles".

En el proceso de lavado DCC, se mueven tanto el líquido como el material lixiviado, aunque en direcciones opuestas.

En los sistemas de agitación, se puede lograr consistencia uniforme volviendo a convertir la carga en pulpa entre cada etapa de lavado DCC.

Existen tres principios generales de lavado:

1) Para cualquier sistema cíclico equilibrado de lixiviación, la cantidad de agua que puede usarse se limita a la cantidad que, como humedad, se descarga en las colas finales, más la cantidad evaporada por ciclo, menos la cantidad de humedad que entra al sistema junto con el material lixiviado. Si se requiere mayor cantidad de agua de lavado para obtener colas satisfactorias, será necesaria mayor evaporación o desechar algo de solución.

2) Para cualquier cantidad de solución y cualquier número de lavados, la extracción máxima se obtiene cuando se decantan cantidades iguales de solución, en cada operación.

3) Un volumen total dado de lavado, rinde la extracción máxima cuando se divide entre el mayor número práctico de lavados individuales.

Después del lavado de la agitación, el asentamiento rara vez mejora la proporción de 1:1, o sea de 50% de humedad. Esta humedad re

sidual generalmente se puede reducir a 25% aproximadamente por filtración.

En general la eficiencia de un sistema DCC depende de:

A) Asentamiento del drenado inferior de cada espesador a la -- densidad máxima posible.

B) Obtención de una mezcla perfecta del disolvente y las lamass --
prévia a cada asentamiento.

C) Número de espesadores en serie.

En el lavado DCC se pueden calcular las extracciones teóricass --
se considera: a) un número dado de espesadores; b) la composición --
de la solución o la cantidad de material que se va a tratar por la--
vado; c) relación fina de asentamiento; d) cantidad conveniente ad--
misible de solución que pueda descargarse con las colas.

En la práctica se pueden obtener resultados muy aproximados a --
los teóricos, siempre y cuando que las distintas mezclas de lamass --
solución sean completas, y siempre que la proporción de la solución
a sólidos sea uniforme. Las variaciones o irregularidades en las --
consideraciones anteriores, tienen como resultados las diferencias
correspondientes entre los resultados teóricos y reales.

El método para estos cálculos consiste en igualar el material di--
suelto que entra y el que sale de cada espesador y hacer una serie
de ecuaciones simultáneas, una para cada espesador.

Puesto que se conoce la cantidad de material disuelto que entra
al primer espesador, y puesto que el agua de lavado que entra en el
último espesador no contiene nada de material disuelto, las ecuacio--
nes pueden resolverse fácilmente, dando la cantidad de metal disuel--
to recuperado por espesador, la concentración de solución también --
para cada espesador y la recuperación final total. Se pueden hacer
cálculos para varios diagramas de flujo, incluyendo filtros, y ta--
les cálculos después de prueba en pequeña escala para determinar --

Datos para la figura (7).

Suposiciones:

1. La pulpa de agitación que será lavada, libre de sales disueltas.
2. 15 toneladas de sales insolubles, por 24 horas.
3. 10 toneladas de sales disueltas, por 24 horas.
4. Solución concentrada de derrame del primer espesador que contenga aproximadamente 9% de sales disueltas.
5. Insoluble asentado en proporción de 2:1 (agua a sólidos).
6. Pérdida máxima de insolubles que no sea mayor de 2% de las sales disueltas, es decir, recuperación de 98% o más.

Cálculos de tonelajes de flujo:

1. Derrame del primer espesador: 98% de 10 = 9.8 toneladas de sales disueltas, 9% o $9.8/0.09 = 109$ toneladas de solución total, $109 - 9.8 = 99.2$ toneladas de agua.

2. Derrame inferior de todos los espesadores: $15 \cdot 2 = 30$ toneladas de agua.

3. Carga de alimentación al primer espesador: $100 + 30 = 130$ toneladas de agua. El derrame superior de los demás espesadores será, entonces, de 130 toneladas de agua.

4. Con la fórmula $R = 1 - \left(\frac{D}{W}\right)^N$, se determina el número de espesadores:

$$\begin{aligned} R &= 1 - (30/130)^N \\ &= 1 - (0.23)^N \end{aligned}$$

Si $N=2$, la recuperación será: $1 - (0.052)(100) = 94.71\%$

Si $N=3$, la recuperación será: $1 - (0.0122)(100) = 98.78\%$

∴ $N=3$.

5. Si se derraman 100 toneladas por la parte superior del primer espesador y 30 toneladas de agua abandonan el sistema con los lodos finales, se tendrán que agregar 130 toneladas de agua de lavado.

Cálculos de concentraciones de soluciones y recuperaciones:

1. Sean X, Y, Z las cantidades de sales disueltas en kilogramos por tonelada de agua en los espesadores respectivos.

2. Igualando las sales disueltas que salen y las que entran en cada unidad:

$$100X + 30X = 130X + 10\ 000$$

$$130Y + 30Y = 130Z + 30X$$

$$130Z + 30Z = 30Y$$

3. Resolviendo por sustitución:

$$160Z = 30Y$$

$$Z = 0.1875Y$$

$$160Y = 24.38Y + 30X$$

$$Y = 0.2212X$$

$$130X = 28176X + 10\ 000$$

$$X = 98.775$$

$$Y = 21.819$$

$$Z = 4.097$$

4. La recuperación es igual a las toneladas de derrame superior X por el valor de X, o sea $98.775 (100) = 9,877.5 \text{ Kg.}$

5. La pérdida es igual a las toneladas (T) de derrame inferior del espesador Z por el valor de Z, es decir $4.097 (30) = 122.9 \text{ Kg.}$

Total considerado = 10,000.4 Kg.

Error debido a decimales = 0.4 Kg.

Carga de alimentación al sistema = 10.000 Kg.

6. Eficiencia de lavado $9,877.5/10,000 = 98.78\%$.

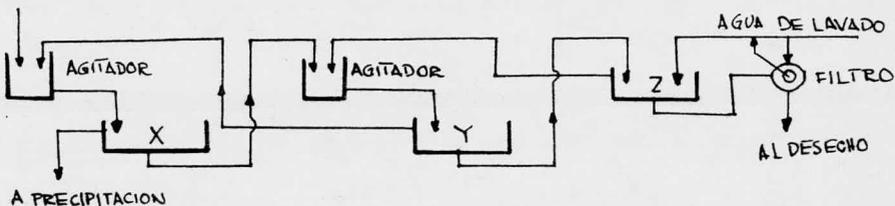


Fig 8. Diagrama de flujo de un sistema DCC con dos etapas de disolución y un filtro al final del sistema.

Datos para la figura 8.

Suposiciones:

1. Se requiere agitación en soluciones concentradas y débiles a fin de disolver materiales solubles.
2. Tratamiento de 50 toneladas de sólidos, de los cuales, 8 toneladas se disuelven en un número A de agitadores y 2 en un número B de agitadores.
3. La solución concentrada del derrame superior del primer espesador contendrá aproximadamente 9% de sales disueltas.
4. El asentamiento de insolubles será en relación de 1.75:1 (agua a sólidos) en solución concentrada y 2:1 en solución débil.
5. La pérdida máxima no deberá ser mayor de 2% de las sales disueltas.
6. Con lavado en proporción de 2:1 al material filtrado (2 toneladas de agua de lavado por 1 tonelada de humedad en la torta), el desplazamiento de solubles es de 80%.

7. La humedad de la torta del filtro es de 40%.

Cálculo de tonelajes de flujo:

1. Derrame superior del primer espesador, 98% de 10 = 9.8 toneladas de sales disueltas = 9%, o sea $9.8/0.09 = 109$ toneladas en -- total, $109 - 9.8 = 99.2$, es decir 100 toneladas de agua aproximadamente.

2. Derrame inferior del primer espesador, $17(1.75) = 30$ toneladas de agua, derrame inferior de otro espesador $15(2) = 30$ toneladas de agua.

3. Carga de alimentación al primer espesador, $100 + 30 = 130$ toneladas de agua; el derrame superior del segundo espesador y del -- tercero es el mismo.

4. Si el derrame superior del primer espesador es de 100 toneladas de agua, y salen del sistema 10 toneladas de agua junto con la torta del filtro, se tiene que añadir por lo tanto 110 toneladas de agua de lavado.

5. El agua de la torta del filtro es $15(40/60) = 10$ toneladas.

6. El filtro es $30 - 10 = 20$ toneladas; agua de lavado en proporción de 2:1 = $10(2) = 20$ toneladas; el resto del agua de lavado es $110 - 20 = 90$, que se deben suministrar con la carga de alimentación del último espesador.

7. Con la fórmula $R = 1 - (D/w)^N$, se calcula el número de espesadores requeridos:

$$\begin{aligned} R &= 1 - (30/130)^N \\ &= 1 - 0.23^N \end{aligned}$$

Si $N=2$, la recuperación será: $1 - 0.052(100) = 94.71\%$

Si $N=3$, la recuperación será: $1 - 0.0122(100) = 98.78\%$

∴ $N = 3$.

Cálculo de concentraciones de soluciones y recuperaciones:

1. Sean X, Y y Z, las cantidades de kilogramos de sales disueltas por tonelada de agua en los espesadores respectivos.

2. Considérese al filtro como dos máquinas, F y G, es decir, la primera máquina corresponde a la acción del filtro durante el período de la formación de la torta, y la segunda a la parte del ciclo en que se verifica el lavado.

3. Sea F la cantidad en kilogramos de solubles por tonelada de agua contenidos en la torta del filtro, antes del lavado. Sea G la cantidad de kilogramos de solubles por tonelada de agua contenidos en el mismo producto después del lavado.

4. Igualando las sales disueltas que salen y las que entran en cada unidad:

$$100X + 30X = 130Y + 8,000$$

$$130Y + 30Y = 130Z + 2,000 + 30X$$

$$130Z + 30Z - 30Y - 20Z = (10)(0.8F)$$

$$10F - 20F = 30Z$$

$$10G + (10)(0.8F) = 10 F$$

5. Simplificando las dos últimas ecuaciones:

$$10G = 2F$$

$$G = 0.2F$$

$$30F = 30Z$$

$$F = Z$$

6. Resolviendo por sustitución:

$$G = 0.2Z$$

$$160Z = 30Y + 20Z + 8Z$$

$$132Z = 30Y$$

$$Z = 0.2273Y$$

$$160Y = 29.55Y + 2,000 + 30X$$

$$Y = 15.33 + 0.23X$$

$$100.1X = 9,992.9$$

$$X = 99.83$$

$$Y = 38.29$$

$$Z = F = 8.70$$

$$G = 1.74$$

7. La recuperación es igual a las toneladas de derrame superior del espesador X por el valor de X, o sea, $99.83(100) = 9,983$ Kg.

8. La pérdida es igual a las toneladas de agua de la torta del filtro por el valor de G, es decir, $1.74(10) = 17.4$ Kg.

Total considerado: 10,004 Kg.

Error por decimales: 4 Kg.

Carga de alimentación al sistema: 10,000 Kg

9. Eficiencia de lavado: $9.983/10,000 = 99.83\%$

En los cálculos de eficiencia de lavado DCC, se supone que el líquido contenido en las lamas y el líquido de lavado se han mezclado perfectamente antes que dichas lamas, ya vueltas a convertirse en pulpa, entren al siguiente espesador. Si no se verifica esto, los sólidos se pueden asentar en masa en el siguiente espesador, arrasando grandes cantidades de líquido concentrado original. Esto reduce la eficiencia de lavado. Algunos materiales, debido a su estructura porosa, realmente absorben solución, y se requiere mezclado largo y completo para que la solución se mezcla con la solución concentrada absorbida.

Esta falta de mezclado completo es la causa, en la mayoría de los casos, de que los resultados reales de operación sean inferiores a la eficiencia teórica. Donde operan espesadores para obtener lamas de consistencia uniforme, y en que el mezclado es adecuado,

se pueden lograr las mismas eficiencias teóricas de lavado calculadas. En caso de haber dificultades al volver a convertir la pulpa, se deberá usar un acondicionador de pulpas entre cada espesador de la serie DCC.

Una vez terminado el lavado DCC, debe tenerse cuidado en la composición de la solución, la cual deberá tener 30 g/l de cobre, 150-200 g/l de ácido sulfúrico y como máximo 8 g/l de fierro total. Esta solución se distribuye a las celdas electrolíticas, donde hará cierto recorrido a través de ellas. A partir de ésta solución (electrolito) se extrae el cobre contenido como se indica en el siguiente capítulo.

CAPITULO V

ELECTROLISIS DE PRODUCTOS COMBINADOS

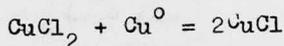
Para la recuperación del cobre contenido en las soluciones provenientes de la lixiviación, existen dos tipos principales de precipitación: precipitación química y precipitación electrolítica.

Los métodos más comunes de precipitación química son los siguientes:

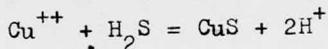
1. Precipitación por medio del hierro (cementación).



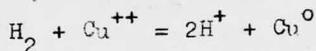
2. Precipitación en forma de cloruro cuproso.



3. Precipitación con ácido sulfhídrico.



4. Precipitación con hidrógeno elemental.



La precipitación electrolítica usando ánodos insolubles, es el método más convenientemente empleado para la precipitación de cobre a partir de soluciones sulfatadas. Entre las ventajas del método, - la más importante, es que se obtiene un producto que es igual en pu

reza al cátodo de cobre refinado.

Las principales diferencias entre la electrorefinación y el electrobeneicio, son las siguientes:

- A) Que al no emplearse ánodos de cobre, no se forman lodos anódicos.
- B) El cobre en el electrólito procede de la instalación de lixiviación, que está en conexión de las cubas electrolíticas, y debido a que no se disuelve cobre de los ánodos, el electrólito se empobrece en cobre y aumenta su contenido en ácido libre, contrario de lo que ocurre en el ciclo de lixiviación, donde se consume ácido y se disuelve el cobre.
- C) El rendimiento de la corriente es menor por ser más elevado el voltaje, y la energía consumida por unidad de área de cátodo de cobre es mucho mayor. La densidad de corriente es menor que la que se necesita en la electrorefinación y la resistencia del electrólito es mayor.
- D) Las impurezas concentradas en el electrólito son diferentes de las que aparecen en los electrólitos de refinación.

Al contrario de lo que ocurre con el flujo de electrones a través de un alambre, la corriente que atraviesa el electrólito no lo hacen con el mismo principio, pues el movimiento de los iones se debe totalmente al fenómeno de difusión.

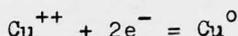
Por cada 96,500 coulombs que atraviesan la celda electrolítica, tanto en el cátodo, como en el ánodo, se transforma químicamente un equivalente gramo de material.

El voltaje total necesario para una celda electrolítica, es la suma algebraica de varios elementos. Estos comienzan con el suministro de corriente alterna a la planta electrolítica, continúan con la conversión de ésta energía a corriente directa por medio de un rectificador, la resistencia de los distintos contactos, la resis-

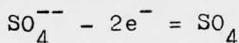
tencia de los ánodos, diversas reacciones en los ánodos y la resistencia propia del electrólito, siguen después las reacciones catódicas, la resistencia de los cátodos y la resistencia de los diferentes contactos que completan el circuito. Se menciona una suma algebraica porque no todos los elementos afectan al voltaje en el mismo sentido. En cualquiera de los dos electrodos puede actuar la polarización para aumentar el voltaje de la celda y la despolarización para reducirlo.

En el electrobeneficio, las reacciones netas de la celda son reacciones equivalentes de oxidación y reducción, pero en éste caso -- son usados los ánodos insolubles, y la oxidación y reducción no suceden en equivalentes del mismo material. El origen del electrólito debe ser una solución capaz de resistir dichas reacciones.

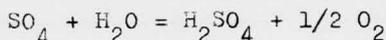
Específicamente para el electrobeneficio de cobre de una solución sulfatada, el sulfato de cobre debe resistir las reacciones de oxidación y reducción. Esto representa la condición ideal sin complicación de impurezas que podrían estar presentes con el sulfato de cobre en solución. Si el sulfato de cobre es considerado para -- ionizar tanto iones Cu^{++} como iones SO_4^{--} , la reacción en el cátodo es:



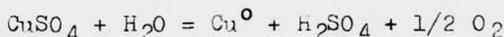
y la reacción en el ánodo es:



el radical sulfato no es estable, e inmediatamente reacciona con el agua del electrólito formando ácido sulfúrico y oxígeno:



y, por lo tanto, la reacción total de la celda es la siguiente:

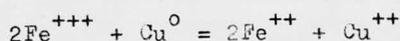
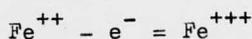


Notaremos que en la descomposición electrolítica de una solución de sulfato de cobre, la solución será agotada de un equivalente de cobre por cada equivalente de cobre depositado en el cátodo, la solución será enriquecida por la formación de un equivalente de ácido sulfúrico, y un equivalente de oxígeno que será liberado en el - - ánodo.

El oxígeno liberado en los ánodos da lugar al fenómeno de polarización. La polarización se debe a los gases que se acumulan en las superficies de los ánodos, ya que dichos gases no se liberan en el instante de su formación debido a fenómenos de adsorción, así como a la lentitud de la formación de burbujas, por lo tanto, los dos -- electrodos actúan como electrodos gaseosos y desarrollan una fuerza electromotriz opuesta a la del generador. Dos factores que contribuyen a bajar el sobrevoltaje producido por la polarización, son la - densidad de corriente más baja, y una temperatura de electroliza- ción relativamente alta.

Algunas impurezas en solución pueden afectar en la electrólisis, los más comunes en soluciones lixiviadas son el fierro (III), los - nitratos, el molibdeno y los cloruros.

En algunas ocasiones es necesario emplear el fierro (II) para la despolarización, pero no es conveniente, debido a que el fierro (II) se oxida a fierro (III) por la presencia de oxígeno, y éste es un - compuesto indeseable por disolver el cobre del cátodo, según las si guientes reacciones:



El efecto nocivo de los nitratos en solución es debido a su habi lidad para asistir en la oxidación de ión ferroso a ión férrico. El daño es más pronunciado cuando pequeñas cantidades de molibdeno es-

tán presentes en solución. El molibdeno actúa como un catalizador para la reacción. El efecto nocivo de los cloruros en la electrólisis, es normalmente debido a la corrosión de los ánodos, puede también resultar en la liberación de cloro en la atmósfera de la sección de electrólisis.

Existen dos sistemas de conexiones, en el primero, los ánodos y los cátodos se conectan en paralelo, entre dos barras colectoras pesadas, que están montadas a los lados de la cuba electrolítica, y las cubas están conectadas en serie, éste tipo de conexión es conocido con el nombre de "sistema múltiple" representado en la figura 10. El otro sistema de conexión llamado "sistema en serie", los electrodos están conectados con la barra en serie, y tan sólo los extremos están conectados con la barra colectora principal, los restantes tienen sólo carácter de intermedios, dicho sistema está representado en la figura 9.

La recuperación electrolítica de cobre a partir de soluciones de lixiviación utiliza comúnmente el sistema múltiple. La corriente directa genera un equivalente de ácido sulfúrico por cada equivalente de cobre que se recupera; como el ácido se recupera inmediatamente, la solución se puede volver a usar en la lixiviación, tan pronto como ha salido de las celdas de electrólisis, formando así un circuito cerrado.

Generalmente los electrodos son cuadrados, y se colocan en los tanques a una distancia de 10 cm de centro a centro de los cátodos. Los tanques están contruídos de hormigon armado, recubiertos interiormente de plomo con 3-6% de antimonio, para aumentar su rigidez, teniendo una vida media de 26 años, requiriendo reparaciones poco importantes. Los tanques miden generalmente 3.5 metros de largo, 1.1 metros de ancho y 1.1 metros de profundidad. Un tanque con estas dimensiones, tiene una capacidad para 30 ánodos y 29 cátodos.

Los ánodos y los cátodos van suspendidos en el baño alternativa-

mente, en éste caso todos los ánodos se apoyan con sus orejetas, en la barra conductora colocada en el borde del baño, por toda la longitud de éste último, y todas las varillas catódicas se apoyan en otra barra conductora dispuesta en el borde opuesto del baño. Así - después, todos los ánodos y cátodos de un baño están conectados en paralelo en el circuito eléctrico, dicho arreglo se muestra en la --- figura 12.

La densidad de corriente más común es de 2.1 ampers por dm^2 de - área de cátodo, lo cuál significa que se suministrarían aproximáda- mente 10,000 ampers.

Las corrientes de baja densidad dan lugar a la formación de depó- sitos adherentes de grano fino, y las corrientes de alta densidad a otros de carácter poroso, de grano grueso y no adherentes.

Se debe seleccionar cuidadosamente la densidad de corriente para equilibrar varios factores, pero en general, el depósito lento con densidades bajas favorece las condiciones del depósito catódico fi- nal y mejora la eficiencia de la corriente.

La tensión que se requiere para éste tipo de condiciones es nor- malmente entre 1.8 y 2.1 volts por celda (diez veces mayor que en - la refinación de cobre).

La eficiencia de corriente debe ser mayor de 85%. Las pérdidas - de corriente se deben a varios factores que anteriormente se enun- ciaron.

Alto ácido y una concentración de cobre alta, conducen a una alta conductividad, y a la vez, permiten un gran agotamiento de cobre por unidad de solución lixiviada sin afectar inversamente la eficiencia de amperaje. Sin embargo en consecuencia de las complicaciones del ciclo de la lixiviación, tales como el lavado efectivo, problemas - de corrosión, y del mismo modo, la alimentación a las celdas de - - electrolización raramente contiene más de 35 g/l de cobre. Un agota- miento de cerca del 40% en el contenido de cobre es afectado en la

electrólisis.

La composición del electrólito se mantiene a 35 g/l de cobre y de 150 a 200 g/l de ácido sulfúrico. La temperatura del electrólito debe ser de 50°C más o menos, calentado mediante vapor.

Los cátodos se extraen de los tanques electrolíticos cuando llegan a un peso aproximado de 45 Kg (10 a 12 días de cultivo). Los cátodos extraídos se funden y moldean antes de salir al mercado.

Existen dos métodos para hacer circular el electrólito, uno de ellos consiste en hacerlo pasar directamente a los tanques desde los depósitos subterráneos, donde se calienta la solución; el otro método consiste en hacerlo pasar a un depósito superior de distribución, desde el cuál se reparte a los demás por gravedad, éste último es el más aceptado por ser el más económico.

El electrólito procedente de los tanques calentadores se suministra por gravedad a las tuberías y se distribuye por las celdas. El electrólito se vacía de las celdas por el sistema de canales y tuberías, se envía por gravedad, a los tanques colectores de donde por medio de bombas acidoresistentes se suministra a los tanques de lixiviación.

La circulación se efectúa enviando el electrólito a cada baño -- por separado, o disponiendo los baños en forma de cascada y haciéndolos fluir sucesivamente por gravedad a través de los baños. El primer sistema asegura una temperatura más uniforme del electrólito contenido en los baños y un funcionamiento más regular de éstos últimos; sin embargo, el sistema de tuberías es más complicado. Suele practicarse el suministro del electrólito por arriba y la evacuación del mismo por abajo.

Cualquiera que sea el método empleado, debe cumplir con dos requisitos, el primero es mantener una temperatura constante, y el segundo, es la de proporcionar una rapidéz de flujo del electrólito de 10 a 12 litros por minuto.

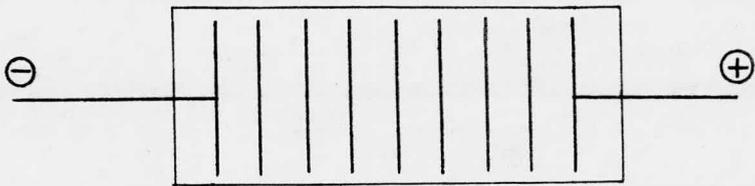
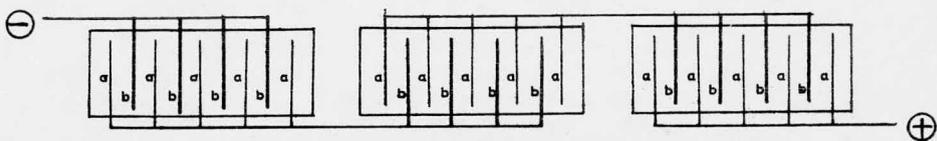


Fig. 9. Sistema de conexión en serie



a Anodo

b Cátodo

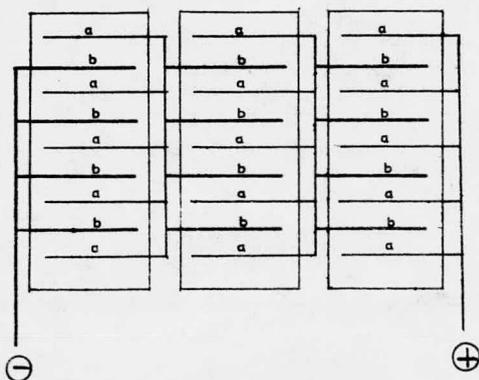


Fig. 10. Sistema de conexión múltiple.

El electrólito agotado que sale de las celdas, contiene aproximadamente 20 g/l de cobre y de 180 a 230 g/l de ácido sulfúrico.

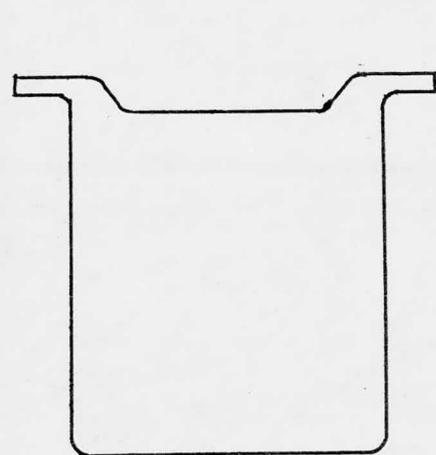
Las láminas iniciales se producen mediante un proceso semejante a la electrorefinación, es decir, se usan ánodos solubles de cobre vaciado, y una chapa laminada de cobre de 6.4 mm de espesor como cátodo, en el llamado tanque de desnudación.

La chapa laminada se engrasa cuidadosamente, para impedir que el cobre depositado se adhiera a ella. El electrólito usado en éste caso contiene de 35 a 45 g/l de cobre y de 130 a 160 g/l de ácido sulfúrico, a una temperatura de 55°C, la densidad de corriente varía entre 1.5 y 1.7 ampers por dm^2 y la tensión por celda se mantiene a 0.21 volts. El tiempo de estancia de los cátodos en el tanque de desnudación es de 24 horas, después de las cuáles, se extraen los cátodos y se separan las láminas de cobre depositado, mediante una ranura a 6.4 mm del extremo superior de la matriz (chapa de cobre). Dicha lámina puede pesar más de 4 kg, y se hace algo mayor que el ánodo insoluble, con el objeto de compensar el aumento de corriente en torno a los extremos de los electrodos, que de otro modo, formarían nódulos en los extremos de éstos.

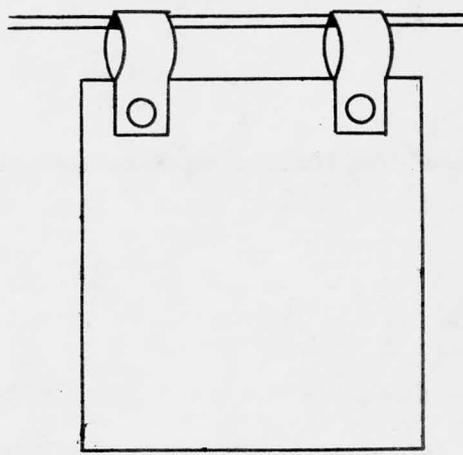
Una vez desprendida la capa depositada en la matriz, se recorta, se plancha y se le provee de asas o ganchos para ser suspendida de una varilla de cobre puro de 2.5 cm de diámetro, cuyos extremos están achatados para establecer un buen contacto con las barras colectoras del depósito.

Las láminas recortadas y planchadas miden generalmente menos de 1 metro de ancho y 1.10 metros de largo, de los cuáles quedan sumergidos aproximadamente 95 cm, como se muestra en la figura (11b).

Se estima que el 15% de la producción de láminas iniciadoras se destina a tiras enrolladas o arillos, matrices a las que no se les quitan láminas y desperdicios. Las tiras son de 51 cm de largo y -



(a)



(b)

Fig. 11. Electrodo: (a) ánodo (b) cátodo

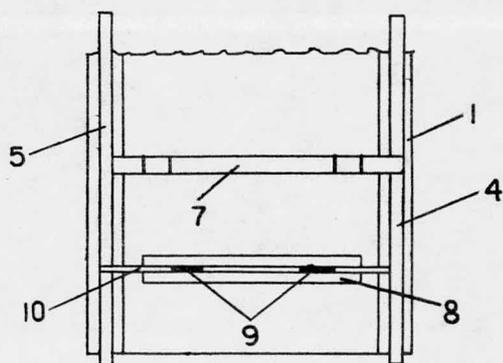
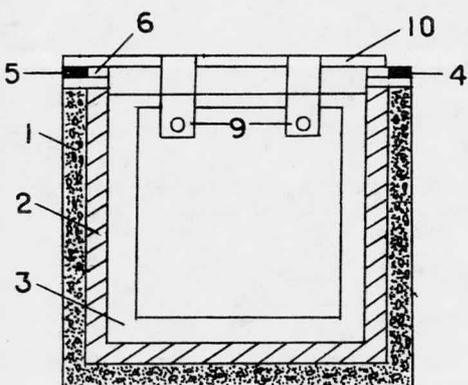


Fig. 12. Esquema del baño electrolítico: 1. cuerpo del baño; 2. capa ácidoresistente; 3. electrólito; 4. barra para ánodo 5. barra para cátodo; 6. aislador de apoyo; 7. ánodo; 8. hoja de partida; 9. orejeta de cátodo; 10. varilla de cátodo.

10 cm de ancho, se dejan 5.1 cm en los extremos de las láminas iniciales para engraparlos, quedando los arillos y las grapas debajo del nivel de la solución.

Los ánodos insolubles generalmente son de una aleación de plomo-antimonio (6 a 8%), de 87 cm de ancho y 95 cm de largo, con un espesor de 1.25 cm, pesando normalmente 100 Kg.

Los ánodos insolubles se funden y se vacían en moldes de acero, de tal manera que tengan fuertes salientes, que sirven como sosten y deben estar achatadas para establecer un buen contacto con las -- barras colectoras del depósito, como se muestra en la figura (11a).

Cálculos requeridos en la instalación de electrólisis.

Base: 50 tons/mes.

Gruesos (+60 mallas) 23% peso 53.15% Cu

23 --- 100%

X_1 --- 53.15% $X_1 = 12.22\%$ Cu

Medios (-60 +100 mallas) 20% peso 22.73% Cu

20 --- 100%

X_2 --- 22.73% $X_2 = 4.55\%$ Cu

Finos (-100 mallas) 23% peso 19.01% Cu

23 --- 100%

X_3 --- 19.01% $X_3 = 4.37\%$ Cu

Contenido total de Cu = $X_1 + X_2 + X_3 = 21.14\%$. Suponiendo que el

contenido total medio es de 20% Cu, entonces:

$$(50 \text{ tons/mes de prod. combs.})(20\%) = 10 \text{ tons/mes de Cu.}$$

Tomando en cuenta los cálculos obtenidos en el capítulo de lixiviación, se tiene una eficiencia de 99.83%, por tanto:

$$(10 \text{ tons/mes de Cu})(99.83\%) = 9.983 \text{ tons/mes de Cu.}$$

Flujo del electrólito = 12 lts/min.

Composición del electrólito = 35 g/lit de cobre.

40% de Cu se deposita.

$$(35 \text{ g/lit de Cu})(40\%) = 14 \text{ g/lit de cobre.}$$

∴ se deposita 14 g/lit de Cu.

$$14 \text{ g Cu} \text{ --- } 1 \text{ lt}$$

$$X \text{ --- } 12 \text{ lt/min} \quad X = 168 \text{ g/min de Cu}$$

$$168 \text{ g/min de Cu} \text{ --- } 20\%$$

$$X \text{ --- } 100\% \quad X = 840 \text{ g/min}$$

Esto significa que para mantener dicho flujo (12 lt/min) es necesario lixiviar y lavar 840 g/min de productos cambiando.

$$(12 \text{ lt/min})(60 \text{ min/hr})(24 \text{ hrs/día}) = 17.28 \times 10^3 \text{ lt/día}$$

Densidad de corriente = 1.8 Amp/dm²

$$\begin{aligned} \text{Sup. catódica} &= (1 \text{ mt})(0.95 \text{ mt})(2 \text{ caras/cátodo})(29 \text{ cátodos}) = \\ &= 55.1 \text{ mt}^2 = 5.51 \times 10^3 \text{ dm}^2. \end{aligned}$$

I (amp) = Densidad de corriente x Sup. catódica

$$I = 1.8 \text{ amp/dm}^2 \times 5,510 \text{ dm}^2 = 9,918 \text{ amp} \doteq 10,000 \text{ amp.}$$

Decuprizar 14g/lt de cobre.

Flujo = 17,280 lt/día.

Dif. de pot. (E) = 2.1 volt/celda.

Eficiencia = 85%

$I = 10,000$ amp.

Caída de pot. = 5%

$$10,000 \text{ amp} \text{ --- } 100\%$$

$$X \text{ --- } 85\% \quad X = 8,500 \text{ amp}$$

$$17.28 \times 10^3 \text{ lt/día} \times 14 \text{ g/lt de Cu} = 605 \times 10^3 \text{ g/día de Cu}$$

96,500 cbs depositan l equivalente de cobre:

$$\text{eq. de Cu} = \frac{\text{PM}_{\text{Cu}}}{\text{val.}} = 63.5 \text{ g} / 2 = 31.77 \text{ g de Cu.}$$

$$96,500 \text{ cbs} / 3,600 \text{ seg} = 26.8 \text{ amp-hr.}$$

$$26.8 \text{ amp-hr} \text{ --- } 31.77 \text{ g de Cu}$$

$$X \text{ --- } 605 \times 10^3 \text{ g/día de cobre}$$

$$X = 51 \times 10^4 \text{ amp-hr/día}$$

Si cada cátodo pesa 45 Kg después de 10 días de cosecha, y una celda contiene 29 cátodos:

$$45 \text{ Kg/cátodo} \text{ --- } 10 \text{ días}$$

$$X \text{ --- } 1 \text{ día}$$

$$X = 4.5 \text{ Kg/cátodo-día}$$

$$4.5 \text{ Kg/celda-día} \times 29 \text{ celdas/celda} = 131.5 \text{ Kg/celda-día}$$

$$26.8 \text{ amp-hr} \text{ --- } 31.77 \text{ g de Cu}$$

$$X \text{ --- } 131.5 \times 10^3 \text{ g de Cu/celda-día}$$

$$X = 111.3 \times 10^3 \text{ amp-hr/día celda}$$

$$11.13 \times 10^4 \text{ amp-hr/día} \text{ --- } 1 \text{ celda}$$

$$51 \times 10^4 \text{ amp-hr/día} \text{ --- } X$$

$$X = 4.6 \text{ celdas}$$

∴ el número de celdas es igual a 5.

$$E \text{ (volts)} = 2.1 \text{ volts/celda} \times 5 \text{ celdas} = 10.5 \text{ volts}$$

$$= 10.5 \text{ volts} + \text{caída de potencial (5\%)}$$

$$= 11.025 \text{ volts}$$

$$\text{Potencia del rectificador (Kw)} = E \text{ (volts)} \times I \text{ (amp)} =$$

$$= 11.025 \times 10,000 = 11.025 \times 10^4 \text{ watts} \times 1\text{Kw}/10^3 \text{ watts} =$$

$$= 110.25 \text{ Kw}$$

$$\text{Pot. rect.} = 110.25 \text{ Kw}$$

$$I \text{ rect.} = 10,000 \text{ ampers}$$

$$E \text{ rect.} = 11.025 \text{ volts}$$

$$96,500 \text{ cbs} \text{ --- } 31.77 \text{ g Cu}$$

$$X \text{ --- } 605 \times 10^3 \text{ g Cu/día}$$

$$X = 183.8 \times 10^7 \text{ cbs/día}$$

$$\begin{aligned} \text{(Joules)} &= Q \text{ (cbs)} \times E \text{ (volts)} = 183.8 \times 10^7 \text{ cbs/día} \times 2 \text{ volts/} \\ &\text{celda} = 367.6 \times 10^7 \text{ Joules/día-celda} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 1 \text{ KWH} & \text{ --- } 3.6 \times 10^6 \text{ Joules} \\
 X & \text{ --- } 3.676 \times 10^9 \text{ Joules/día-celda} \\
 X & = 1021.1 \text{ KWH/día-celda}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 1 \text{ KWH} & \text{ --- } 0.40 \text{ pesos} \\
 1021.1 \text{ KWH} & \text{ ---- } X \\
 X & = 408.45 \text{ pesos/día-celda} \times 5 \text{ celdas} = \\
 & = 2042.20 \text{ pesos/día.}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 R \times I & = E \\
 R = E/I & = 2.1 \text{ volt/celda} / 10,000 \text{ amp} = 2.1 \times 10^{-4} \\
 & = 2.1 \times 10^{-4} \text{ ohm/celda}
 \end{aligned}$$

$$\frac{1}{R_t} = \frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_3} + \dots + \frac{1}{R_{58}}$$

Un cátodo tiene dos espacios \therefore 29 cátodos tienen 58 espacios.

$$\begin{aligned}
 \frac{1}{R_t} & = \frac{58}{R_e} & R_e & = R_t \times 58 \\
 & & R_e & = 58 (2.1 \times 10^{-4} \text{ ohm}) \\
 & & R_e & = 1.22 \times 10^{-2} \text{ ohm.}
 \end{aligned}$$

$$\text{Sup. catódica} = 1 \text{ mt} \times 0.95 \text{ mt} = 0.95 \text{ mt}^2 = 95 \times 10^2 \text{ cm}^2$$

$$\text{Long. de cátodo} = 5 \text{ cm (distancia entre ánodo y cátodo)}$$

ρ = resistencia específica

$$\begin{aligned}
 R_e & = \frac{\rho \times l}{S} \quad \therefore \rho = \frac{R_e S}{l} = \frac{1.22 \times 10^{-2} \text{ ohm} \times 95 \times 10^2 \text{ cm}^2}{5 \text{ cm}} \\
 & = 23.2 \text{ } \Omega \text{ cm.}
 \end{aligned}$$

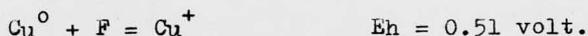
\therefore El electrólito tiene una resistencia específica de 23.2 Ω cm.

CAPITULO VI

METODOS ANALITICOS

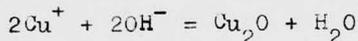
DETERMINACION ELECTROLITICA DE COBRE.

Potenciales normales de cobre:



según esto, los iones cúprico y cuproso están en equilibrio con el cobre metálico a la temperatura ordinaria.

El ión cuproso en equilibrio con el ión cúprico en una solución corriente y en presencia de un cátodo de platino, tiene relativamente poca concentración. Sin embargo, puede ser de importancia su presencia, pues si el valor del pH de la solución es demasiado elevado puede tener lugar el siguiente proceso:



dando lugar a que se deposite óxido cuproso, y por tanto, a obtener resultados analíticos demasiado altos. También tiene importancia la presencia de iones cuproso en soluciones que contengan aniones capa

ces de combinarse con ellos para formar iones complejos. Por tanto, para la extracción analítica completa del cobre de una solución que contenga iones cloruro, se requiere un potencial catódico apreciablemente más negativo que para extraerlo de una solución que contenga solamente iones sulfato o nitrato.

Se puede formar hidróxido cúprico en soluciones desprovistas de ácido. Cuando se desprende hidrógeno al final de un depósito de una solución de sulfato que contenga ácido libre, las últimas de cobre se depositan en forma pulverulenta que queda algo suelta, pero suficientemente adherida para que se pueda lavar en agua el cátodo sin sufrir pérdidas. Para evitar este defecto, se controla el potencial catódico para impedir el desprendimiento de hidrógeno, y también -- añadiendo al electrolito agentes oxidantes, tales como el ácido nítrico.

Cuando se disuelve el cobre por medio del ácido nítrico, deben eliminarse los óxidos bajos de nitrógeno, por evaporación o aún mejor con adiciones de sulfato de hidracina o urea, ya que el ácido nítrico de baja concentración, no tiene acción sobre el cobre, pero en presencia de los óxidos de nitrógeno su acción es tan rápida que el depósito metálico no se puede lavar sin apreciable pérdida.

La deposición electrolítica de cobre puede efectuarse con el -- electrolito en reposo o con agitación.

La agitación del electrolito se puede hacer con una varilla de vidrio, con ánodo rotatorio, o bien haciendo burbujear aire filtrado o anhídrido carbonico, mediante un tubo adaptado al vaso de electrolisis. Como cátodo se emplea el electrodo de rejilla corriente; como ánodo dá buen resultado un pequeño electrodo de rejilla mate y cerrado, con un diámetro entre 2 y 2.5 cm, ambos electrodos generalmente son de platino.

El electrolito es sulfúrico o nítrico-sulfúrico y se pueden emplear en los dos tipos de técnica operatoria, cualquier electrodo-

de cualquiera de las formas conocidas.

Los mejores electrólitos son los sulfatos con exceso de ácido nítrico.

Interfieren, principalmente si se electroliza en caliente, las sales férricas en gran cantidad, porque impiden la deposición cuantitativa del cobre. Pequeños contenidos no molestan si se opera con electrólito frío y nítrico. Si existen grandes cantidades de sales férricas, se elimina del electrólito el ácido nítrico, añadiendo un poco de sulfato de hidracina o urea, y obligando al Fe (III) a reducirse.

La influencia perturbadora de grandes cantidades de hierro se puede evitar también, tratando la solución sulfúrica con un exceso de amoníaco e hirviéndola, seguidamente se filtran los hidróxidos de hierro.

Según la exactitud que se desee se hace la precipitación 1 o 2 veces. Por esta precipitación con amoníaco se consigue, igualmente, separar de la solución algo del arsénico, antimonio y estaño existentes. La acción perturbadora se reduce al mínimo cuando el electrólito es únicamente sulfúrico y se añade un poco de ácido tartárico. Si no existe hierro se puede operar en caliente, acortándose el tiempo de deposición. El calentamiento se produce automáticamente si se opera con las densidades de corriente más altas.

En presencia de pequeñas cantidades de arsénico, molibdeno, selenio, telurio, plomo, antimonio y bismuto, estos metales coprecipitan parcialmente con el cobre durante la electrolisis y ello se puede reconocer por el color oscuro del depósito de cobre. Para eliminar la interferencia de estos metales, se efectúa lo siguiente: después de separar completamente el cobre, se dispone el ánodo como cátodo en un electrólito que consta de ácido nítrico de 2 a 5%, reciente, y se reprecipita el cobre por una electrolisis rápida. Si existen -

grandes cantidades de estos elementos, se recomienda hacer la separación precipitando con amoníaco, ya que con ello se ahorra tiempo y se consigue un mayor margen de seguridad.

La existencia de las proporciones indicadas de ácido nítrico libre en el electrólito, es necesaria para evitar absolutamente la deposición del níquel y cobalto si están presentes.

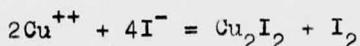
Tanto en la electrólisis rápida, como cuando el electrólito está en reposo, debe observarse lo siguiente: Terminada la reducción del metal se debe retirar el cátodo cuanto antes; se lava con agua, luego con alcohol o acetona y se seca rápidamente.

La muestra de escoria se disuelve con ácido nítrico, se añade ácido sulfúrico y se calienta hasta fuerte desprendimiento de humos de dicho ácido. Después se extraen las sales con agua, se calienta hasta disolución de las mismas, se deja enfriar y se filtra. El residuo se lava cuidadosamente con agua fría que contiene ácido sulfúrico, al filtrado claro se añade ácido nítrico y nitrato amónico, se electroliza bajo agitación, con una corriente continua de 3 a 5 ampers.

DETERMINACION VOLUMETRICA DE COBRE POR EL METODO DEL TIOSULFATO DE SODIO.

La separación del hierro se consigue precipitandolo al estado de hidróxido y filtrando éste.

La solución de cobre, débilmente ácida, se trata con yoduro potásico, después de haber separado los elementos que interfieren en la reacción siguiente:



Mientras que cada átomo de cobre pone en libertad un átomo de yodo, éste es valorado mediante solución de tiosulfato de sodio.

El cobre se trata a temperatura de ebullición con ácido nítrico concentrado, se añade ácido sulfúrico y se evapora la solución hasta fuerte desprendimiento de humos de dicho ácido, la solución fría se extrae con agua, se hierve hasta disolución de las sales y se precipita el hierro al estado de hidróxido, con un exceso de amoníaco, - después se filtra y se lava cuidadosamente el precipitado con agua amoniacal, se disuelve el precipitado con ácido clorhídrico y se reprecipita la precipitación con amoníaco. Los filtrados reunidos se acidulan con ácido acético y se tratan con yoduro de potasio, éste reacciona con la sal cúprica, dando lugar a yoduro cuproso que precipita cuando existen grandes cantidades de cobre; si hay poco y, en presencia de yoduro de potasio, permanece en solución al estado de sal compleja. Al mismo tiempo queda en libertad una pequeña cantidad de yodo equivalente a la cantidad del cobre. Este se valora primero con solución de tiosulfato de sodio 0.1 N, hasta que se produzca una coloración amarilla y después, añadiendo solución de almidón (indicador), hasta desaparición del color azul.

En la metalúrgia del cobre suele valorarse el tiosulfato de sodio con cobre electrolítico, lo que hace de la determinación un control exacto en el cuantéo, y completamente independiente de los pesos atómicos del yodo y del cobre. Se disuelve una muestra tomada de la lámina de cobre electrolítico, con una mezcla de partes iguales de ácido nítrico concentrado y agua, y se procede de la misma forma.

$$\% \text{ Cu} = \frac{V_{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3} \times N_{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3} \times \text{eq}_{\text{Cu}} \times 100}{F_m}$$

MÉTODOS COMBINADOS DE ANÁLISIS POR COLORIMETRÍA DE Fe, Ni, Sn Y Pb.

La calibración en cero es muy importante en la determinación de trazas. Las impurezas en los agentes deben tomarse en consideración. Como regla general, es preferible usar agua doblemente destilada, - para ajustar a cero (100% transmisión) el fotómetro. El cero es entonces medido, y el valor de la densidad óptica es deducida para valores establecidos en la preparación de las curvas de calibración. Este método hace posible revisar la continuidad de las condiciones de operación.

El orden de establecer estas curvas, se inicia desde distintos blancos para los volúmenes apropiados de soluciones estandar de los elementos a determinar y añadiéndolos durante el curso de la calibración. Las curvas podrán ser revisadas por análisis de muestras estandar.

El procedimiento de operación abajo descrito, permite determinaciones dentro de los límites de 0.001 a 0.05%. Para ciertos elementos (hierro y níquel) el límite superior puede ser incrementado a 0.1 o más.

En la determinación de trazas, se debe asegurar lo siguiente:

- 1) Estricta limpieza del material.
- 2) Alta pureza de los reactivos (incluyendo el agua).
- 3) Limpieza del laboratorio (evitando la contaminación).

Pesar una cantidad exacta de muestra y añadir ácido clorhídrico concentrado y peróxido de hidrógeno (30%), en pequeña porción, calentar la solución en baño maría sin exceder los 50°C. Dejando continuar la disolución.

La disolución de la muestra se corre en dos pasos:

1. Primero añadir ácido clorhídrico y peróxido de hidrógeno, - calentar la solución en baño maría sin exceder los 50°C. Dejar con-

tinuar la disolución por aproximadamente 10 minutos, después de dicho tiempo, el remanente es de alrededor de 20% de insolubles.

2. Decantar la solución y tratar los insolubles nuevamente con ácido clorhídrico y peróxido de hidrógeno, calentar hasta 70°C. -- Cuando la disolución es completa se mezclan los dos líquidos, enjuagando con poca agua.

Calentar para expulsar el exceso de oxígeno, llevando al punto de ebullición, agitar y enfriar. Aforar con agua y mezclar bien.

DETERMINACION DE HIERRO.— En un matraz se introduce una cantidad determinada de cadmio puro (rebabas), limpiándolo con ácido clorhídrico concentrado, calentar, diluir y eliminar el ácido. El cadmio ya limpio, sirve como reductor de cobre (el cobre se deposita sobre el cadmio). Introducir en el matraz que contiene el cadmio puro, -- porciones iguales de: agua, ácido clorhídrico concentrado y una alícuota.

Calentar lentamente, la solución verde se convierte en amarilla, y después se blanquea completamente, debido a la precipitación del cobre sobre el cadmio. Filtrar inmediatamente, a través de papel -- filtro rápido, con objeto de eliminar al cadmio y al cobre, enjuagar con agua destilada, añadir peróxido de hidrógeno con el objeto de oxidar al hierro, y en seguida adicionar tiocianato de potasio -- que es el agente sensitivo, aforar y agitar, una vez homogénea la mezcla, se determina fotométricamente con una celda de 5 cm, filtro S53 y una longitud de onda de 530 m μ .

DETERMINACION DE NIQUEL.— Introducir en un matraz porciones iguales de: alícuota, agua, sulfito de sodio (reductor del níquel) y -- yoduro de potasio (reacciona con el cobre formando yoduro cuproso -- que precipita). Agitar el precipitado de yoduro cuproso, y filtrar con papel de poro cerrado. Se toma una alícuota y se deposita en un matraz seco, calentar hasta ebullición lenta, enfriar y añadir gota

a gota solución 0.1 N de yoduro hasta la aparición del color amarillo, añadir un exceso de dicha solución. Trasvasar a un matraz aforado y añadir ácido cítrico para regular el pH y dimetilglioxima -- como agente selectivo. Aforar y agitar la mezcla, dejándola reposar por algún tiempo y en seguida hacer la determinación en el fotómetro, empleando una celda de 5 cm, filtro S53 y una longitud de onda de 530 m μ .

DETERMINACION DE ESTAÑO.-- A una alícuota se le añade ácido sulfúrico concentrado (para pasar a sulfatos) y se calienta hasta humos blancos densos; el residuo debe ser grisaseo, enfriar y añadir agua, calentar hasta disolución completa, añadir nuevamente agua y enfriar completamente, entónces añadir ácido nitrofenol arsénico (agente -- sensitivo), agitar y dejar reposar cubriendo el recipiente. Efectuar el cuanteo turbidimétrico con un fotómetro, usando una celda de 2 cm, filtro S45 y una longitud de onda de 450 m μ . Si existe -- gran cantidad de plomo, se filtra el precipitado de sulfato de plomo formado antes de añadir los reactivos.

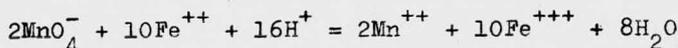
DETERMINACION DE PLOMO.-- En un matraz se introducen sucesivamente porciones iguales de una alícuota y tartrato de sodio y potasio (actúa como inhibidor), añadir hidróxido de amónio gota a gota hasta redisolución total. Entónces añadir cianuro de potasio (complejante) y clorhidró de hidroxilamina. Llevar a ebullición lenta, enfriar completamente y vertirlo en un embudo de separación. Extraer porciones sucesivamente con ditizona (agente sensitivo) hasta -- que la capa orgánica tome un color verde pálido, agitar y unir los extractos en otro embudo de separación y añadir tetracloruro de -- carbono (1:9) que ayuda a separar las capas, levar dos veces con -- cianuro de potasio para eliminar cualquier interferencia y una vez con agua, permitir la separación de las capas, la capa orgánica se



pasa a la celda, cuanteadando inmediatamente en el fotómetro con una celda de 1 cm, filtro S53 y una longitud de onda de 530 m μ .

DETERMINACION VOLUMETRICA DE HIERRO POR EL METODO DE PERMANGANATO DE POTASIO.

La determinación se funda en el paso del ión ferroso a férrico:



se lleva a cabo acidulando fuértemente con ácido sulfúrico la solución de sal ferrosa, diluyendo con agua destilada y valorando en frío con solución de permanganato de potasio hasta que la coloración roja quede permanente.

Sabiendo que en la valoración, el manganeso se reduce de Mn(VII) a Mn(II) , por lo tanto el equivalente químico en éste caso es:

$$P.M._{\text{KMnO}_4} = 158.03 \quad e.o._{\text{KMnO}_4} = \frac{158.03}{5} = 3.1606 \text{ g}$$

$$\therefore 0.1 \text{ N} = \frac{31.606}{10} = 3.1606 \text{ g/lit.}$$

por consiguiente para obtener una solución 0.1 N, será necesario disolver aproximadamente 3.1606 g de permanganato de potasio en un litro de agua. Aunque se pese la cantidad exacta de permanganato de potasio, nunca se obtiene la normalidad calculada, ya que dicha sal está bastante impura y además los gases disueltos en el agua actúan como reductores del permanganato.

Se pesan pués las cantidades aproximadas de la sal, se disuelve en un litro de agua , se hierve la solución y se deja en reposo durante 24 horas, se filtra en lana de vidrio, al cabo de ese tiempo se habrán oxidado todas las sustancias reductoras del permanganato,

y la solución se conserva entonces casi invariable por tiempo indefinido, suponiendo que el frasco se mantenga bien tapado.

La valoración del permanganato se hace con oxalato de sodio, esta sal se encuentra en el comercio muy pura, sólo contiene vestigios de humedad, que desaparece calentando durante dos horas en la estufa y dejándolo enfriar en el desecador. Para determinar el factor de la solución del permanganato de potasio mediante el oxalato de sodio, se disuelve una cantidad calculada de oxalato en agua a 70°C , se añade ácido sulfúrico (1:4), y se valora con permanganato de potasio hasta obtener una coloración roja permanente.

La reducción de las sales férricas a ferrosas se pueden practicar por medio de metales, se ponen trozos de zinc químicamente puro en solución ácida de la sal férrica, contenida en un matraz con válvula, y se calienta suavemente en baño maría hasta que el líquido se vuelva completamente incoloro. Se deja enfriar, se disuelve la solución con agua y se valora con permanganato de potasio.

DETERMINACION ELECTROLITICA DE NIQUEL

El electrólito, en un volumen total de 150 a 400 cm^3 , debe contener unos 10 g de sulfato amónico puro y un exceso, por lo menos de 50 cm^3 de amoníaco exento de piridina. Se le prepara, de preferencia, añadiendo la solución de sulfato de níquel a la de sulfato amónico y amoníaco, ya que de esta forma es menor el peligro de que el hidróxido férrico precipitado ocluya sal de níquel.

El análisis rápido, con agitación del electrólito, permite, intensidades de corriente de hasta 5 ampers, con las mismas concentraciones. Se emplean preferentemente electrodos de malla y se pueden depositar 0.5 g en una hora.

Antes de interrumpir la electrólisis se ensaya 1 cm^3 de electrólito, ya incoloro, con una pequeña cantidad de solución alcohólica de dimetilglioxima. Cantidades tan pequeñas como 0.001 mg de níquel

en 1 cm³ se pueden reconocer por la coloración rosada, débil pero bien perceptible, que aparece después de unos minutos.

La determinación electrolítica del níquel sólo puede realizarse cuando el electrólito está completamente exento de nitratos y nitritos, y en todo lo posible también de cloruros, por lo que en caso necesario se le debe librar de todos ellos avaporándolo a humos con ácido sulfúrico. El amoníaco y sulfato amónico deben ser puros y estar exentos de piridina para evitar que puedan disolverse anódicamente pequeñas cantidades de platino que precipitarían con el níquel, sobre el cátodo. Esta impureza se reconoce al disolver el depósito con ácido nítrico exento de cloro, en parte como un enturbiamiento y en parte como un recubrimiento del cátodo que puede limpiarse fácilmente; en ciertas circunstancias debe tenerse en cuenta esta impurificación. En presencia de cloruros la solubilidad anódica del platino es de más consideración.

El electrólito tampoco debe contener otros metales que se reducen sobre el cátodo en tales condiciones, como la plata, cobre, plomo y cinc.

El cobre se puede separar precipitándolo como sulfuro en solución ácida por electrólisis. Si la solución es sulfúrica se realiza la electrólisis después de añadir ácido nítrico al 2% o nitrato amónico, pero en la mayoría de los casos el cobre se separa por electrólisis de una solución nítrica a la que se añade hasta un 5% de nitrato amónico.

El plomo, cuando existe en gran cantidad, se puede separar evaporando a humos con ácido sulfúrico, directamente, como sulfato de plomo. Debe comprobarse que el sulfato anhídrido de níquel que coprecipita se redissuelve de nuevo completamente. En las muestras que contienen pequeñas cantidades de plomo y gran cantidad de cobre, el primero se separa completamente por electrólisis del cobre como PbO₂ sobre el ánodo, y como tal se puede pesar.

Quando la cantidad de plata es pequeña, se le puede precipitar - con un pequeño exceso de ácido clorhídrico y seguidamente, sin filtrar, se separa electrolíticamente el cobre.

El estaño se puede separar con sulfuro de hidrógeno en solución clorhídrica.

Si se separa electrolíticamente el níquel en presencia de hidróxido férrico, es preciso disolver el depósito de níquel con ácido nítrico y ensayar en la solución, con amoníaco en exceso, la presencia de hierro. Si éste último existe se le determina colorimétricamente y se resta del níquel hallado.

Cantidades pequeñas de zinc, especialmente las que inadvertidamente pueden coprecipitar con el níquel en la electrólisis, se pueden reconocer y separar de la siguiente forma: se disuelven los metales depositados con ácido nítrico, se evapora el exceso de ácido, se diluye y se precipita una pequeña cantidad del níquel con solución de carbonato de sodio. Se añade entonces cianuro de potasio en cantidad suficiente para disolver el precipitado y obtener una solución de cianuro de los metales. En ésta solución, a ebullición y --añadiendo monosulfuro de sodio, se precipita el zinc. Después de --unas horas se filtra, se añade al filtrado agua regia y después de añadir ácido sulfúrico, se evapora intensamente en una capsula. La solución de níquel, ya completamente pura, se vuelve a electrolizar si es necesario.

El arsénico se separa generalmente del níquel por precipitación con sulfuro de hidrógeno en solución caliente fuertemente clorhídrica. El sulfuro de arsénico precipita junto a los demás elementos --del sulfuro de hidrógeno, de los que puede separarse por tratamiento con monosulfuro de sodio.

DETERMINACION VOLUMETRICA DE ESTAÑO.

La muestra se disuelve con ácido clorhídrico concentrado y peróxido de hidrógeno. Enfriar durante la disolución, después calentar lentamente para expulsar el exceso de oxígeno, hasta pequeña ebullición. Añadir una mezcla de cloruro mercurico, agua y ácido clorhídrico concentrado (esta mezcla sirve de catalizador) para formar triclorigenato de antimonio, y una adición de ácido hipofosforoso para reducir la sal estánica a estanosa, y agitar, la solución blanca se tapa y se lleva a ebullición lenta.

Se prepara una válvula Gückel con una solución saturada de bicarbonato de sodio.

Introducir dentro de la solución herbida, un trozo de marmol e inmediatamente conectar la válvula Gückel. Enfriar por algún tiempo en contracorriente de agua y después con hielo. Quitar la válvula, introducir dos trozos de marmol e inmediatamente agregar los siguientes agentes sin interrupción: tiocianato de potasio (para precipitar el cobre), yoduro de potasio (reductor de posibles oxidantes) y almidón como indicador. Titular con solución de yodo, agitando continuamente hasta la aparición del color azul en la solución lechosa.

$$\% \text{ Sn} = \frac{V_{\text{sol. yodo}} \times N_{\text{sol. yodo}} \times \text{eq}_{\text{Sn}} \times 100}{P_m}$$

DETERMINACION ELECTROLITICA DE PLOMO.

La muestra se pesa y se disuelve con ácido nítrico concentrado y se calienta hasta eliminación de los óxidos de nitrógeno, diluir con agua destilada, si la muestra contiene estaño deberá ser separado por filtración, diluir la solución hasta que el nivel de ésta quede 5mm arriba de los electrodos. La intensidad de la corriente deberá estar entre 4 y 6 ampers.

Después de 10 a 15 minutos de electrólisis, la operación llega a su fin. El plomo se deposita en el ánodo en forma de PbO_2 .

DETERMINACION DE CINC POR ABSORCION ATOMICA.

Pesar una cierta cantidad de muestra en un crisol de platino, disolver con ácido nítrico diluido, adicionar ácido fluorhídrico y -- ácido sulfúrico, evaporar hasta humos densos de dicho ácido, remo--viendo todo el ácido fluorhídrico. Enfriar, diluir con agua destilada y vaciar la sal en un vaso de precipitados, calentar hasta diso--lución completa (filtrar el $PbSO_4$ si se presenta), vaciar la solu--ción en un matraz aforado y aforar. La solución se cuantea por es--pectroscopía de absorción, usando los siguientes parámetros: inten--sidad de la lámpara 40 mA, presión de aire atomizado 1.2 Kg/cm^2 , -- longitud de onda 2138 \AA , capacitor integrado 0.2 F, voltaje foto--múltiple 1000 V y abertura de rejilla igual a 0.18 mm.

DETERMINACION VOLUMETRICA DE CINC POR COMPLEJOMETRIA.

Pesar la muestra en un vaso de electrólisis, añadir ácido nítrico para disolver, cuando la muestra está completamente disuelta se ca--lienta lentamente para eliminar los óxidos de nitrógeno. Diluir con agua, agregar dos gotas de ácido clorhídrico (0.1 N) y electrolizar para eliminación de cobre.

Cuando la electrólisis es completa, el electrólito agotado se --evapora a sequedad, sin llegar a calcinarlo, disolver la sal resi--dual con agua destilada, calentar si es necesario. Si la solución --está obscura, añadir 1 o 2 gotas de ácido sulfúrico diluido para disolver sales. Si la muestra contiene más de 0.60% de hierro, adi--cionar bifluoruro de amonio, para precipitar el hierro como hidróxido. Transferir la solución a un embudo de separación y mezclar bien

agregar tiocianato de amonio para convertir a tiocianato de cinc y mezclar de nuevo. La solución debe ser de color verde o café claro, si es rojo obscuro, añadir más bifluoruro de amonio para eliminar cualquier residuo de hierro. Agregar isobutil ketone metil (extractor de tiocianato de cinc), agitar fuertemente, permitir la separación de la capa, abrir la llave y vaciar hasta la separación de la capa. Añadir solución lavadora de fluoruro, agitar y permitir la separación de las capas, abrir la llave y vaciar hasta la separación de las capas.

En solución buffer diluida (para control del pH), añadir hidróxido de amonio, ésta mezcla se agrega a la solución del embudo y se agita.

Permitir la separación de las capas, filtrar cuidadosamente, hasta la separación de las capas, enjuagar la punta del embudo de separación con agua destilada, y vaciar la otra capa en otro matraz.

A la solución filtrada se agrega cianuro de potasio (complejador del estaño) y ácido ascórbico (reductor de cualquier material oxidante que pudiera dañar al indicador), agregar suficiente eriocromo negro (indicador), dando un color azul obscuro con matiz rosa a la solución. Añadir cuidadosamente solución titulante de EDTA gota a gota, hasta la desaparición del matiz rosa y quedando la solución de un color azul claro. Agregar formaldehido (decomplejador de cinc) y agitar hasta cambio de coloración de rojo púrpura.

Con una microbureta añadir solución de EDTA hasta desaparición del color rojo y aparición del color azul claro, adicionar nuevamente formaldehido para decomplejar cualquier cantidad de cinc que no se hubiera decomplejado en la adición anterior de formaldehido, agitar y si el color rosa vuelve a aparecer añadir EDTA y agitar.

El volumen de EDTA cuantéa al cinc.

$$\%Zn = \frac{V_{EDTA} \times M_{EDTA} \times PM_{Zn}}{Pm} \times 100$$

DETERMINACION COLORIMETRICA DE SILICIO.

Pesar una muestra en un recipiente de polietileno, añadir ácido fluorhídrico diluido y ácido nítrico concentrado, poner el recipiente en baño maría, permitir la disolución de la muestra, agregar inmediatamente urea con el objeto de eliminar los óxidos nitrosos y - agitar. La liberación del nitrógeno indica la descomposición del -- ácido nitroso, enfriar a la temperatura del laboratorio. Adicionar ácido bórico para complejar el exceso de ácido fluorhídrico y agua, trasvasar a un matraz volumétrico y aforar con agua destilada.

En otro matraz volumétrico añadir una alícuota de la solución anterior, agregar molibdato de amonio (para formar el compuesto sílico-molibdeno) y aforar. Cuantear en un colorímetro, con una celda - de 20 a 50 mm y una longitud de onda de 400 m μ .

DETERMINACION GRAVIMETRICA DE SILICIO.

Se pesa una cantidad exacta de muestra y se disuelve con ácido - nítrico diluido (1:1), se calienta hasta eliminación de óxidos de - nitrógeno, enfriar y añadir ácido perclórico concentrado y originar un reflujo con el fin de deshidratar el ácido metasilícico, enfriar y diluir con agua destilada, filtrar con papel de poro abierto y la - var con ácido clorhídrico y agua. El precipitado se introduce en un crisol de platino y se calcina a 800°C, se enfría y se pesa (peso - de SiO₂ + impurezas). En seguida se añade al producto contenido en el crisol una mezcla de ácido fluorhídrico y ácido sulfúrico (unas gotas), y se repite la calcinación a 800°C, el ácido fluorhídrico - reacciona con el SiO₂ para formar el tetrafluoruro de silicio que - se volatiliza, enfriar y pesar (peso de las impurezas).

Restando los pesos del primero (SiO₂ + impurezas) menos el segun - do (impurezas), se obtiene el peso del SiO₂.

$$\%Si = \frac{P_{SiO_2} \times Fg \times 100}{Pm}$$

$$Fg = \frac{Si}{SiO_2}$$

DETERMINACION DE ORO Y PLATA POR EL METODO DE FUSION.

El ensaye está basado en la propiedad que tiene el plomo fundido, de servir como colector de los metales nobles y en la escorificación de los demás constituyentes de la muestra, en forma de escoria vítrea de bajo peso específico. El plomo en este método, por la reducción del litargirio, y los valores colectados por este se separan del mismo en la copelación, obteniendo en la copela un pequeño botón de oro, plata, platino, iridio, osmio y paladio, en caso de tenerlos en la muestra.

ENSAYE PRELIMINAR. Se pesan 5 g de muestra molida y tamizada -- (100 mallas) y se mezclan en un crisol de barro refractario con: -- 15 g de PbO (litargirio), 10 g de $NaHCO_3$ y 5 g de $Na_2B_4O_7$. Esta mezcla se cubre con otra, constituida por las mismas cantidades de litargirio, bicarbonato de sodio y borato de sodio, y por último se cubre con una ligera capa de borax. Se funde el contenido del crisol introduciéndolo en una mufla a $900^{\circ}C$. Una vez teniendo la fusión completa y tranquila, se vacía en una payonera caliente (molde cónico de hierro) y recubierta con ceniza de hueso u óxido férrico. Cuando se enfría se martillea en un yunque, dándole la forma cúbica y se pesa la cantidad de plomo obtenido.

Un ejemplo puede servir para sacar el preliminar, y por lo tanto, la cantidad correcta de plomo:

El peso del plomo resulta ser de 10 g para 5 g de mineral ensayado; la corrección puede hacerse de dos maneras: 1) si pesando 5 g de mineral se obtienen 10 g de plomo, con 10 g de mineral se obtendrán 20 g de plomo, y ésta, es la cantidad correcta de colector adecuada. 2) se usa un reductor para que complete la cantidad correcta de plomo.

DETERMINACION DEL PODER REDUCTOR Y OXIDANTE DE ALGUNAS SUBSTANCIAS. Como agentes reductores tenemos: carbón, harina, azúcar, etc, y el oxidante más común es el KNO_3 .

Para determinar el poder oxidante o reductor, se opera de la siguiente forma; en dos crisoles se funden las siguientes mezclas:

crisol 1: 30 g PbO, 20 g NaHCO₃, 10 g Na₂B₄O₇ y 2 g de harina.

crisol 2: 30 g PbO, 20 g NaHCO₃, 10 g Na₂B₄O₇, 2 g de harina y 2 g de KNO₃.

El fundente usado en los crisoles es la mezcla 3-2-1; 3 partes de PbO, 2 partes de NaHCO₃ y una parte de Na₂B₄O₇ completada con el reductor u oxidante.

Cuando la fusión es completa y tranquila, se vacían los crisoles en la payonera, se martillean en el yunque, separando el plomo y pesándolo.

Dividiendo el peso entre dos el peso del plomo obtenido en el -- crisol 1, se obtiene el "plomo que es capaz de reducir 1 g de harina". Restando el peso del plomo del crisol 1, el peso del crisol 2 y dividiendolo entre dos, se obtiene el peso del "plomo que es capaz de oxidar 1 g de KNO₃".

Con esta determinación estamos en condiciones de calcular la can- tidad de plomo colector que se obtendra, para el ensayo correcto.

La escoria no debe atacar el crisol, debe ser fluida, y cuando - esté fría, ser homogénea y separarse fácilmente del plomo sin conte- ner glóbulos metálicos.

PROCEDIMIENTO. El mineral finamente molido y tamizado (100 ma- llas), se mezcla en un crisol de barro refractario de capacidad ade- cuada, el cuál debe llenarse como máximo a 2/3 partes, con una mez- cla de PbO, harina y un escorificante conveniente (borax y bicarbo- nato de sodio), se funde la mezcla introduciendo el crisol en una - mufla a 900 o 950^oC. El carbón contenido en la harina, reduce duran- te la fusión una parte de PbO a plomo metálico, el cuál se une con los metales nobles que no se oxidan, depositandose por su peso, en el fondo del crisol, mientras la ganga y metales comunes en forma - de óxidos, se quedan en la escoria. El calentamiento de los crisoles

no debe ser muy rápido, durante la fusión, la compuerta del horno - debe mantenerse abierta, con el fin de permitir el acceso de aire. Cuando ha cesado el ruido característico de ebullición, por el desprendimiento de gases como SO_2 , CO_2 , vapor de agua, etc, se dejan - los crisoles a fusión tranquila durante 10 o 15 minutos.

Se seca el crisol de la mufla, se mueve y se golpea suavemente - para asentar el plomo fundido, y se vacía poco a poco en una payonera precalentada y recubierta con ceniza de hueso u óxido férrico, - para evitar que se adhiera el plomo fundido, se deja enfriar, se se para la escoria del plomo y se martillea este, hasta formar un cubo pués de este modo es fácil tomarlo con las pinzas para colocarlo en su copela respectiva, la cuál ha sido numerada antes de meterla al horno.

La copelación tiene por objeto separar el oro y la plata de la - liga que se obtiene en los ensayos por escorificación.

El procedimiento esta fundado en que el plomo se oxida al contacto con el oxígeno del aire y el oro y la plata no. El óxido de plomo es absorbido en parte, al paso y a medida que se forma, por el - recipiente en que se efectúa la copelación, llamada copela, y en -- parte se volatiliza. La plata junto con el oro queda en la superficie de la copela cuando la operación ha terminado.

Se introducen en la mufla las copelas al terminar la escorificación y se cierra la puerta esperando que se sequen perfectamente, - con objeto de evitar que el plomo al fundirse se proyecte por el va por de agua que saldría de las copelas si no estuvieran bien secas. Una vez secas las copelas, se habre la puerta de la mufla y se introducen los cubos de plomo al horno por medio de unas tenazas, poniendo cada cobo en su copela correspondiente. Se cierra de nuevo la -- compuerta de la mufla para que se fundan los botones de plomo y cuando estos han fundido se habre la compuerta para permitir el acceso de aire. El plomo empieza a oxidarse y el óxido formado es absorbi-

do en parte por la copela y en parte se volatiliza. La temperatura ha que debe efectuarse la copelación es muy importante, pues si es muy alta, algo de la plata se volatiliza, y si por el contrario es muy baja, la plata puede quedar algo contaminada con plomo que no se volatiliza. El vapor de óxido de plomo, es un buen indicador de la temperatura. Si estos vapores ascienden rápidamente, indica que la temperatura es elevada, y si por el contrario descienden, entonces la temperatura es baja. De aquí que la temperatura adecuada para la copelación es aquella en la cual los vapores se desprenden a buena velocidad y cristalizan en los bordes de la copela, dando un anillo de plumitas de litargirio alrededor del botón de plata que queda en la superficie de la copela al llegar a su fin dicha copelación. Cuando todo el plomo se ha oxidado y el óxido se ha volatilizado o ha sido absorbido por la copela, la operación ha llegado a su fin, se cierra la puerta de la mufla para aumentar un poco la temperatura y eliminar completamente el plomo, dejando un botón de oro y plata, completamente libre de plomo.

Hacia el fin de la operación, los restos del litargirio que cubren el botón de plata, producen irisaciones, dejando por último el botón blanco y brillante. A esto le llaman "el relampago" y este es tanto más apreciable cuando mayor es el botón.

Una vez terminada la operación, los restos del litargirio que cubren el botón, se limpian con una brocha de serda gruesa y dura, -- antes, por supuesto, se sacan las copelas de la mufla y se dejan enfriar, despegando los botones de plata. El peso obtenido será la suma de los pesos de oro y plata. Este peso o ley, se expresa en gramos del metal noble por tonelada. Cuando los botones de plata son grandes, debe tenerse la precaución de dejarlos enfriar poco a poco no sacándolos rápidamente de la mufla porque la plata fundida absorbe oxígeno, proyectando algunas veces algo de plata, a este fenómeno se le denomina galleo. Las copelas se fabrican con cenizas de hueso

o bien con cemento, estas últimas se hacen formando una pasta, ni seca ni húmeda, con agua y cemento, y comprimiéndola en un molde -- hembra y macho, por medio de golpes no muy fuertes.

Una vez que los botones han sido pesados, se procede a la separación de la plata. Se coloca el botón de plata mixta, en un crisol de porcelana, y se trata con ácido nítrico diluído 1:6, calentándolo a ebullición lenta, hasta que la plata halla sido disuelta, se decanta el oro y se trata nuevamente con el mismo ácido si se sospecha que no ha sido bueno el ataque, decantando el nitrato de plata disuelto y se lava el botón por decantación dos o tres veces con agua destilada, después se seca y se calcina, una vez frío se pesa en la balanza de oros. El peso del oro, restado del peso de la plata mixta, nos da el peso de la plata. Cuando el contenido de la plata del botón es menor que tres veces que el del oro, el ácido nítrico no tiene acción cuantitativa sobre él, y en éste caso es necesario cuantear el botón, ya sea copelándolo nuevamente con más plata o bien fundiendo el botón con más plata al soplete de boca.

CAPITULO VII

BALANCE METALURGICO.

BASE : 50 TONELADAS DE MATERIA PRIMA (ESCORIA)

DISTRIBUCION

FRACCION	PESO	% PESO
METALICOS	17 tons.	34
GRUESOS	11.5 tons.	23
MEDIOS	10 tons.	20
FINOS	11.5 tons.	23
	-----	-----
TOTAL	50 tons.	100 %

ANALISIS QUIMICOS

	METALICOS	GRUESOS	MEDIOS	FINOS
% Cu	94.75	53.15	22.73	19.01
% Fe	0.125	2.04	1.53	4.08
% Pb	0.085	0.121	0.26	0.312
% Si	3.53	41.36	68.43	69.78
% Otros	1.69	3.329	7.05	6.818

TOTAL	100 %	100 %	100%	100%

METALICOS : 17 toneladas (A FUSION)

17 toneladas X 94.57 % Cu = 16.077 toneladas de Cu^o.

A FUSION = 17 toneladas (94.57 % Cu)

DE FUSION = 15.3 toneladas (99.9 % Cu)

EFICIENCIA DE FUSION = 90.85 %.

LAS FRACCIONES DE GRUESOS, MEDIOS Y FINOS, FORMAN LOS PRODUCTOS COMBINADOS.

PRODUCTOS COMBINADOS

FRACCION	PESO	% PESO	% Cu	CONTENIDO DE Cu (%)
GRUESOS	11.5 tons.	34.85	X 53.15	= 18.52
MEDIOS	10 tons.	30.30	X 22.73	= 8.41
FINOS	11.5 tons.	34.85	X 19.01	= 6.62

TOTAL	33 tons.	100 %		33.55 % Cu

A LIXIVIACION Y LAVADO= 33 toneladas (33.55 % Cu)

DE LIXIVIACION Y LAVADO = 10.01 toneladas (100 % Cu)

EFICIENCIA DE LIXIVIACION Y LAVADO = 90.45 %.

EN LA SECCION DE ELECTROLISIS:

10,010 Kg Cu = 286 m³ de ELECTROLITO (35 g Cu/lit)

5,720 Kg Cu = 286 m³ de ELECTROLITO (20 g Cu/lit)

4,290 Kg Cu⁰ DEPOSITADO

EFICIENCIA DE DEPOSICION = 42.86 %.

Cu ⁰ OBTENIDO POR DEPOSICION	4.29 toneladas
Cu REMANENTE EN EL ELECTROLITO	5.72 toneladas

TOTAL	10.01 toneladas
Cu ⁰ OBTENIDO EN FUSION	15.30 toneladas

TOTAL OBTENIDO	25.31 toneladas

17 toneladas (METALICOS) X 94.57 % Cu = 16.077 tons. Cu⁰.

33 toneladas (PROD. COMBS.) X 33.55 % Cu = 11.072 tons. Cu⁰.

16.077 + 11.072 = 27.149 toneladas de Cu⁰.

EFICIENCIA TOTAL = 93.23 %.

CONTENIDO TOTAL DE FIERRO EN LOS PRODUCTOS COMBINADOS:

FRACCION	PESO	% PESO	% Fe	CONTENIDO DE Fe (%)
GRUESOS	11.5 tons.	34.85	X 2.04 =	0.71
MEDIOS	10 tons.	30.30	X 1.53 =	0.46
FINOS	11.5 tons.	34.85	X 4.08 =	1.42
		-----		-----
TOTAL	33 tons.	100 %		2.59 % Fe

CONTENIDO TOTAL DE FIERRO = 2.59 %

La cantidad máxima admisible de fierro en el electrólito es de -
8 %, por lo tanto, el contenido total de fierro en los productos com
binados (2.59 % Fe) queda dentro del límite, y por consiguiente, no
habrá interferencia de dicho elemento en el departamento de electr
lisis.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES

El objetivo principal de este proyecto, es de recuperar el cobre que se encuentra en las escorias y cenizas, procedentes del horno de refinación (reverbero). Empleando un conjunto de procesos combinados es posible obtener eficiencias altas, siempre y cuando, dichos procesos sean los adecuados para el tratamiento de las escorias y cenizas de cobre.

Los resultados obtenidos en el balance metalúrgico, muestran claramente que la recuperación de cobre fué alta, lo cuál quiere decir que las eficiencias de los procesos empleados son aceptables. Por ejemplo: la eficiencia obtenida en la fusión de metálicos fué de -- 90.85 %; en lixiviación y lavado 90.45 %; y finalmente la eficiencia de depósito en la sección de electrólisis resulto ser de 42.86%. Tomando en cuenta el remanente de cobre que queda en el electrólito se obtuvo una eficiencia total de 93.23 %.

Es evidente que las eficiencias teóricas obtenidas en el balance metalúrgico no podrán igualarse con las eficiencias prácticas, pero son un buen incentivo para tratar más a fondo éste proyecto.

Para tratar el aspecto económico, es indispensable llevar a cabo un balance económico, con el objeto de conocer la rentabilidad del

proyecto. Para realizar el balance económico es necesario considerar los siguientes parámetros: volumen y precio de la materia prima, volumen y precio del equipo, volumen y precio de los reactivos, precio de mantenimiento del equipo, costo de la energía eléctrica, personal requerido, etc.

El aspecto más importante que se requiere para efectuar el balance económico, es sin duda alguna el volumen de la materia prima, -- puesto que, sabiendo la cifra aproximada de ésta, es fácil deducir el volumen de los demás elementos que componen dicho balance.

Es importante hacer notar que el proyecto no requiere de un gran volumen de equipo, debido principalmente a los problemas de adquisición de la materia prima.

En resumen, el proyecto requiere de un circuito de trituración y molienda, un departamento de fusión para los metálicos, un circuito de lixiviación y lavado, y finalmente una sección de electrólisis.

El circuito de trituración y molienda, no presenta ningún problema, excepto, la separación de metálicos y la volatilización de finos.

La fusión de metálicos se efectuará en un horno de inducción con las características descritas.

El circuito de lixiviación y lavado, será tan simple o complicado como lo requiera la eficiencia del proceso. Con respecto a los reactivos (principalmente, ácido sulfúrico), únicamente deberá reponerse el volumen perdido por evaporación.

Finalmente en el departamento de electrólisis se requerirá de la revisión continua de los componentes de las celdas, evitando así -- las pérdidas de energía.

BIBLIOGRAFIA

1. Análisis de metales - Métodos de arbitraje.
Proske - Blumenthal
Ed. Aguilar, Madrid.
2. Análisis de metales - Métodos de control industrial.
Proske - Blumenthal
Ed. Aguilar, Madrid.
3. Anteproyecto de una planta de minerales oxidados de
cobre por proceso hidrometalúrgico alcalino.
Del Riego Senior, Antonio.
Tesis. Facultad de Química, U.N.A.M., 1970.
4. Cast metals technology.
J. Gerin Sylvia.
Addison - Wesley Publishing Co.
Reading, Massachusetts.

5. Copper the metal its alloys and compounds.
Butts Allison
Reinhold Publishing Co., New York.
6. Electroquímica y análisis electroquímico.
Henry Salomon Sand
Ed. Aguilar, Madrid.
7. Hidrometalurgia de los metales comunes.
George D. Van Arsdale
U.T.E.H.A., Barcelona.
8. Hornos industriales.
Trinks Willibald
Ed. Urmo, Bilbao.
9. Hornos metalúrgicos de inducción.
Sanchez Montiel
Tesis, Facultad de Química, U.N.A.M., 1975.
10. Ingeniería electroquímica.
C. L. Mantell
Ed. Reverté, Barcelona.
- + 11. Metalurgia del cobre y del níquel.
Beregovski - Kistiakovski
Ed. Mir, Moscú.
12. Metalurgia de los metales no ferrosos.
John L. Bray
Ed. Interciencia, Madrid.
13. Metalurgia general.
Dr. Jimeno - Dr. Morral
Facultad de Ciencias, Universidad de Madrid.

14. Métodos modernos de análisis de cobre y sus aleaciones.
Charles M. Dozinél
Elsevier Publishing Co.
Amsterdan - London - New York.
15. Technical report.
Properties of electrodeposited copper.
W. H. Safranek
Copper Development Association Inc., New York.
16. Teoría y prácticas de trituración y molienda.
Comision de Fomento Minero, México.
17. Tratado de metalúrgia general.
H. O. Hofman
Gustavo Gili, Editor. Barcelona.
18. Tratado de química analítica.
Treadwell Hall
Ed. Wiley, New York.