

28

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Facultad de Ciencias Químicas

DISEÑO DE UNA PLANTA DE ELECTROBENEFICIO DE COBRE A PARTIR DE ALGUNOS DE SUS MINERALES

T E S I S

Que para obtener el título de
INGENIERO QUIMICO METALURGICO

p r e s e n t a
FRANCISCO JULIAN ATILANO DIAZ

México, D. F. Octubre de 1975



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

CLAS. Tesis
ADD. 1975
FECH. Mar 28
PROC.



QUIM-02

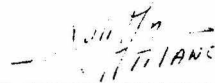
Presidente Prof: Manuel Felipe Guerrero Fernández
Vocal Prof: Alberto Obregón Pérez
Secretario Profa: Alicia Benitez de Altamirano
1er. Suplente Prof: Fernando Maldonado Mendoza
2o. Suplente Prof: José Campos Caudillo

Sitio donde se desarrolló el tema:

INSTITUTO MEXICANO DEL PETROLEO

Nombre completo y firma del sustentante:

FRANCISCO JULIAN ATILANO DIAZ



Handwritten signature of Francisco Julian Atilano Diaz, with the name 'ATILANO' written below it.

Nombre completo y firma del Asesor del Tema:

ING. MANUEL F. GUERRERO F.



Handwritten signature of Ing. Manuel F. Guerrero F.

A mis padres:

Sr. Esteban Atilano A.
Sra. Cecilia Díaz de Atilano.
Con respeto y gratitud.

A Norma:

Con un inmenso amor.

A mi hermana:

Cecilia Atilano Díaz.

A mi familia:

A mis amigos:

A mi escuela:

A mis maestros:

Al Ingeniero M. Felipe Guerrero:

Con un reconocimiento muy especial por su atinada
dirección en la elaboración del presente trabajo.

I N D I C E

CAPITULO No.		PAGINA No.
I	INTRODUCCION	1
II	ELECTORREFINADO Y ELECTROBENEFICIO	9
III	DESARROLLO EXPERIMENTAL	35
IV	SELECCION DE PROCESO Y DISEÑO DE EQUIPO	61
V	CONSIDERACIONES ECONOMICAS	85
VI	CONCLUSIONES	113
VII	BIBLIOGRAFIA	121

C A P I T U L O I

INTRODUCCION

1.1 HISTORIA. El cobre es uno de los primeros metales que conoció el hombre, presentándose en los escombros glaciales como pesadas pepitas de color pardo oscuro. Hace ocho mil años los primitivos egipcios hacían cuchillos y armas de cobre, y hacia el año 2750 A.C. hacían tubos y caños de este metal. Esos antiguos metalurgistas averiguaron pronto que las aleaciones de cobre poseían propiedades más atrayentes que el metal puro (se ha encontrado un espejo de bronce que es probable se hiciera hacia el año 1800 A.C.) Los romanos obtenían el cobre de Chipre; primero se conoció con el nombre de Aes Cyprium, y de aquí se derivó la palabra latina cuprum, de donde procede el inglés copper, el alemán kupfer, el español cobre, el francés cuivre y el símbolo químico Cu. (1)

En 1869, La Calumet and Hecla Company era el mayor productor de cobre en el mundo, aunque su producción no llegaba a 6000 toneladas de metal. En 1877 se pusieron a la cabeza de los productores las minas de Río Tinto (España), con una producción de 25000 toneladas, y se mantuvieron en primer puesto hasta que fueron desplazadas por la Anaconda Copper Company (Montana), que en 1892 produjo en 34000 toneladas. La primera mina de los Estados Unidos que produjo más de 45000 toneladas al año fue la Anaconda, en 1896 y si se exceptúan los años de 1905-1907, en los cuales la Calumet and Hecla se puso de nuevo a la cabeza, y 1908-1909, años en que ocupó el primer puesto entre los productores la mina Copper Queen (Arizona), la Ana

conda mantuvo su posición como la mina de cobre más importante del mundo hasta hace unos 25 años. (1)

El descubrimiento y la explotación de las minas de minerales de baja ley del oeste y el suroeste de los Estados Unidos a principios del siglo XX inició una era de minería de bajo costo en gran escala, y la introducción del procedimiento de flotación hizo posible recuperaciones razonablemente elevadas con un costo bajo. Durante el mismo período, por medio de fusiones y consolidaciones de empresas industriales, media docena de grandes compañías produjeron la mayor parte del cobre mundial, distribuyéndose el resto entre otra media docena de compañías menores. Aquellas compañías, varias de las cuales pueden producir unas 450,000 toneladas de cobre anualmente, han adquirido las mejores reservas de minerales del mundo y continuarán dominando la producción mundial sin una competencia seria durante muchos años. Las compañías menos importantes, que tratan minerales más ricos, pero tienen costos más elevados y reservas más débiles, se verán obligadas a trabajar bajo la protección de esos gigantes. Los métodos perfeccionados de extracción en las minas, los procedimientos de flotación, de lixiviación y otros, han beneficiado mucho más a los productores importantes de mineral de baja calidad que a las minas más pequeñas y más ricas.

Una vez hecha esta breve reseña de la historia del cobre, se pasará a mencionar las especificaciones y normas que se necesita tenga el cobre, para sus diferentes usos industriales.

1.2 ESPECIFICACIONES, NORMAS Y USOS. La resistividad del cobre se refiere a la unidad de masa y se define como la resistencia de un gramo de cobre en longitud de un me-

tro y sección transversal uniforme. El patrón internacional de cobre recocido (I.A.C.S., International Annealed Copper Standard) tiene una resistividad de 0.15328 ohmios internacionales por gramo-metro y se llama conductividad 100 %. La resistividad y la conductividad de muestras de cobre se expresa como porcentaje de la resistividad y conductividad del patrón internacional de cobre recocido. El cobre comercial empleado para fines de conductividad tiene a menudo una conductividad de 101 % I.A.C.S. (1)

El cobre catódico electrolítico debe tener un mínimo de pureza de 99.9 % contándose la plata como cobre. El cobre debe tener una resistividad que no exceda de 0.15328 ohmios internacionales por gramo-metro a 20 °C. Los cátodos deben ser lo suficientemente duros para resistir la manipulación ordinaria sin roturas, sin que se produzca separación excesiva de nódulos y debe estar sustancialmente exento de todo material extraño, como sulfato de cobre, grasa, suciedad y aceite.

Las barras para la fabricación de alambre de cobre electrolítico, las tortas, planchas, lingotes y los tochos y las barras de lingotera deben tener una pureza de por lo menos 99.9 % contándose la plata como cobre. Todas las barras para fabricación de alambre deben tener una resistividad que no exceda de 0.15328 ohmios internacionales por gramo-metro a 20 °C. Los lingotes y las barras de lingotera deben tener una resistividad no mayor de 0.15328 ohmios internacionales por gramo-metro a 20 °C. Las tortas, planchas y los tochos se consideran para este efecto como lingotes si no se especifica otra cosa. Las barras para fabricar alambre, las planchas y los tochos deben estar sustancialmente exentas de agujeros de contracción, bordes sucios, parte superior cóncava y otros defectos similares en el vaciado o la solidificación.

Cobre del lago (barras para fabricar alambre, tortas, planchas, tachos, lingotes y barras de lintotera). Para ser clasificado como cobre del lago, el cobre tiene que proceder de la península septentrional de Michigan. El que se ofrece para aplicaciones eléctricas se denomina cobre del lago de baja resistencia si su resistividad no excede de 0.15328 ohmios por gramo-metro en las barras para fabricar alambre y 0.15694 ohmios en el metal del lingote. El cobre que tiene una resistividad mayor de 0.15694 ohmios internacionales por gramo-metro a 20 °C, se llama cobre del lago de alta resistencia. La pureza debe ser por lo menos de 99.9 %, determinada por análisis electrolítico, contándose la plata como cobre. (1)

El enorme uso del cobre y sus aleaciones en la industria y principalmente en la industria eléctrica se funda en las propiedades siguientes: elevada conductividad eléctrica, superada sólomente por la plata; excelente resistencia a la corrosión; - excelente conductividad térmica; formación de aleaciones útiles con el zinc, el estaño y otros elementos.

Se acostumbra expresar la conductividad eléctrica del cobre en porcentaje del patrón internacional de cobre recocido, adoptado en 1913 para representar la conductividad media eléctrica del cobre de buena calidad. Los métodos de refinación se han perfeccionado tanto después de ese año, que ya no es raro encontrar cobre con una conductividad eléctrica de 101 % y a veces hasta de 102 %, del patrón internacional. La resistencia normal como ya se dijo antes es de 0.15328 ohmios por gramo-metro a 20 °C que equivale a una conductividad de 58.0 ohmios por metro-milímetro cuadrado a 20 °C.

(1)

Las especificaciones A.S.T.M. para el cobre electrolítico y de baja resistencia procedente del lago exigen una resistividad no mayor de 0.15328 ohmios por gramo-metro a 20 °C, que corresponde a una conductividad no inferior a 100 % I.A.C.S. El cobre tenaz refinado al fuego y el cobre tenaz electrolítico son cobres de alta conductividad, y satisfacen las especificaciones A.S.T.M. y de otros organismos para la conductividad eléctrica y térmica.

La conductividad térmica del cobre con una conductividad eléctrica de 100 % I.A.C.S. es 0.92 calorías/segundo $\text{cm}^2\text{C}/\text{cm}$. Las impurezas reducen la conductividad eléctrica y la térmica; ésta con algo menos de rapidez que aquella -
(1)

Las características especificadas anteriormente en los párrafos precedentes indican la necesidad de tener un cobre de alta pureza. El cobre antiguamente se obtenía por métodos pirometalúrgicos, sin embargo el desarrollo de la industria eléctrica exige un cobre de alta pureza con las características de conductividad eléctrica ya mencionadas; las cuales sólo pueden ser obtenidas por medio de una recuperación o refinación electrolítica.

Por lo dicho anteriormente, la industria de la refinación electrolítica del cobre es un factor importantísimo en el creciente desarrollo de la industria eléctrica, ya que todo el cobre consumido, para estos fines se obtiene por medio de un proceso electrolítico.

Este proceso, no solo garantiza la obtención de metales de eleva-

da pureza, sino también permite la recuperación de metales preciosos que se encuentran en los minerales en cantidades tan pequeñas, que no sería técnica ni económicamente - posible recuperarlos por ningún otro método.

Una cantidad considerable de oro y plata se recupera del cobre y otros minerales, que contienen cantidades minúsculas de estos metales nobles y cuya recuperación sola no resulta costeable; más aún, el cobre es tan buen colector de los metales preciosos, que es una práctica común de algunos fundidores mezclar con los minerales de cobre, algunos minerales de oro y plata que fácilmente podrían ser manejados en forma separada. El 80 % de la producción total de plata y el 15 % de la producción mundial del oro son recuperados como subproductos de la refinación del cobre, plomo, níquel y cobalto (2)

El electrorrefinado del cobre produce también como un subproyecto el níquel, y prácticamente todo el selenio y el telurio usados en los Estados Unidos.

La refinación electrolítica del cobre consume grandes cantidades de energía eléctrica y por lo tanto sólo pudo ser practicable hasta que se inventó el dínamo. (2)

La mayor parte del cobre producido como ya se dijo, se usa para conductores eléctricos puesto que la industria eléctrica consume más del 60 % de todo el cobre producido, por lo que la cantidad de impureza permisible en el metal refinado son establecidas en su mayoría por sus efectos en la conductividad eléctrica, aún cuando también es necesario tomar en cuenta sus efectos sobre las propiedades de estructura para a-

lambres y su resistencia a la tensión puesto que por ejemplo, el antimonio y el arsénico hasta en un 0.8 % mejoran las propiedades a la tensión del cobre. (2)

El efecto de las impurezas sobre la conductividad eléctrica del cobre fué estudiado por Addicks, quien encontró que 0.01 % de fósforo puede reducir la conductividad del cobre más de un 20 %, y el 0.01 % de arsénico o de aluminio la pueden reducir en más de un 5 %. Sin embargo el efecto de las impurezas sobre la conductividad eléctrica no es aditivo. (2) Aquellos elementos que hacen al cobre quebradizo tales como plomo, bismuto y telurio tienen un ligero efecto sobre la conductividad, mientras que aquellos que producen excelentes broncees tales como el fósforo, el aluminio y el silicio producen una marcada depresión. La plata, en pequeñas cantidades encontradas en el cobre electrolítico, no tiene un marcado efecto sobre la conductividad, de tal manera que en las especificaciones A.S.T.M. se indica 99.90 % de cobre, contabilizando la plata como cobre. (2)

Más aún, ya que la conductividad eléctrica del cobre es más importante que su composición química, las especificaciones A.S.T.M. establecen el máximo de resistencia permitida, como ya se indicó en los párrafos anteriores.

La refinación electrolítica del cobre se puede llevar a cabo por dos métodos fundamentalmente; el primero de ellos se conoce con el nombre de Sistema de Electrorrefinado y el segundo se conoce con el nombre de Sistema Hidrometalúrgico o de Electrobeneficio.

El Sistema de Electrorrefinado se utiliza cuando se trabaja con minerales insolubles o muy poco solubles aún en condiciones muy oxidantes como sería utili -

zar ácido nítrico para disolver el mineral, en esta situación se encuentran los minerales sulfurados, es decir que contienen sulfuro de cobre como son: Calcopirita (CuFeS_2), Calcocita (Cu_2S) y Bornita (Cu_5FeS_4), principalmente.

El Sistema de Electrobeneficio o Hidrometalúrgico se aplica cuando los minerales de cobre se presentan en forma de óxido fundamentalmente, o que son fácilmente solubles en disolventes de tipo ácido como es el caso de los carbonatos que pueden ser fácilmente solubilizados con ácido sulfúrico diluído, o en el mejor de los casos, si el mineral se presenta en forma de sulfato, el disolvente que se utiliza es el agua simplemente. En este grupo se encuentran los siguientes minerales principalmente; Cuprita (Cu_2O), Malaquita ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), Azurita ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$) y Brocantita ($\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$). (3)

En esta tesis se tratará fundamentalmente de el problema de recuperación de cobre a partir de minerales que son fácilmente lixiviables, es decir, que contienen el cobre en forma de óxido o de carbonato y con contenidos muy bajos de sulfuros.

Antes de continuar adelante con el trabajo es conveniente indicar en que consiste el proceso de Electrorrefinado y el proceso de Electrobeneficio con objeto de aclarar completamente el criterio a seguir para seleccionar el método más adecuado en la recuperación del cobre en el caso que nos ocupa.

C A P Í T U L O II

ELECTRORREFINADO Y ELECTROBENEFICIO

2.1 ELECTRORREFINADO DEL COBRE. Para efectuar el electrorrefinado del cobre, el mineral de cobre recibe un tratamiento preliminar y así los minerales sulfurados, que son la fuente principal de cobre y por tanto para el proceso de electrorrefinado, son tratados de tal manera que, primero se someten a una molienda para obtener el tamaño de partícula adecuado, posteriormente se concentran estos minerales, ya sea por flotación o por cualquier otro método, de tal forma que la concentración original del mineral que por lo general es inferior al 2 % se incrementa hasta un 15 ó 20 %. Durante este proceso parte de los materiales que forman la ganga se eliminan.

El mineral así concentrado, con un alto contenido de cobre es tostado en un horno de reverbero, tipo de horno utilizado hasta hoy en día para la tostación. Durante este proceso toda la ganga remanente es eliminada y al producto de esta fusión se le llama comunmente mata. (4)

La mata de cobre se consideró durante muchos años como una mezcla de los sulfuros sencillos de cobre y hierro, porque éstos son los únicos estables a las altas temperaturas que rigen el proceso de fusión, pero en el transcurso del tiempo se observó una desviación notable de la composición admitida, ya que se vió que el azufre contenido era insuficiente para formar estos dos compuestos. Las investigaciones realizadas sobre sus propiedades magnéticas llevaron a la conclusión de que en dicha mata había una

cantidad substancial de fierro metálico. El examen microscópico no confirmó este hecho, pues más bien indicaba que existían cantidades considerables de magnetita y de ferrito de cobre (3)

Las siguientes generalizaciones están basadas en la composición de una mata de cobre típica:

1.- El único compuesto estable que forman los sulfuros cuprosos y ferroso es el $(Cu_2S)_2FeS$, que es soluble en cianuro potásico.

2.- Todas las matas de cobre contienen este compuesto. Si el contenido de cobre es inferior al 62.7 %, la mata contiene un exceso de sulfuro ferroso, así como de ferrito o magnetita. La mata que contiene una cantidad de cobre superior a ésta tiene un exceso de sulfuro cuproso.

3.- Según a la velocidad a que se lleva a cabo, el enfriamiento de la mata da lugar a la precipitación de cobre metálico y a la formación de sulfuros superiores, entre los que figura el $CuFeS_2$.

4.- Las matas pueden contener hasta un 10 % de magnetita. No se ha comprobado si ésta se encuentra en solución o en suspensión, aunque esto último parece ser lo más acertado en vista de que el peso específico de la mata se aproxima mucho al de la magnetita.

5.- Muchas matas contienen cantidades apreciables de otros metales. Cuando están presentes en la carga, el zinc o el níquel, entran en la mata en for-

ma de sulfuros; también suele estar presente el sulfuro de plomo.

6.- Estas matas son excelentes disolventes de la plata, el oro y de los metales del grupo del platino. De hecho, esta acción es casi tan perfecta que los únicos metales preciosos que se sustraen en la disolución se encontrarán en la mena no descompuesta que no entra en contacto con la mata fundida o en las gotas de ésta que permanecen suspendidas en la escoria.

7.- Todos los demás compuestos se suelen clasificar como impurezas, y aunque las cantidades son pequeñas, pueden ocasionar considerables dificultades en el proceso de afino subsiguiente. Entre los más corrientes de estos elementos figuran: arsénico, antimonio, níquel, bismuto, selenio y telurio. (3)

La mata obtenida como ya se indicó y con las características de composición mencionadas, es colocada en un convertidor. En este proceso se inyecta aire a través de las toberas el cual penetra en el baño fundido de la mata oxidando el sulfuro ferroso. El anhídrido sulfuroso se escapa por la boca del convertidor y el óxido ferroso reacciona con la sílice de la carga o con el revestimiento del horno para formar una escoria que flota en la superficie de la mata restante. (3)

El calor generado por estas reacciones es suficiente para conservar el baño en el estado fundido. Al final del "período de escorificación", cuando todo el azufre asociado con el hierro se ha oxidado, se inicia el período de formación de blíster, durante el cual el sulfuro cuproso se oxida a óxido cuproso y éste, a su vez, se reduce a cobre y anhídrido sulfuroso por el sulfuro cuproso restante.

Estas reacciones prosiguen hasta que se ha eliminado prácticamente todo el azufre. Por razones de tipo mecánico, es imposible convertir la totalidad de la mata cuando se trabaja con un convertidor grande.

Según las cantidades de arsénico y antimonio presentes, una parte de éstos, pueden oxidarse y volatilizarse en forma de óxidos, pero cuando su proporción no sobrepasa al 0.8 % el baño los retiene con gran tenacidad. La plata y el oro permanecen sin afectar y se queda con el cobre (3).

Como se mencionó en párrafos anteriores, los productos de la operación que se obtienen son: cobre blister, escorias y polvos voladores. En español, el cobre blister se denomina cobre ampollado, debido a las burbujas que se presentan sobre la superficie y que son causadas por el escape del bióxido de azufre, mientras el metal se encuentra solidificando.

El cobre así obtenido alcanza una pureza del 99 al 99.4 %, pero aún contiene otros elementos, que se pueden clasificar como impurezas, un análisis de un blister típico es el siguiente: Cu (99 %), O₂ (.25 %), S (.10 %), As (.05 %), Sb (.05 %), Se (.04 %), Te (.005 %), Ni (.25 %), Pb (.08 %), Zn (.002 %), Fe (.03 %), Bi (.0002 %), Ag (900 a 925 g/ton), Au (15 a 16 g/ton). (4) El cobre blister es la materia prima para el electrorrefinado.

Las refinерías generalmente compran el cobre blister en forma de placas que pesan alrededor de 350 Kg. cada una de ellas. Este cobre después de ser muestreado para saber que es lo que contiene y en que cantidad, es sometido a una fusión don

de se efectúa una refinación pirometalúrgica. Las placas de cobre blister son fundidas en un horno de reverbero con capacidades que fluctúan entre 100, 200 y hasta 250 toneladas.

La refinación pirometalúrgica a la cual se ha hecho mención, se efectúa en ciclos de 24 horas y consta de las siguientes etapas:

- 1.- Carga de horno (2 Hs.)
- 2.- Calentamiento y fusión del cobre (10 a 12 Hs.)
- 3.- Oxidación de impurezas como el azufre (2 a 3 Hs.)
- 4.- Transformación o reducción del óxido cuproso formado durante la oxidación (2 a 3 Hs.)
- 5.- Colada o vaciado del cobre fundido en moldes con la forma del ánodo. Del producto de esta colada se obtienen los ánodos que posteriormente se utilizarán como materia prima del electrorrefinado. (4)

En esta refinación pirometalúrgica es recomendable usar un combustible para horno con bajo contenido en azufre.

En el proceso anterior el paso más importante es el de oxidación. Cuando la carga de cobre se encuentra fundida, se le sopla en el seno del cobre fundido, aire a presión, que tiende a oxidar principalmente el azufre remanente en el cobre blister, reduciéndolo a cantidades despreciables. Durante esta oxidación obviamente el co-

bre también se oxida, formando óxido cuproso, y se considera que el proceso de oxidación ha concluido cuando se obtiene un contenido de óxido cuproso de alrededor del 6%. En ese punto ya no es conveniente, en términos económicos, continuar con la oxidación del azufre y se continúa con el proceso de reducción, que en términos metalúrgicos se conoce con el nombre de "madereo". Este proceso consiste en introducir en el seno del cobre troncos de madera verde resinosa (ocote o pino), que sufren una destilación seca de la madera, generando gases reductores, que se combinan con el óxido cuproso transformándolo a cobre metálico, esta reducción se considera completa cuando del contenido original de óxido cuproso que era del 6% se abata al 2.5%, por debajo del cual ya no es económico continuar con la reducción. A partir de este punto el cobre se encuentra listo para poder ser vaciado a los moldes que tienen la forma del ánodo y que van a ser refinados posteriormente en el proceso de electrorrefinado. (4)

Los ánodos tienen un peso de 350 Kg. y un análisis típico presenta los siguientes contenidos: Cu (99.50 %), O_2 (.15 %), S (.003 %), As (.04 %), - Sb (.045 %), Se (.04 %), Bi (.0002 %), Te (.05 %), Ni (.25 %), Pb (.045 %), Zn (se elimina casi completamente), Fe (.002 %), Au y Ag permanecen constantes del análisis original del cobre blister. Los moldes para los ánodos se colocan en las ruedas de Walker, distribuidos en número de 12 ó más moldes. La cuchara con el metal fundido se inclina, sirve y recupera la vertical para no derramar el cobre. Una rueda Walker con 12 moldes tarda de 5 a 6 minutos en dar un giro, por lo tanto cada 25 segundos se esta ob-
teniendo un ánodo de 350 Kg. (4)

El proceso de electrorrefinado se puede llevar a cabo por dos siste-

mas principalmente, que son conocidos como: Sistema Múltiple el primero y Sistema en Serie el segundo.

En el Sistema Múltiple los ánodos y los cátodos se conectan en paralelo mientras que las celdas electrolíticas se conectan en serie. En el Sistema en Serie por el contrario, las celdas electrolíticas son conectadas en paralelo entre sí, mientras que los ánodos funcionan como electrodos bipolares, llevando conexión eléctrica solo los electrodos de los extremos quedando sin conexión los electrodos intermedios, es decir, la cantidad de corriente eléctrica que pasa al primer electrodo es igual a la que pasa al segundo, al tercero y así sucesivamente.

Algunas de las ventajas del Sistema Múltiple con respecto al Sistema en Serie son las siguientes:

1.- Los ánodos exigen menos preparación, pudiendo tratarse los que tengan más del 1 % de impurezas combinadas y hasta 30 Kg. de oro y plata por tonelada.

2.- El voltaje en las cubas es bajo y por ello se registran menos cortocircuitos.

3.- No es necesario efectuar el desprendimiento de los revestimientos de los cátodos.

4.- Los electrodos, así como la chatarra anódica producida, se manipulan con mayor facilidad y en unidades mayores, recurriendo a dispositivos mecánicos.

5.- La gran distancia entre los electrodos y los espacios libres en

los lados de éstos favorecen la circulación del electrolito, sin que se tenga agitación de los lodos y no hay que vigilar tan estrechamente la pureza del electrolito debido a la mejor circulación que se obtiene.]

6.- En los cátodos obtenidos se registra una pérdida menor de los metales preciosos. (3)

En la actualidad el Sistema Múltiple debido a su mayor flexibilidad ha desplazado casi por completo al Sistema en Serie y por lo tanto en este trabajo sólo mencionaremos el Proceso Múltiple que habíamos indicado anteriormente y cuyo diagrama simplificado se presenta a continuación:



Es conveniente señalar en este punto, que el electrolito usado en los dos procesos es el mismo, es decir, se parte de una solución de sulfato de cobre con concentraciones de ion cúprico de 45 a 50 g/l y de ácido sulfúrico de 180 a 200 g/l, operando a una temperatura de 50 a 65 °C, que mejora la conductividad. Para asegurar-

se que siempre van a existir iones cúpricos cerca del cátodo es importante la circulación del electrolito, generalmente esta circulación es del orden de 10 a 15 l/min, por celda, que evita la polarización por formación de pilas de concentración.

Los electrodos en los dos sistemas son similares, con la diferencia de que en el sistema múltiple se requiere de cátodos iniciadores, que son hojas delgadas de cobre puro, mientras que en el sistema en serie los electrodos intermedios son bipolares y no requiere cátodos iniciadores.

La densidad de corriente que se adopte es el factor más importante en el refinado del cobre. Habiéndose empezado con 0.3 a 0.5 A/dm² de superficie catódica, se ha ido incrementando gradualmente, hasta que una instalación que disponía de fluido barato llegó a emplear 4.3 A/dm². Los datos operatorios de las refineras más importantes del mundo indican una densidad de corriente catódica que varía de 1.6 a 3.6 A/dm², operando casi todas con valores que oscilan entre 1.6 y 1.9, salvo en el caso de que el fluido eléctrico sea muy barato. Esto es muy importante debido a que al aumentar la densidad de corriente, aumenta el voltaje de las celdas y lo propio ocurre con el consumo de energía eléctrica por unidad de peso de cobre. (5)

El voltaje de las pilas varía en función de la densidad de corriente, como ya se mencionó antes, de la construcción de los tanques, del número de ánodos y cátodos, los sistemas de conexiones y de su estado de conservación. La tensión para el refinado es baja. Para el voltaje mínimo de operación, los ánodos se disponen en los tanques lo más junto posible. Algunas refineras trabajan con distancias de 10 cm. de centro a centro. (4)

Generalmente la tensión a la que trabaja una casa en la refina -
ción electrolítica del cobre es del orden de 100 a 180 volts.

Las cargas del orden de varios miles de amperes, generalmente son
5000, pero se ha llegado a trabajar hasta con 15 000, actuando el cobre como un ion di -
valente. Con un rendimiento igual a la unidad (100 %) un ampere-hora deposita 1.186
g. de cobre, equivalente a 28.464 g. de cobre por ampere-día. En la práctica se cone -
tan de 392 a 784 celdas en serie. Los amperajes en las barras principales de las instala -
ciones con corriente a precio reducido, rebasan los 1000 amperes por pulgada cuadrada
de sección (155 A/cm^2), pero el valor medio más usado es de 78 A/cm^2 . La eficien -
cia catódica por lo general es del 92 %. (4)

Las impurezas que pueden contaminar el electrolito son de dos ti -
pos:

- 1.- Solubles. Como son: fierro, arsénico, níquel y zinc.
- 2.- Insolubles. Como son: selenio, telurio, oro, plata, plomo y an -

timonio.

Estas impurezas insolubles forman los lodos anódicos, de donde se -
extrae el oro, plata y selenio. (4)

El electrolito impuro sirve como materia prima en la fabricación de
sulfato de cobre y para la recuperación del níquel.

Al electrolito se le añaden agentes de adición en pequeñas canti -

dades (NaCl de 0.020 a 0.030 g/l y cola de 6 a 10 Kg/100 ton. de cobre catódico - producido), con el fin de formar depósito de cobre de cristales finos que impide la formación de arborescencias que si llegan a tocar el ánodo, producen corto circuito dejándose de efectuar la deposición del cobre sobre el cátodo (4).

Los cátodos iniciadores, a los cuales ya hicimos referencia en párrafos anteriores, son placas de cobre laminado con tersura y acabado diferente al cobre catódico comercial. Cada 24 horas, una hoja matriz produce dos cátodos iniciadores y para evitar que se pegue el depósito de cobre en la hoja matriz, se le da a esta un baño de aceite con gasolina. (4)

El 10 % de las hojas iniciadoras se cortan en tiras para formar orejas usadas para suspender las hojas iniciadoras dentro de las celdas comerciales donde se engruesan de 4 a 100 Kg. en 15 días. Actualmente, las hojas matrices son de titanio. (4)

Las cubas para hojas matrices tienen un ánodo más que el número de hojas matrices mientras que en las cubas comerciales se mete un cátodo más que el número de ánodos (4)

Al estar ya en funcionamiento la planta, las impurezas que contienen los ánodos al irse disolviendo en el electrolito, van incrementando la proporción de estas impurezas con respecto al ión cúprico y debe impedirse que el total de las impurezas solubles sea superior de 20 a 22 g/l.

Para evitar que las impurezas solubles se incrementen más de los límites indicados y de preferencia mantenerlos abajo, es necesario purgar diariamente un -

volumen de electrolito y reponer éste por una solución de ácido sulfúrico en agua de la misma concentración que el electrolito.

El exceso de ión cúprico que incrementará la concentración de la solución, se mantiene constante mediante la operación de unas celdas electrolíticas especiales que reciben el nombre de " Cubas Decuprizadoras", que se diferencian de las celdas normales en que llevan ánodos insolubles de plomo en lugar de los ánodos normales de cobre .

El voltaje de estas celdas es 10 veces mayor que el de las celdas usadas en el proceso con ánodos de cobre, operando de 1.8 a 2 volts por celda. (4)

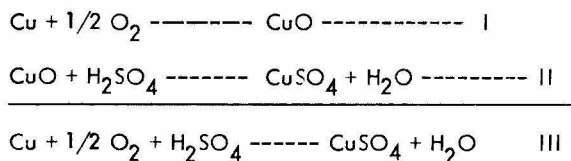
El electrolito purgado de la sala electrolítica se puede purificar por tres métodos diferentes:

a) Método de Cementación: A la solución de iones cúpricos, se le agrega fierro metálico, obteniéndose iones ferrosos y cobre metálico. A esta reacción se le conoce con el nombre de reacción de cementación .

Este método es el más inadecuado pues sólo se recupera el cobre elemental y se disuelve el fierro, en forma de sulfato ferroso desprendiéndose hidrógeno.

El cobre así obtenido es muy impuro ya que está contaminado con fierro. (4) por lo que este procedimiento sólo se usa en plantas muy pequeñas.

b) Método de fabricación de sulfato de cobre: en este caso se aprovechan las reacciones:



El electrolito purgado se introduce en torres empacadas con chatarra de cobre, a las que se les inyecta aire comprimido obteniéndose una solución de sulfato de cobre, para aumentar la solubilidad se inyecta vapor que calienta la solución.

Cuando la solución está neutralizada, el electrolito neutro se filtra para eliminar materia en suspensión. Esta solución se evapora hasta casi alcanzar la concentración de saturación a la temperatura de ebullición de la misma. Hecho esto, se vacía la solución a unos cristalizadores donde se obtiene sulfato de cobre penta-hidratado ó vitriolo azul.

Se sacan los cristales, se secan, se envasan y se venden. El licor madre obtenido después de varias neutralizaciones puede servir como materia prima para la recuperación del níquel. (4)

c) Método de Purificación Cíclica: Se basa como su nombre lo indica en regenerar el electrolito purgado y regresarlo a la casa electrolítica después de haberle quitado las impurezas.

El procedimiento consiste en colocar 5 cubas en cascada a las cuales se les ponen ánodos de plomo y cátodos iniciadores de cobre. La razón de alimentar el electrolito en la más alta, es para aprovechar la fuerza de la gravedad y así la solu -

ción va pasando de una cuba a otra. Al final de la serie, el electrolito sale agotado en cobre y arsénico.

Las dos primeras celdas producen cátodos que pueden ser vendidos como cátodos comerciales con pureza del 99.90 %.

En la tercera cuba al irse agotando el cobre iónico se empieza a codepositar el arsénico y como también se produce hidrógeno en los cátodos, se libera hidrógeno arseniado, razón por la cual, esta sección trabaja separada del resto de la planta.

El electrolito decuprizado se somete a evaporación inicialmente en evaporadores con forro de plomo y a medida que el ácido sulfúrico se va concentrando, empiezan a precipitar los sulfatos anhidros de todas las sales solubles.

Cuando el ácido sulfúrico se ha concentrado arriba del 70 % ya no es corrosivo para el acero y entonces se puede terminar la evaporación en pailas de acero.

El ácido sulfúrico obtenido se manda a la casa electrolítica para reponer el ácido perdido en la formación de los sulfatos de níquel, fierro y zinc.

Los sulfatos anhidros son materia prima para recuperar el níquel.

El cobre de las dos primeras celdas sirve como cobre catódico, mientras que el cobre de las otras tres celdas es impuro y se debe refinar en los hornos de ánodos, es por esto por lo que se le llama a este procedimiento, Metodo de Purificación Cí-

clica. (4)

Ahora pasaremos a explicar en que consiste el método de electrobeneficio, que es el que usaremos en la parte práctica de este trabajo.

2.2 ELECTROBENEFICIO DEL COBRE. La obtención electrolítica o electroobtención incluye: 1o., el lixiviado del mineral, bien sea soluble en ácido de manera natural ó bien que se obligue a serlo; 2o., disolución del contenido metálico del mineral; 3o., purificación de la disolución de manera que la haga apta para una electrólisis eficaz; 4o., depósito electrolítico; 5o., nuevo empleo del electrolito (que ahora será pobre en ión cúprico) como líquido lixivante que complete un ciclo e inicie el siguiente. (3)

Se conoce con el nombre de tratamiento hidrometalúrgico o lixiviación, todo proceso en el que el metal o metales beneficiables se recuperan extrayéndolos con un disolvente adecuado que no ataca a la ganga o material residual. A continuación, el metal puede depositarse de la solución resultante en forma pura. Frecuentemente estos procesos se conocen con el nombre de "procesos húmedos" para distinguirlos de los "procesos secos" o de fusión. Los procesos hidrometalúrgicos tuvieron su origen en América con la llegada de los conquistadores españoles, que idearon y desarrollaron métodos muy ingeniosos para recuperar plata de las menas que la contenían.

La lixiviación de las menas in situ y la recuperación del cobre de las aguas de las minas en forma de cobre cementado es una práctica que cuenta con muchos siglos de antigüedad. La primera lixiviación del cobre que se realizó en los Estados Unidos se llevó a cabo probablemente partiendo de una ceniza de pirita cuprífera obte-

nida en la combustión de las piritas empleadas en la fabricación del ácido sulfúrico.

Aunque las ventajas del método hidrometalúrgico para el tratamiento de menas oxidadas o carbonatadas de cobre son muchas, se deben destacar las siguientes :

1.- El cobre puede obtenerse directamente y en forma muy pura por electrodeposición y los últimos perfeccionamientos registrados en el campo de la generación de energía parecen brindar energía eléctrica más o menos barata para estos fines.

2.- La ganga silicosa permanece prácticamente inafectada por la mayor parte de los disolventes, mientras que en los procesos de fusión debe escoriificarse con fundentes relativamente caros.

3.- Es necesario emplear grandes cantidades de coque para generar el calor preciso para poner en marcha las reacciones y fundir la mata, el metal y la escoria. En cambio, los procesos hidrometalúrgicos se realizan a temperatura ambiente ó ligeramente arriba de esta.

4.- La manipulación de los productos (con tuberías, bombas y transportadores) es mucho más barata y sencilla que la de matas, escorias y cobre blister fundidos.

5.- El grado de recuperación del metal suele ser más elevado que en el caso de la fusión.

6.- El proceso permite beneficiar económicamente menas de las -

clasificadas como de bajo contenido de cobre, (generalmente menos de 2 %) (3) .

Desgraciadamente, este proceso también tiene algunos inconvenientes como son:

1.- El efecto perjudicial de pequeñas cantidades de impurezas contenidas en el electrolito durante la electrodeposición .

2.- Las menas sulfuradas no pueden tratarse con disolventes baratos .

3.- La naturaleza corrosiva de los disolventes empleados .

4.- La dificultad de separar el residuo sólido de la solución corrosiva en la que se encuentra disuelto el metal .

5.- Elevado costo de la corriente eléctrica .

6.- Carencia de materiales de electrodos adecuados . (3)

Como se puede observar por los párrafos anteriores dentro del electrobeneficio, la lixiviación ocupa un papel muy importante, debido a esto en este punto hablaremos extensamente de la lixiviación y en particular de la lixiviación del cobre .

En general, puede decirse que un mineral se considera adecuado para tratarse por lixiviación cuando éste no responde debidamente a los tratamientos por concentración gravimétrica, flotación u otro procedimiento sencillo. El metal deseado puede encontrarse en estado libre, o bien, en forma de sulfuro, carbonato, silicato, óxido o sul

fato. En cualquier caso, es casi seguro que se presenten dificultades. Igualmente, el concentrado para lixiviar presenta generalmente problemas, ya que no habría necesidad de lixiviarlo directamente a menos que fuera necesario eliminar o evitar alguna impureza difícil de tratar que no puede manejarse de otra forma. (6)

Los calcinados, usados también como materia prima para la lixivación, tienen categoría diferente en vista de que el proceso de tostación, cuando se lleva a cabo correctamente, fija condiciones que facilitan la lixivación.

Los disolventes que se utilizan en la lixivación incluyen tanto soluciones ácidas como alcalinas, así como también algunas sales; pero el ácido sulfúrico es el que se usa universalmente ya que es el más barato. Esto se debe en parte, a su eficiencia como disolvente y en parte a que es fácil de conseguir de bajo costo y sus pérdidas durante el proceso son bajas (6), aunque de manejo peligroso.

Aun cuando el ácido clorhídrico se utiliza en algunas plantas, tiene más problemas de manejo que el sulfúrico y las pérdidas son mayores.

El anhídrido sulfuroso y el amoníaco, además de ser muy volátiles, son también difíciles de manejar por lo que se usan poco. Sin embargo, se estudian procesos de lixivación con amoníaco para tratamiento de minerales de sulfuro de cobre (6).

Se llaman reactivos accesorios en lixivación aquellos que, como el sulfato férrico y ferroso, activan las reacciones de disolución, sin ser el disolvente principal. El sulfato férrico ayuda a disolver algunos sulfuros de cobre, y el sulfato ferroso actúa como agente depolarizante en la electrólisis del cobre (6).

Los principales métodos usados en lixiviación son los siguientes:

- 1.- Lixiviación in situ.
- 2.- Lixiviación por lotes.
- 3.- Lixiviación por percolación.
- 4.- Lixiviación por agitación. (6)

A continuación se hace una breve descripción de cada uno de estos métodos.

Lixiviación in situ. Cualquier análisis de este tipo de lixiviación se debe comenzar con una aceptación y una advertencia. La aceptación es que probablemente no hay, en realidad, tal lixiviación in situ si por lixiviación se entiende un proceso bien controlado en que se obtiene una recuperación bastante completa del metal contenido en el mineral. La advertencia es que sólo en las circunstancias más afortunadas que se puedan imaginar podría ser económicamente costeable la lixiviación in situ de un yacimiento quebrado no desarrollado o preparado (6).

Los motivos del fracaso de este procedimiento están en la naturaleza misma del proceso de lixiviación. Un trozo de roca que contenga cobre, por ejemplo, sólo se puede lixiviar cuando es suficientemente porosa para que la solución entre en contacto con el metal, actúe en él y vuelva a la superficie del trozo de roca, llevando consigo el cobre disuelto. El tiempo que se requiere para este proceso depende de las dimensiones del trozo de roca. Así sucede sean cuales fueren los minerales de que se trate o

las reacciones químicas de disolución.

Así por ejemplo, aproximadamente se puede decir que un mineral de pórfido, molido a menos 60 mallas, se puede lixiviar en 4 a 8 horas. El mismo mineral, triturado a unos 6 mm, se puede lixiviar en 5 días, aproximadamente.

Este rápido aumento del tiempo necesario para la lixiviación conforme se aumenta el tamaño de partícula, hace que resulte prácticamente imposible la lixiviación in situ de mineral no fracturado. (6)

Lixiviación por lotes. Para la lixiviación por lotes se usa mineral tal como sale de la mina, salvo que los trozos más grandes se han reducido a unos 10 ó 20 cm. La disolución y extracción del cobre desde el interior de los trozos de roca de este tamaño dependen, evidentemente, de dos factores físicos principales: la porosidad y la acción capilar de la roca. La mayoría de las rocas que contienen cobre como contenido original son más o menos porosas, teniendo además, parte de cobre como depósito secundario. Desde luego, el cobre secundario llega por canales microscópicos, poros o fracturas que permiten el acceso a soluciones que contenían cobre, por lo que el metal se depositó en forma de sulfuro o en forma de óxido (6) .

De acuerdo con lo anterior, el mineral que contiene cobre secundario probablemente sea dócil a la lixiviación por lotes, en tanto que las rocas que contienen cobre primario puedan serlo si carecen de suficiente porosidad. Al respecto hay otro factor de importancia y es el hecho de que muchas rocas se desintegran cuando se exponen alternativamente a la humedad y al secado y esta desintegración, que se puede a-

celerar mucho por la acción de soluciones que contengan sales, puede favorecer o no al lixiviado por lotes. Es favorable en cuanto permita el acceso de la solución a los minerales, pero puede resultar desfavorable mecánicamente si la roca se desintegra formando partículas muy finas, parecidas a las del barro (6).

En la lixiviación por lotes, probablemente se ataque a los carbonatos, el óxido cúprico, el óxido cuproso, el cobre metálico y los sulfuros, en este orden.

La lixiviación por lotes, bien llevada, debe incluir los siguientes pasos:

1.- Proporcionar suficiente solución de "colas" de la planta de precipitación para mojar debidamente el mineral.

2.- Dejar tiempo suficiente para el secado y salida de las soluciones a la superficie del mineral por "capilaridad invertida", arrastrando consigo al cobre disuelto.

3.- Lavar el lote con solución de "colas" de la planta.

4.- Hacer pasar el líquido escurrido de los lotes a los depósitos de cementación y de allí a un tanque de almacenamiento, de donde se bombea la solución de hierro a una sección ya seca del lote, repitiendo el ciclo indefinidamente.

Finalmente la lixiviación por lotes es recomendable para minerales de muy baja ley (6).

Lixiviación por percolación. El uso de la percolación se debe considerar en casos de minerales con más alta ley que los mencionados para la lixiviación por lotes.

Debido a la gran cantidad de cobre soluble, la mayoría de los minerales de cobre que se tratan por lixiviación se trituran en seco. La trituración en seco, inferior a 6 mm resulta antieconómica. La molienda fina con agua, como se usa para la agitación, tampoco es recomendable, porque desequilibra las soluciones. Podría hacerse la molienda con solución lixivante, pero los problemas para evitar la corrosión serían enormes. De aquí el porqué se ha preferido la lixiviación por percolación para los minerales de cobre. (6)

La percolación se lleva a cabo en cubas o tanques dispuestos de tal manera que se facilite lo más posible la carga y descarga del material; tienen filtros en el fondo contruídos de tal manera que se pueda bombear al depósito la solución cuando el depósito está cargado. La percolación puede hacerse hacia arriba o hacia abajo, prefiriéndose por lo general lo primero. No se necesita tomar precauciones especiales al cargar los depósitos, excepto la bastante obvia, por cierto, de distribuir la carga uniformemente para evitar que se segregue el material fino (6).

El tiempo de contacto entre la solución y el mineral es entre 5 y 10 días, dependiendo esto de la concentración usada del ácido.

Lixiviación por agitación. En general, se ha escogido este método para los minerales de alta ley, o bien para concentrados, en los que, por la escasez de -

tonelaje de mineral o por la necesidad de rapidez en el tratamiento, no hacen posible el uso de la percolación cuyo desarrollo es siempre lento. La agitación también actúa sobre minerales en los que el metal que se busca está en grano muy fino o bien está tan diseminado que viene a quedar fuera del alcance de la percolación.

En la agitación, el tiempo de contacto es, generalmente, de horas, en lugar de los días que se necesitan en la percolación. (6)

Se han llevado a cabo pruebas suficientes que parecen indicar que las reacciones difieren radicalmente, según se trate de material grueso o de material - muy fino. Por ejemplo, las pruebas que se efectuaron con un mineral que se molió únicamente a 48 mallas demostraron que la lixiviación se podría realizar en unos segundos en condiciones apropiadas. (6)

Tomando en cuenta que el material con que se va a trabajar es una mezcla de óxido y carbonato principalmente, a continuación se dan unos datos acerca de la lixiviación de estos minerales:

AZURITA: Composición ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), % de cobre (55.3), solubilidad (fácilmente soluble en ácido sulfúrico entre el 1 y el 5 %), mallas (-100 + 200), extracción y tiempo (100 % 1 hr.), temperatura (ambiente).

MALAQUITA: Composición ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), % de cobre - (57.6), solubilidad (fácilmente soluble en ácido sulfúrico entre el 1 y el 5 %), mallas (-100 + 200), extracción y tiempo (100 % 1 hr.), temperatura (ambiente).

CUPRITA: Composición (Cu_2O), % de cobre (88.8), solubilidad (soluble en ácido y el hierro trivalente), mallas (-100 + 200), extracción y tiempo (100 % 1 hr.), temperatura (ambiente). (6)

Una vez disuelto el mineral, se pasará a mencionar cuales son las concentraciones más adecuadas del electrolito para efectuar la electrólisis: concentración de la solución al entrar a la sala de tanques, cobre 36.19 g/l, ácido sulfúrico - - 46.09 g/l, concentración de la solución al salir de la sala de tanques para ser devuelta a la instalación de lixiviación: cobre 14.44 g/l, ácido sulfúrico 78.54 g/l. En la práctica la concentración más adecuada de sulfato férrico para evitar problemas de baja eficiencia de depósito de cobre catódico es de 7.5 g/l (6).

La densidad de corriente usada para el electrodeposición es del orden de 1.2 a 1.3 A/dm², obteniéndose con esto un rendimiento catódico del 85 %.

El cobre comercial obtenido en las celdas electrolíticas tiene una pureza del 99.96 % de cobre y posee una conductibilidad del 98.7 % del patrón internacional, para el cobre duro, y del 100.9 % para el recocido (6).

2.3 RESUMEN.

Habiendo descrito a grandes rasgos cuales son las diferencias entre el proceso de electrorrefinado de cobre y el de electrobeneficio del cobre, se puede establecer que las diferencias fundamentales entre uno y otro método son las siguientes:

2.3.1 El electrorrefinado empleo como materia prima ánodos de cobre impuro a partir de los cuales se obtiene como principal producto el Cu electrolítico quedando como sub-

productos impurezas insolubles que sirven como materia prima para la recuperación de plata, oro y selenio fundamentalmente, mientras que en el electrolito - quedan impurezas solubles de las cuales la más importante por recuperar es el - níquel.

2.3.2 En el electrobeneficio se recupera el cobre a partir de una solución que contiene iones cúpricos, obtenidos por lixiviación de los minerales carbonatados tratados con ácido sulfúrico diluido utilizando como ánodos materiales metálicos que no son solubles en el electrolito durante el proceso y que frecuentemente se fabrican con plomo o aleaciones de hierro con alto contenido de silicio, del orden de 14 % de éste y que comercialmente se le denomina Duriron.

2.3.3 En el electrorrefinado el electrolito consiste en una solución de sulfato de cobre (45 g/l de Cu^{++}) y ácido sulfúrico (180 g/l), que se va impurificando gradualmente con las impurezas solubles, en forma de sulfatos como los de níquel, zinc y hierro, por lo que para mantener la solución suficientemente pura y sin que ocasione problemas de operación, debe ser periódicamente purgada sustituyendo el volumen purgado por un volumen igual de solución de ácido sulfúrico en agua con el mismo contenido que este tiene en el electrolito.

2.3.4 En el electrobeneficio, el electrolito consiste en una solución de sulfato de cobre, casi neutra, obtenida de la lixiviación de los minerales carbonatados de - cobre con ácido sulfúrico, que al electrolizarse se va empobreciendo en iones cúpricos y regenerando ácido sulfúrico durante el proceso de electrodeposición, por lo que una vez parcialmente agotados los iones cúpricos, la solución se vuelve a utilizar como material lixivante para enriquecerlo nuevamente en cobre -

y así continuar los ciclos de lixiviación-electrodeposición-lixiviación, en forma prácticamente indefinida.

- 2.3.5 En este trabajo se tratará de bosquejar un anteproyecto de planta de electrobeneficio para minerales carbonatados de cobre, de un pequeño minero que actualmente tiene que vender sus concentrados de cobre impuro, obtenidos por cementación de soluciones de sulfato de cobre, con chatarra de fierro, a una compañía beneficiadora de cobre que también compra concentrados de otros muchos pequeños mineros .

El procedimiento mencionado de venta de concentrados aunque es un buen negocio para el pequeño minero, lo es mucho más para la compañía beneficiadora grande y se tratará de ver si es factible que un minero pequeño con una inversión no muy cuantiosa pueda obtener su propio cobre refinado y que a su vez a partir de este producto pueda darle alguna transformación posterior que le reditue mayores utilidades.

C A P I T U L O III

DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1 INTRODUCCION. El pequeño minero al que se hizo alusión al final del capítulo anterior, tiene un yacimiento cuya prospección minera arroja los siguientes datos de composición, que se presentan en las tablas No. 1, 2, 3. y 4 :

TABLA No. 1
ANALISIS CUALITATIVO ESPECTROGRAFICO.

ESTIMACION OPTICA	MINERAL TRITURADO ELEMENTO
Abundantes mayor de 10 %	Si, Al
Menores, entre 1 % y 10 %	Ca - K - Na - Cu - Fe - Mg
Escasos, entre 0.1 % y 1 %	Ba - T _i
Minimos, entre 0.01 % y 0.1 %	Pb - Mn - Cr - Ag - V
Huellas, menor de 0.01 %	B - Zr - Co - Ni - Sr
Químico complementario	CO ₂ - SO ₃ - S - P

NOTA: Datos obtenidos del dueño de la mina.

T A B L A No. 2
ANALISIS QUIMICO CUANTITATIVO

%	MINERAL TRITURADO
Au g/ton	Ind
Ag g/ton	85
Cu %	3.20
Fe %	1.82
S %	0.19
Ca O	6.19
Ins. %	74.94
CaCO ₃ %	11.00

NOTA: Datos obtenidos del dueño de la mina.

T A B L A N o . 3
RECONSTRUCCION MINERALOGICA

ESPECIE MINERAL	MINERAL TRITURADO
CALCOCITA	0.13
BROCHANTITA	1.41
CUPRITA	- - -
MALAQUITA	4.00
AZURITA	- - -
CALCITA	11.00
DOLOMITA	- - -
HEMATITA	1.31
MAGNETITA	- - -
LIMONITA	1.50
PIRITA	- - -
CUARZO	51.00
FELDESPATOS	11.00
ARCILLA	8.00
SERICITA	7.00
BARITA	0.50
FOSFORITA	- - -
CLORITA	3.00
TOTAL	99.85
DENSIDAD	2.66

T A B L A N o . 4

MINERAL			MINERAL TRITURADO	
ESPECIE	FORMULA	% Cu	%	% Cu
CALCOCITA	Cu_2S	79.80	0.13	0.10
BROCHANTI- TA	$CuSO_4 \cdot 3Cu(OH)_2$	56.15	1.41	0.79
CUPRITA	Cu_2O	88.80	- -	- -
MALAQUITA	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	57.43	4.00	2.30
AZURITA	$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	55.27	- -	- -
T O T A L :			3.19	
% Cu Soluble			96.9	

NOTA: Datos obtenidos del dueño de la mina.

Como se puede ver de los datos anteriores, el mineral que se obtiene de la mina corresponde a un mineral de cobre con las características adecuadas para procesarlo y obtener cobre electrolítico por el proceso hidrometalúrgico de electrobeneficio, pero esta afirmación carecería de fundamento si antes en el laboratorio no se demuestra su factibilidad mediante una experimentación de laboratorio adecuada que de apoyo y bases técnico científicas .

Por lo anterior, en este capítulo se procederá a desarrollar trabajo de laboratorio que aporte conocimiento sobre los diferentes parámetros necesarios para seleccionar el proceso más adecuado que deberá ser llevado a cabo en forma industrial .

El trabajo de laboratorio, consistirá, en procesar una muestra de mineral, obtenida por muestreo homogéneo del yacimiento de acuerdo con la prospección minera llevada a cabo por un ingeniero minero.

La muestra se someterá a molienda adecuada y se le determinarán : humedad, contenido de cobre, impurezas perniciosas para el proceso electrolítico tales como fierro, densidad aparente del mineral molido, material insoluble, velocidad de lixiviación, eficiencia del proceso electrolítico y pureza del cobre electrolítico obtenido.

La información anterior, adecuadamente empleada, permitirá seleccionar y diseñar el equipo industrial necesario para lograr la recuperación del cobre del mineral como cobre electrolítico. No obstante lo anterior es conveniente

te hacer notar que esta tesis se ocupará fundamentalmente del diseño del proceso electrolítico, quedando en manos de otro compañero el desarrollo y diseño del proceso de lixiviación del mineral, trabajo que naturalmente es motivo de otra tesis profesional.

A continuación se presenta un resumen de los resultados obtenidos en el laboratorio para determinar los principales parámetros que influyen en el método de electrobeneficio, que es el que nos ocupa en este caso, por tratarse de una muestra de mineral carbonatado. Los resultados que se obtengan se utilizarán posteriormente para diseñar el proceso.

3.2 MOLIENDA.

La muestra original de 4 603 gr. de mineral se sometió a molienda utilizando en primer lugar un molino de quijadas para reducir el tamaño de partícula y finalmente se procesó en un molino de martillos para obtener el mineral con la finura adecuada para el proceso de lixiviación.

Resultados de Molienda.

Muestra original	4 603 g.
Malla +16	458 g.
Malla +60	880 g.
Malla -60 + 100	3 220 g.

$$\text{Pérdidas: } 4\,603 - 4\,560 = 43 \text{ g.} = 0.93 \%$$

3.3 ANALISIS.

3.3.1 Determinación de Humedad:

Se pesaron dos muestras por separado de 1.0310 g y 1.5804 g respectivamente que se introdujeron dentro de sendos crisoles, los cuales se pusieron a secar en la estufa a 100 °C durante 1 hora.

Los resultados obtenidos dieron el valor promedio de 0.525 % de pérdida, debida a la humedad del mineral.

Determinada la humedad se procedió a realizar el análisis del material que constó de los siguientes puntos:

- 1.- Pesar aproximadamente 10 g. de muestra por duplicado.
- 2.- Disolver con ácido sulfúrico diluido, en caliente.
- 3.- Filtrar en Gooch con asbesto.
- 4.- Calcinar residuo del Gooch para determinar insolubles en ácido.
- 5.- El filtrado se analiza por cobre y hierro, que es lo más importante para la posterior electrodeposición, aforando el volumen del filtrado a 250 ml. y tomando alícuotas de 25 ml.

3.3.2 Insolubles.

Se pesaron 2 muestras de 10 g. de mineral, se atacaron con 30 ml de ácido sulfúrico diluido, después del ataque se filtró. El residuo sirvió para determinar insolubles dando el siguiente resultado:

Insolubles promedio = 90.38 %

3.3.3 Análisis de Hierro y Cobre .

Al filtrado se le determinó hierro, precipitándolo como hidróxido férrico, y después calcinándolo para obtener óxido férrico.

El filtrado de los insolubles, se pasó a un matraz aforado de 250 ml, se aforó y se tomaron alícuotas de 25 ml.

Se trató de oxidar las alícuotas con agua oxigenada en medio ácido para la precipitación del hierro en su estado de oxidación +3, pero la oxidación no era completa, por lo que se agregaron 4 ml de ácido nítrico concentrado para completar la oxidación y lograda esta se precipitó el hierro como hidróxido, agregando amoníaco en exceso.

El precipitado de hidróxido férrico se filtró y se calcinó a 900 °C obteniéndose el óxido férrico. Utilizando el factor gravimétrico adecuado para la transformación del óxido férrico metálico se obtuvo el siguiente resultado:

Fierro promedio = 1.8 %

El cobre se analizó electrolíticamente. De la misma solución aforada 250 ml. se tomaron alícuotas de 25 ml. y se sometieron a la electrólisis. La electrólisis se efectuó bajo las siguientes condiciones:

Amperaje = 1 Ampere

Voltaje = 2.5 Volts

Electrodos de platino.

El resultado obtenido al finalizar la electrólisis dió el siguiente

valor:

$$\text{Cobre promedio} = 3.23 \%$$

3.3.4 Densidad del mineral molido.

Hecho ésto, pasamos a determinar la densidad aparente y la densidad real del material:

Densidad aparente del material molido y triturado a + 16 Mallas:

$$1.44 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

Densidad aparente del material molido y triturado a + 60 Mallas:

$$1.38 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

Densidad aparente del material molido y triturado a -60 + 100

Mallas:

$$1.11 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

Densidad real del material molido y triturado a + 16 Mallas:

$$2.59 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

3.4 LIXIVIACION DEL MINERAL.

Una vez hecho esto se procedió a preparar soluciones de ácido sulfúrico para disolver el material. Se prepararon soluciones al 20, 30 y 40 % en peso de ácido sulfúrico, esto se hizo con el fin de saber que solución nos daba los mejores resultados, es decir, disolvía casi completamente todo el cobre de la muestra, y -

$$\text{Sol. al } 40\% = 22.28 \text{ ml H}_2\text{SO}_4 \text{ (c)} + 60 \text{ ml H}_2\text{O} = 100 \text{ mg Sol.}$$

$$\text{(40 g)} \qquad \qquad \qquad \text{(60 g)}$$

Después de tener las soluciones preparadas, se les determinó su densidad:

$$\text{Densidad de la solución al } 20\% = 1.14 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$\text{Densidad de la solución al } 30\% = 1.20 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$\text{Densidad de la solución al } 40\% = 1.30 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

Una vez obtenidos estos datos, se calculó la concentración real de las soluciones ácidas. Este cálculo se realizó de la siguiente forma:

a) 5 ml de solución aproximadamente al 20 % se aforaron a 100 ml y se tomaron alícuotas de 10 ml titulándose con sosa, utilizando como indicador fenolftaleína.

$$\text{Densidad de la solución} = 1.14 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$\text{Normalidad de la sosa} = 0.1035 \text{ N}$$

$$\text{Volumen de sosa usada} = 20.57 \text{ ml}$$

$$5 \text{ ml} \text{ ----- } 100 \text{ ml} \qquad \qquad X = 0.5 \text{ ml (solución original)}$$

$$X \text{ ml} \text{ ----- } 10 \text{ ml}$$

$$20.57 \text{ ml} \times 0.1035 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.1043 \text{ g}$$

$$0.1043 \text{ g} \text{ ----- } 0.5 \text{ ml} \qquad X = 208.6920 \frac{\text{g}}{\text{l}} \text{ H}_2\text{SO}_4$$

$$X \text{ g} \text{ ----- } 1000 \text{ ml}$$

1000 ml de solución pesan 1140 g y contienen 208.692 de H₂SO₄

$$1140 \text{ ----- } 208.69 \qquad X = 18.31\% \text{ concentración real de}$$

$$100 \text{ ----- } X \qquad \qquad \qquad \text{la solución}$$

b) 5 ml de solución original aproximadamente al 30 %, se aforaron a 100 ml y se tomaron alícuotas de 5 ml titulándose como en el caso anterior.

$$\text{Densidad de la solución} = 1.20 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$\text{Normalidad de la sosa} = 0.1035 \text{ N}$$

$$\text{Volumen de sosa usado} = 16.90 \text{ ml}$$

$$5 \text{ ml} \text{ ----- } 100 \text{ ml} \quad X = 0.25 \text{ ml (solución original)}$$

$$X \text{ ml} \text{ ----- } 5 \text{ ml}$$

$$16.9 \text{ ml} \times 0.1035 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.0857 \text{ g}$$

$$0.0857 \text{ g} \text{ ----- } 0.25 \text{ ml} \quad X = 342.867 \frac{\text{g}}{\text{l}} \text{ H}_2\text{SO}_4$$

$$X \text{ ----- } 1000 \text{ ml}$$

1000 ml de solución pesan 1200 g y contienen 342.867 g de H₂SO₄

$$1200 \text{ ----- } 342.867 \quad X = 28.57 \% \text{ concentración real de la solución}$$

$$100 \text{ ----- } X$$

c) 5 ml de solución original aproximadamente al 40 %, se aforaron a 100 ml y se tomaron alícuotas de 5 ml titulándose como en el primer caso.

$$\text{Densidad de la solución} = 1.30 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$\text{Normalidad de la sosa} = 0.1035 \text{ N}$$

$$\text{Volumen de sosa usado} = 24.00 \text{ ml}$$

$$5 \text{ ml} \text{ ----- } 100 \text{ ml} \quad X = 0.25 \text{ ml solución original}$$

$$X \text{ ml} \text{ ----- } 5 \text{ ml}$$

$$24 \text{ ml} \times 0.1035 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.1217 \text{ g}$$

1 000 ml de solución pesan 1 300 g y contienen 486.864 g de H_2SO_4

1300 ----- 486.864 X = 36.73 % concentración real de la solución
100 ----- X

Después se procedió a atacar muestras de 50 g cada una con 50 ml de cada una de las soluciones, es decir, con las soluciones aproximadamente 20, 30, - 40 %. Esto se hizo con el fin de encontrar que solución era la más adecuada para el ataque del mineral. El concluir cual solución es la que se va a utilizar, se hará en base a la cantidad de ácido sulfúrico que queda en la solución después del ataque del material, y del cobre que disuelva dicha solución.

3.5 CALCULO DE LA CANTIDAD DE ACIDO RESIDUAL EN LAS SOLUCIONES:

Las muestras de 50 g de mineral se atacaron con 50 ml de solución.

a) Solución al 20 % aproximadamente :

$$50 \text{ ml} \times 0.2087 \frac{\text{g}}{\text{ml}} = 10.4345 \frac{\text{g de } H_2SO_4}{50 \text{ ml}}$$

b) Solución al 30 % aproximadamente :

$$50 \text{ ml} \times 0.3429 \frac{\text{g}}{\text{ml}} = 17.1434 \text{ g de } H_2SO_4$$

c) Solución al 40 % aproximadamente :

$$50 \text{ ml} \times 0.4869 \frac{\text{g}}{\text{ml}} = 23.2432 \text{ g de } H_2SO_4$$

Los 50 ml de ácido agregados fueron diluidos con 25 ml de agua, después del ataque. Se filtró la solución y se lavó el residuo insoluble; se juntaron los

2 líquidos y se aforó a 500 ml. De esos aforos a 500 ml, se tomaron alícuotas de 2 ml para determinar la cantidad de ácido remanente en la solución.

a) Solución al 20 %

Normalidad de la sosa = 0.1033 N

Volumen de sosa usado = 1.65 ml

$$1.65 \text{ ml} \times 0.1033 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.0084 \text{ g de H}_2\text{SO}_4$$

$$0.0084 \text{ g} \text{ ----- } 2 \text{ ml} \quad X = 2.088 \text{ g de H}_2\text{SO}_4 \text{ remanente}$$

$$X \text{ g} \text{ ----- } 500 \text{ ml}$$

Cantidad en gramos originalmente de ácido = 10.4345 g

10.4345 - 2.088 = 8.3465 g de H₂SO₄ utilizado para disolver

el material.

b) Solución al 30 %

Normalidad de la sosa = 0.1033 N

Volumen de sosa usado = 6.40 ml

$$6.40 \text{ ml} \times 0.1033 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.3240 \text{ g de H}_2\text{SO}_4$$

$$0.32397 \text{ g} \text{ ----- } 2 \text{ ml} \quad M = 8.099 \text{ g de H}_2\text{SO}_4 \text{ remanente}$$

$$X \text{ g} \text{ ----- } 500 \text{ ml}$$

Cantidad en gramos originalmente de ácido = 17.1434 g

17.1434 - 8.0993 = 9.0441 g de H₂SO₄ utilizado para disolver el material

c) Solución al 40 %

Normalidad de la sosa = 0.1033 N

Volumen de sosa usado = 11.85 ml

$$11.85 \text{ ml} \times 0.1033 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.0600 \text{ g de H}_2\text{SO}_4$$

$$0.0600 \text{ g} \text{ ----- } 2 \text{ ml} \quad X = 14.9963 \text{ g de H}_2\text{SO}_4 \text{ remanente}$$

$$X \text{ g} \text{ ----- } 500 \text{ ml}$$

Cantidad en gramos original de ácido = 23.2432 g

$23.2432 - 14.9963 = 8.2469 \text{ g de H}_2\text{SO}_4$ utilizado para disolver

el material.

De los aforos a 500 ml se tomaron partes alícuotas de 25 ml para la determinación electrolítica del cobre. Los resultados obtenidos son los siguientes:

a) Solución de ataque al 20 %

Aforo a 500 ml

Alícuota de 25 ml

Cantidad en gramos de cobre : 0.3003 g

b) Solución de ataque al 30 %

Aforo a 500 ml

Alícuota de 25 ml

Cantidad en gramos de cobre = 0.3492 g

c) Solución de ataque al 40 %

Aforo a 500 ml

Alícuota de 25 ml

Cantidad en gramos de cobre = 0.3130 g

Como en todos los casos hubo un remanente de ácido sulfúrico y la cantidad de cobre disuelta fue aproximadamente la misma, no tiene objeto trabajar con una solución mas concentrada que la del 20 %.

3.6 LIXIVIACION DE LABORATORIO

Esta parte tiene por objeto encontrar los parámetros de diseño para el proceso de lixiviación del material y características del electrolito obtenido.

La muestra por lixiviar consistirá en tres Kg de mineral con tamaño de partícula menor de 60 y mayor de 100 mallas que se separó en dos partes:

Una primera parte de dos Kg para la lixiviación inicial que va a dar una solución empobrecida en cobre y enriquecida en ácido después del proceso electrolítico y una segunda parte de un Kg de material de las mismas características para lixiviarlo con el electrolito obtenido a partir de los dos Kg iniciales.

De acuerdo con los experimentos preliminares ya descritos, 100 g de mineral consumen 100 ml de solución de ácido sulfúrico al 20 %, dejando un remanente de ácido libre por lo que para lixiviar 3.0 Kg de mineral se requerirán 3.0 l de solución de ácido sulfúrico y con objeto de no tener ninguna falla se prepararán 3.5 l.

3.7 PREPARACION DE 3500 ml de H_2SO_4 al 20 %

$$\text{Densidad de la solución al 20 \%} = 1.14 \frac{\text{g}}{\text{ml}}$$

$$D = \frac{m}{V} \text{ por lo tanto } D \times V = m$$

$$m = 1.14 \frac{\text{g}}{\text{ml}} \times 3500 \text{ ml} = 3990 \text{ g de solución al 20 \%}$$

$$100 \text{ g de solución} \text{ ----- } 11.44 \text{ ml } H_2SO_4 \text{ concentrado}$$

$$3900 \text{ g de solución} \text{ ----- } X \text{ ml}$$

$$X = 456.46 \text{ ml } H_2SO_4 \text{ concentrado}$$

$$100 \text{ g de solución} \text{ ----- } 20 \text{ g } H_2SO_4 \text{ concentrado}$$

3900 g de solución ----- X g H_2SO_4 concentrado

X = 798 g H_2SO_4 concentrado

456.46 ml H_2SO_4 + 3192 ml H_2O = 3500 ml solución al 20 %

798 g H_2SO_4 + 3192 g H_2O = 3990 g de solución al 20 %

Una vez preparada la solución, se procedió a realizar la valoración de la misma para conocer su concentración real, usando sosa cáustica de título conocido.

De los 3500 ml de solución se tomaron 5 ml y se aforaron a 100 ml y de este último volumen se tomaron partes alícuotas de 5 ml para hacer la valoración.

Densidad de la solución = $1.14 \frac{g}{ml}$

Normalidad de la sosa = 0.1033 N

Volumen de sosa usado = 11.70 ml

5 ml ----- 100 ml X = 0.25 ml

X ml ----- 5 ml

Esto quiere decir que en realidad se está valorando solo 0.25 ml de la solución de ácido sulfúrico original.

$11.7 \text{ ml} \times 0.1033 \frac{\text{meq}}{\text{ml}} \times 0.049 \frac{\text{g}}{\text{meq}} = 0.05922 \text{ g de } H_2SO_4$

0.05922 g ----- 0.25 ml X = $236.8876 \frac{g}{l}$ H_2SO_4

X g ----- 1000 ml

1000 ml de solución pesan 1140 g y contienen 236,8876 g de H_2SO_4

1140 g ----- 236.8876 g X = 20.77 % concentración real de la solución
100 g ----- X g

Con la solución de ácido sulfúrico ya conocida, se procedió a -
lixiviar el mineral de la siguiente manera:

Se pasó a una muestra de 2 Kg de material y se disolvió en 2 l de
solución de ácido sulfúrico al 20 %.

No se lixivió la totalidad del material, para tener mineral con -
que realizar el proceso cíclico, mencionado en párrafos anteriores, es decir, el elec-
trolito de CuSO_4 que se obtiene del ataque de dos kilogramos de mineral, se somete a
electrólisis, y a este electrolito parcialmente agotado en cobre y enriquecido en ácido
sulfúrico, se le regenera la concentración de cobre, agregándole 1 litro de la solución
de ácido sulfúrico y con la solución resultante se lixivia el Kg de mineral remanente,
volviendo a electrolizar la solución y así sucesivamente en forma cíclica.

Realizado lo anterior, se filtró la solución de CuSO_4 del resto del
material que no se atacó obteniéndose un volumen de 2.265 l de solución de CuSO_4 , a
la que nombraremos como concentrada y un volumen de 1.390 l de solución de lavados,
a la que designaremos como solución diluida.

La razón de que se haya obtenido un volumen de soluciones con-
centrada y diluida de 2.265 y 1.390 l respectivamente, en lugar de 2.0 l como era de
esperarse, fue el hecho de haber lavado exhaustivamente el mineral lixiviado para po-
der establecer un balance de materiales adecuado y comprobar la cantidad de cobre li-
xiviable contenida en este, además de que, el equipo usado para filtrar consistió en un
matraz de vacío, Buchner con papel filtro y bomba de vacío que no permite lavar eficien-
temente capas gruesas de torta filtrada residual, como se puede hacer en un filtro con -
tinuo de vacío, tipo Dorr-Oliver.

A estas dos soluciones se les determinó cobre en forma electrolítica, con objeto de obtener datos adicionales necesarios para los posteriores cálculos de las condiciones de operación de la celda electrolítica donde se va a efectuar el electrobeneficio.

3.8 DETERMINACION DE COBRE EN LAS SOLUCIONES DE LIXIVIACION.

Solución concentrada.

Parte alícuota: 50 ml

Volumen original : 2265 ml

Resultado: $1.2124 \frac{\text{g Cu}}{50 \text{ ml}}$

$$1.2124 \frac{\text{g Cu}}{50 \text{ ml}} \times 1000 \frac{\text{ml}}{\text{l}} = 24.2480 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}}$$

$$24.2480 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}} \times 2.265 \text{ l} = 54.9217 \text{ g Cu totales en la solución}$$

concentrada para decuprizar.

Solución diluída.

Parte alícuota: 50 ml

Volumen original : 1390 ml

Resultado: $0.2169 \frac{\text{g Cu}}{50 \text{ ml}}$

$$0.2169 \frac{\text{g Cu}}{50 \text{ ml}} \times 1000 \frac{\text{ml}}{\text{l}} = 4.3380 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}}$$

$$4.3380 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}} \times 1.390 \text{ l} = 6.0298 \text{ g Cu totales en la solución}$$

diluída

$$\text{Cobre total en ambas soluciones} = 60.9515 \text{ g Cu}$$

Como se puede ver el balance de material con respecto al cobre contenido en el mineral da 60,9515 g de cobre para dos Kg de este, lo que nos da un porcentaje de 3.05 % que esta de acuerdo con los datos analíticos asentados anteriormente.

A esta solución concentrada se le determinó la cantidad de ácido sulfúrico remanente, para saber que cantidad de ácido es la que verdaderamente se utiliza en la lixiviación del mineral.

$$\text{Contenido de H}_2\text{SO}_4 = 32.1441 \frac{\text{g}}{\text{l}}$$

Los resultados por litro de solución fueron los siguientes:

$$\text{Acido residual} = 32.1441 \text{ g H}_2\text{SO}_4$$

$$\text{Acido original} = 236.8875 \text{ g H}_2\text{SO}_4$$

$$\text{Acido utilizado en la lixiviación} = 204.7433 \text{ g H}_2\text{SO}_4$$

Como se puede apreciar de los datos anteriores la extracción del contenido de cobre del mineral fue completa.

3.9 PROCESO DE ELECTROBENEFICIO

Una vez obtenidos estos datos se procedió a calcular las condiciones de operación de la celda electrolítica, teniendo en cuenta las constantes de operación del proceso electrolítico (5) que aparecen tabuladas en la literatura para el proceso de electrobeneficio, donde el parámetro principal es la velocidad de depósito de cobre en el cátodo, que está gobernada a su vez por la densidad de corriente la cual fluctúa entre 1.5 y 2.0 $\frac{\text{amp}}{\text{dm}^2}$ así como la agitación del electrolito que impide el em

pobrecimiento de cobre en las proximidades del cátodo, manteniendo uniforme, dentro de lo posible la concentración del electrolito.

Como celda electrolítica se empleo una celda de forma de paralelepípedo de base cuadrada con dimensiones de 7.5 cm X 7.5 cm de base y profundidad total de 12.5 cm que proporciona un volumen útil de solución de 700 ml. La agitación del electrolito se proporcionó con una barra magnética con cubierta de teflón y un agitador magnético que le proporcionó la rotación dentro de la celda.

La celda llevó dos ánodos de lámina de plomo, colocados en los extremos y un cátodo de inoxidable entre los ánodos de tal forma que los electrodos - quedan conectados en paralelo.

Dimensiones del cátodo:

Ancho = 6.7 cm

Largo = 7.7 cm

Area del cátodo = $0.52 \frac{\text{dm}^2}{\text{cara}}$

Area total = $0.52 \frac{\text{dm}^2}{\text{cara}} \times 2 \text{ caras} = 1.04 \text{ dm}^2$

Los ánodos usados fueron de plomo como ya se dijo anteriormente, con las mismas dimensiones del cátodo.

$1.04 \text{ dm}^2 \times 1.5 \frac{\text{amp}}{\text{dm}^2} = 1.56 \text{ amperes}$

La intensidad a la que trabajará la celda es de 1.6 ampere-hr, proporcionada por un electroanalizador Eberbach equipado con amperímetro, voltímetro y regulador variable de corriente.

$$1 \text{ Faraday} = 96500 C_b = 1 \text{ equivalente químico (Eq)}$$

$$1 \text{ Ampere} = \frac{Q C_b}{t \text{ seg}} \text{ por lo tanto } Q C_b = 1 \text{ ampere} \times t \text{ segundos}$$

$$1 \text{ Faraday} = 96500 \frac{\text{amp-seg}}{\text{Eq}}$$

$$1 \text{ Faraday} = \frac{96500 \frac{\text{amp-seg}}{\text{Eq}}}{3600 \frac{\text{seg}}{\text{hr}}} = 26.8 \frac{\text{amp-hr}}{\text{Eq}}$$

$$\text{M.A.Cu} = 63.54 \quad 1 \text{ Eq Cu} = \frac{63.54}{2} = 31.77 \frac{\text{g Cu}}{\text{Eq}}$$

$$\frac{31.77 \text{ g Cu/Eq}}{26.8 \frac{\text{amp-hr}}{\text{Eq}}} = 1.185 \frac{\text{g Cu}}{\text{amp-hr}}$$

Con los valores de estas constantes calcularemos el tiempo del proceso, tomando en cuenta que el proceso electrolítico no debe llevarse a cabo hasta agotamiento total del cobre en solución ya que al irse empobreciendo el contenido de iones cúpricos, se empiezan a codepositar con el cobre aquellas impurezas que tienen voltajes de depósito cercanos al cobre, impurificando el cobre electrodepositado y si aún se continúa agotando más el electrolito, se empieza a liberar hidrógeno, circunstancias todas ellas que abaten enormemente la eficiencia catódica de depósito que no debe ser inferior al 85 % como lo indica la literatura. Por lo anterior se escogió como límite inferior de concentración de iones cúpricos el valor de 14 g/l y sólo se electrobeneficiará la solución mas concentrada o sea la que tiene un volumen después de tomar muestras para análisis de 2.150 l dejando sin tratamiento electrolítico el 1.390 l de solución diluída.

Como la celda electrolítica solo tiene capacidad para 0.7 l, en-

tonces la operación de electrobeneficio deberá llevarse a cabo en varios ciclos, cambiando en cada caso el electrolito agotado por electrolito nuevo.

De acuerdo a todo lo anterior los cálculos necesarios para la experimentación quedan como sigue:

Número de ciclos de electrodeposición

$$\frac{2.150 \text{ l}}{0.700 \frac{\text{l}}{\text{ciclo}}} = 3.071 \text{ ciclos}$$

Cobre inicial en la celda

$$0.700 \frac{\text{l}}{\text{ciclo}} \times 24.2480 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}} = 16.9736 \frac{\text{g Cu}}{\text{ciclo}}$$

Cobre residual en la celda

$$0.700 \frac{\text{l}}{\text{ciclo}} \times 14.0000 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}} = 9.8000 \frac{\text{g Cu}}{\text{ciclo}}$$

$$\text{Cobre electrodepositado} = 7.1736 \frac{\text{g Cu}}{\text{ciclo}}$$

Duración del ciclo de electrodeposición

$$\frac{7.1736 \frac{\text{g Cu}}{\text{ciclo}}}{1.185 \frac{\text{g Cu}}{\text{amp-hr}}} = 6.0537 \frac{\text{amp-hr}}{\text{ciclo}} \quad 100 \% \text{ eficiencia}$$

Como se supone 85 % de eficiencia entonces:

$$\frac{6.0537 \frac{\text{amp-hr}}{\text{ciclo}}}{0.85} = 7.1220 \frac{\text{amp-hr}}{\text{ciclo}} \quad 85 \% \text{ eficiencia}$$

Como la intensidad calculada es de 1.56 Amp. tenemos

$$\frac{7.1220 \frac{\text{amp-hr}}{\text{ciclo}}}{1.56 \frac{\text{amp-hr}}{\text{hr}}} = 4.565 \frac{\text{hr}}{\text{ciclo}}$$

Lo anterior indica que cada ciclo de electrobeneficio tendrá una

duración de 4.5 horas, debiéndose depositar 7.1 g de cobre en el cátodo, dejando una solución parcialmente agotada de cobre y enriquecida en ácido sulfúrico.

Con estos datos se procedió a poner en operación la celda electrolítica. Durante cuatro días en forma intermitente, se estuvo operando la celda, teniendo un tiempo total de operación de 15.05 hs.

Al cabo de este tiempo se hizo un análisis de la operación para comprobar si los resultados obtenidos por cálculos teóricos concordaban con los obtenidos prácticamente.

El cobre fue depositado sobre el cátodo de acero inoxidable y para desprenderlo de este se limaron las orillas, recogiendo las limaduras y recuperando las láminas formadas en ambas caras del cátodo. Los datos obtenidos fueron:

$$\begin{aligned} \text{Lámina (1)} &= 11.1466 \text{ g Cu} \\ \text{Lámina (2)} &= 11.5314 \text{ g Cu} \\ \text{Limadura} &= 1.2000 \text{ g Cu} \\ \text{T o t a l} &= \underline{23.8780 \text{ g Cu}} \text{ práctico} \end{aligned}$$

El cobre teórico por depositar será:

$$1.56 \frac{\text{amp-hr}}{\text{hr.}} \cdot 15.05 \text{ hr.} \times 1.185 \frac{\text{gr Cu}}{\text{amp-hr}} = 27.8214 \text{ g Cu}$$

La eficiencia del proceso la obtenemos dividiendo la cantidad práctica entre la teórica y multiplicando por 100

$$\text{Eficiencia: } \frac{23.8780 \text{ g Cu}}{27.8214 \text{ g Cu}} \times 100 = 85.83 \%$$

Valor que esta completamente de acuerdo con los datos presentados en la literatura. (5)

Por último, al electrolito procesado se le determinó en concentración de cobre y ácido sulfúrico para comparar estos valores con los de la solución inicial.

Los resultados obtenidos se resumen en la siguiente tabla:

TABLA No. 5

COMPONENTE g/l	SOLUCION INICIAL	SOLUCION FINAL	VARIACION
Cu^{++}	24.2480	13.4600	- 10.7880
H_2SO_4	32.1441	48.0800	+ 15.9359

3.10 PURIFICACION DEL ELECTROLITO AGOTADO.

De acuerdo con los contenidos de elementos del mineral, se ve que este tiene 1.8 % de fierro que es totalmente lixiviable junto con el cobre, y resulta una impureza crítica para la buena eficiencia del proceso debiendose mantener lo más bajo posible su concentración, ya que se reducirá a iones ferrosos en el cátodo y estos se oxidarán a iones férricos en el ánodo estableciéndose un proceso cíclico que consume corriente y no deposita cobre, abatiendo la eficiencia de depósito de este. Además, los iones férricos por su elevado poder oxidante disuelven espontáneamente al cobre depositado transformándolo a iones cúpricos, cuando la concentración de iones

férricos es elevada.

Este fenómeno se presentará inmediatamente que la solución decuprizada por primera vez se vuelva a enriquecer con cobre al lixiviar más mineral y como el fierro no se deposita, su concentración se verá incrementada al doble, siendo necesario enfrentarse al problema de eliminarlo de la solución que se electroizará.

La eliminación del fierro se logra precipitándolo como sulfato férrico en un pH del orden de 4.0 a 4.5 para lo cual es necesario neutralizarle el ácido sulfúrico al electrolito, decuprizado, sin que este ácido se pierda, situación que se logra si la lixiviación se hace de tal forma que no quede ácido remanente en la solución, adicionándole mineral hasta que todo el ácido sulfúrico se consuma y en ese momento ajustar el pH y agregar agua oxigenada para oxidar todos los iones ferrosos a férricos - precipitando así como sulfato férrico que será fácil de filtrar de la solución al estar - mezclado con el residuo insoluble de la lixiviación.

La solución tratada en esta forma queda casi exenta de fierro perjudicial y el proceso de electrobeneficio será factible con buena eficiencia catódica produciendo cátodos de cobre de 99.90 % de pureza.

C A P I T U L O I V

SELECCION DEL PROCESO Y DISEÑO DEL EQUIPO

4.1 SELECCION DEL PROCESO.

De acuerdo con los datos obtenidos de la parte experimental descrita en el capítulo anterior, se puede establecer que el proceso completo para el tratamiento del mineral desde su obtención, hasta la recuperación del cobre por medio del proceso electrometalúrgico de electrobeneficio, debe quedar en la siguiente forma:

- a) Fractura del mineral.
- b) Molienda del mineral.
- c) Separación de finos y gruesos y recirculación de estos.
- d) Muestreo y análisis del mineral.
- e) Lixiviación a neutralización y oxidación del fierro.
- f) Filtración del mineral lixiviado y lavado del residuo.
- g) Almacenamiento del electrolito
- h) Proceso de electrobeneficio.
- i) Almacenamiento del electrolito agotado.
- j) Proceso cíclico a partir del inciso e.

4.2 DESCRIPCION DE CADA ETAPA.

4.2.1 Fractura del mineral.

En esta etapa el mineral va a ser fracturado de pedazos grandes a partículas que tengan un tamaño de más o menos 6.35 mm (1/4"), mediante un molino de quijadas. (ver fig. número 1)

4.2.2 Molienda del mineral.

En este paso las partículas obtenidas de la primera etapa del proceso se someten a una molienda mediante un molino de martillos para reducir el tamaño de las partículas hasta malla - 60 mallas. (Ver fig. número 2)

4.2.3 Separación de finos y gruesos y recirculación de éstos.

Durante el paso anterior no todo el mineral cumple la especificación necesaria por lo que el mineral deberá someterse a un proceso de cribado en una criba vibratoria que permita separar aquellas partículas gruesas para volverlas a someter al proceso de molienda. (Ver fig. número 3)

4.2.4 Muestreo y análisis del mineral.

Una vez molido el mineral, es indispensable muestrearlo para obtener la muestra representativa de cada lote que se va a procesar.

El muestreo se llevará a cabo mediante la técnica de cuarteo, hasta obtener el tamaño adecuado de la muestra que puede considerarse del orden de 0.5 Kg., no siendo necesario repartir la muestra en tres partes ya que no habrá comprador ni arbitro y los datos analíticos obtenidos de la muestra sólo servirán para control interno del proceso.

El análisis químico de la muestra incluirá fundamentalmente las -

determinaciones de : insolubles, cobre y fierro . Ocasionalmente también será necesario determinar humedad .

4.2.5 Lixiviación a neutralización y oxidación del fierro .

Durante la parte experimental se observó que el ataque del mineral se lleva a cabo a altas velocidades, por lo que se sugiere efectuarlo industrialmente por medio de "Tanques Pachuca" que se llenen previamente a su nivel conveniente con la solución agotada, a la cual se le irá agregando el complemento necesario de ácido sulfúrico perdido en la formación de sulfato de fierro y se mantendrá en agitación por medio de aire comprimido de baja presión y alto gasto mediante sopladores rotatorios, conocidos con el nombre de sopladores de cacahuete .

A continuación se irá agregando con alimentación de tolva, el mineral, al interior del " Tanque Pachuca", en forma intermitente para permitir - que todo el material soluble se disuelva y esta operación se continuará hasta obtener un pH de la solución de 4 a 4.5, momento en que se suspenderá la adición de mineral para evitar pérdidas de material que no se disuelve por falta de ácido.

Logrado lo anterior se agregará agua oxigenada para oxidar los iones ferrosos a iones férricos que a este pH precipitan como sulfato férrico y que al ser englobados por el mineral insoluble, facilitarán su filtración .

Finalmente en esta etapa, el material procesado se descarga a los tanques de almacenamiento para proceder con el siguiente paso. (Ver fig. número

ro 4)

4.2.6 Filtración del mineral lixiviado y lavado del residuo.

La filtración sólo se puede llevar a cabo en este tipo de problemas, en forma eficiente, mediante el uso de filtros continuos rotatorios en vacío, - que pueden realizar las operaciones de separación de líquido-sólido, lavado de la torta insoluble, secado de la misma y separación de la torta, tales como los filtros tipo Dorr Oliver.

Por lo anterior la operación de filtrado en nuestro caso deberá -- llevarse a cabo por medio de este tipo de filtros que nos suministran una solución exenta de fierro y con la solución concentrada y aguas de lavado descargando a un tanque de almacenamiento de la planta de electrobeneficio. (Ver figura número 5)

4.2.7 Almacenamiento del electrolito.

En esta etapa del proceso se requieren dos tanques de almacenamiento para poder tener un proceso de electrobeneficio continuo. Un tanque - estará recibiendo el flujo de solución del proceso de filtración, que será procesado 24 horas después, mientras que el segundo tanque de almacenamiento conteniendo el licor filtrado 24 horas antes lo estará enviando mediante una bomba a un tanque de alimentación por gravedad que lo distribuye en las celdas del - proceso de electrobeneficio.

4.2.8 Proceso de electrobeneficio.

Este paso del proceso es el que realmente es el objetivo del pre-

sente trabajo y consistirá en un conjunto de celdas electrolíticas con ánodos de plomo y cátodos de acero inoxidable, conectados eléctricamente en paralelo - mientras que las celdas se conectan en serie.

Las celdas serán construídas de armazón de fierro ángulo, sobre la que se colocará un forro de tablas de madera que a su vez servirán de soporte para el recubrimiento interior de plomo, resistente a la corrosión producida por el electrolito.

Las celdas llevarán circulación continua de electrolito, proveniente del tanque elevado mencionado en el inciso anterior, colocado a mayor altura que las celdas y que las alimentará por consiguiente por gravedad. La circulación del electrolito se hará alimentando a una primera celda electrolítica que a su vez alimentará por vasos comunicantes a una segunda celda, de la cual se extraerá por gravedad el electrolito agotado que se recogerá en otro tanque de almacenamiento, donde se acumulará para ser bombeado 24 horas después a la planta de lixiviación. Existe otro tanque de almacenamiento que estará bombeando a la planta de lixiviación el electrolito agotado obtenido de la planta de electrobeneficio 24 horas antes, con lo cual el proceso electrolítico también resulta ser un proceso continuo.

4.2.9 Almacenamiento del electrolito agotado.

El electrolito agotado en la planta de electrobeneficio deberá ser utilizado para lixiviar mineral nuevo, ajustando las condiciones de acidez, para restablecer la concentración de iones cobre de la solución que se requiere en

el proceso electrolítico y como ya se indicó en el inciso anterior el electrolito agotado se manejará por medio de dos tanques que operarán intermitentemente cada 24 horas, uno acumulando electrolito agotado proveniente de las celdas electrolíticas y el otro enviando el electrolito agotado que se acumuló el día anterior y así sucesivamente.

4.2.10 Proceso cíclico a partir del inciso 4.2.5

Este inciso no requiere explicación ya que, por si sólo aclarará que el electrolito acumulado en uno de los tanques de almacenamiento del proceso de electrobeneficio será enviado para lixiviar mineral nuevo.

4.2.11 Diagrama de flujo.

A continuación se presenta el esquema del diagrama de flujo del proceso que puede aclarar mejor la breve descripción del sistema para recuperar cobre por electrobeneficio a partir de un mineral de cobre de tipo carbonatado (Ver fig. 6)

4.3 DISEÑO DEL EQUIPO.

En este punto se procederá a calcular las dimensiones del equipo necesario para el proceso de electrobeneficio de obtención de 30 toneladas mensuales de cobre electrolítico, a partir del mineral carbonatado que contiene en promedio 3.24% de cobre, lo cual implica en primer lugar el procesamiento de 1000 toneladas mensuales de mineral.

Como ya se dijo anteriormente en este trabajo no se calculará el equipo de molienda, lixiviación y filtración ya que esto es motivo de otra tesis que es-

rá siendo desarrollada en forma independiente por un campañero de estudios de esta Facultad.

4.3.1 Cálculo del número de celdas electrolíticas.

Este cálculo está basado en las "Leyes de Faraday":

Base: 1000 toneladas de mineral al mes

Cantidad real de cobre del mineral

$$1000 \text{ Ton.} \times .0324 = 32.4 \frac{\text{Ton. cobre}}{\text{mes}}$$

Por lo tanto la base para los cálculos será 32.4 ton. cobre al mes.

1 Faraday (1 F) — 31.77 g Cu (equivalente químico del cobre)

$$X \text{ Faraday (X F)} — 32,400,000 \frac{\text{g Cu}}{\text{mes}}$$

$$X = 1.02 \times 10^6 \frac{\text{F}}{\text{mes}}$$

Esta cantidad de corriente sería la necesaria si trabajamos al 100% de eficiencia de depósito, pero de datos prácticos se sabe que esto no es cierto es decir, nunca se alcanza una eficiencia de 100 % como se demostró en la experimentación de laboratorio del capítulo anterior, donde se encontró que la eficiencia real de trabajo es del 85 %, valor con el que se diseñará la planta y la cantidad real de corriente será:

Cr = corriente real

$$Cr = \frac{1.02 \times 10^6}{.85} = 1.2 \times 10^6 \frac{\text{F}}{\text{mes}}$$

$$1.2 \times 10^6 \frac{\text{F}}{\text{mes}} \times 9.65 \times 10^4 \frac{\text{Cb}}{\text{F}} = 11.58 \times 10^{10} \frac{\text{Cb}}{\text{mes}}$$

Considerando meses de trabajo de 30 días trabajando 24 horas por

día tenemos:

$$8.64 \times 10 \frac{4 \text{ seg}}{\text{día}} \times 30 \frac{\text{días}}{\text{mes}} = 2.59 \times 10^6 \frac{\text{seg}}{\text{mes}} = 2.6 \times 10^6 \frac{\text{seg}}{\text{mes}}$$

Por otra parte la intensidad, la cantidad de electricidad y el tiempo quedan relacionadas con la siguiente ecuación fundamental:

$$QCb = I \text{ amp} \times t \text{ seg.} \quad I \text{ amp} = \frac{Q \text{ Cb}}{t \text{ seg}}$$

$$I = \frac{11.58 \times 10^{10} \text{ Cb}}{2.6 \times 10^6 \text{ seg}} = 4.45 \times 10^4 \text{ amp}$$

$I = 44500 \text{ amp}$ totales por mes y por planta. Se sabe que las plantas de este tipo de operación trabajan normalmente con una densidad de corriente catódica de $1.5 \text{ a } 1.6 \frac{\text{amp}}{\text{dm}^2}$, valor de donde podemos calcular la superficie catódica total (5)

$$\text{Densidad} = \frac{I \text{ amp}}{S \text{ dm}^2} \quad S \text{ dm}^2 = \frac{I \text{ amp}}{D \frac{\text{amp}}{\text{dm}^2}}$$

$$S = \frac{44500 \text{ amp}}{1.5 \frac{\text{amp}}{\text{dm}^2}} = 29.7 \times 10^3 \text{ dm}^2 = 29,700 \text{ dm}^2$$

Esta es la superficie catódica total para la planta de obtención de cobre por electrólisis.

Se necesita una superficie catódica de 29700 dm^2 por planta y escogemos que los cátodos tengan una superficie de depósito de $10.0 \text{ dm} \times 9.0 \text{ dm}$ igual en área a los cátodos empleados en Cobre de México, S. A. o sea de 90 dm^2 por cara, que es el tamaño seleccionado por la mayoría de las refineries de cobre.

Como cada cátodo tiene dos caras entonces la superficie total corresponde al de las dos caras y la superficie de un cátodo se mide por una sola cara, luego, para calcularla hay que dividir la superficie total entre dos.

$$\text{Número de cátodos} = \frac{29700 \text{ dm}^2}{90 \frac{\text{dm}^2}{\text{cara}}} \times 2 \frac{\text{caras}}{\text{cátodo}} = 165 \frac{\text{cátodos}}{\text{planta}}$$

Como cada celda trabajará con 20 cátodos, todos ellos operando por sus dos caras y 21 ánodos, 19 trabajando por sus dos caras y dos de ellas, las de los extremos trabajando por una sola cara, las superficies anódicas y catódicas serán las mismas:

$$\text{Número de cubas} = \frac{165 \text{ cátodos}}{20 \frac{\text{cátodos}}{\text{cuba}}} = 8.25 \text{ cubas}$$

De este dato se puede concluir lo siguiente:

La cantidad necesaria de cubas para la operación es de 8.25, como es imposible tener un número fraccionario de celdas, se trabajará solamente con ocho celdas, para lo cual será necesario aumentar ligeramente la densidad de corriente catódica a fin de repartir el exceso de 0.25 celdas entre las ocho que operarán en la planta.

Para efectos de mantenimiento ó reparación se debe pensar en un número mayor, para que constantemente sean ocho las celdas que estén en operación.

Basándonos en esto y de acuerdo a la simetría de la distribución de las cubas en el terreno es factible pensar en que el número total de celdas

sea de doce, con ocho celdas trabajando en operación continua y cuatro para emergencia en caso de descompostura de alguna de las operantes.

4.3.2 CALCULO DEL VOLUMEN DE ELECTROLITO.

Base de cálculo: depositar 32400 Kg de cobre por mes o sean 1080 Kg por día.

Electrolito $30 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}}$ alimentación de celdas

$14 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}}$ descarga de celdas

$16 \frac{\text{g Cu}}{\text{l}}$ depositado

$16 \frac{\text{g}}{\text{l}} \cdot X l = 1080000 \frac{\text{g Cu}}{\text{día}}$

$$X l = \frac{1080000 \frac{\text{g Cu}}{\text{día}}}{16 \frac{\text{g}}{\text{l}}} = 67500 \frac{\text{l}}{\text{día}}$$

En vista de que se está tomando el tamaño de los electrodos, idéntico al de la refinera "Cobre de México, S. A.", lo lógico es usar celdas de las mismas dimensiones a las de esta planta o sea:

Largo = 2.20 m

Ancho = 1.00 m

Altura total = 1.20 m

Nivel máximo solución = 1.10 m

$$S (\text{superficie}) = 22 \text{ dm} \times 10 \text{ dm} = 220 \text{ dm}^2$$

$$V (\text{volumen}) = 220 \text{ dm}^2 \times 11 \text{ dm} = 2420 \frac{\text{dm}^3}{\text{celda}}$$

$$\frac{67500 \frac{\text{dm}^3}{\text{día}}}{19360 \frac{\text{dm}^3}{\text{ciclo}}} = 3.3 \frac{\text{ciclos}}{\text{día}}$$

Podemos suponer que se harán 3 ciclos por día, es decir cada 8 hs. se circulará la tercera parte del electrolito diario por beneficiar.

Como se va a trabajar con 8 cubas no se alimenta a las ocho sino solamente a cuatro de ellas y estas a su vez alimentan por gravedad las cuatro restantes.

Volumen de electrolito por ciclo de 8 hs.

$$\frac{19360 \text{ dm}^3}{4 \text{ Celdas}} = 4840 \frac{\text{dm}^3}{\text{ciclo cuba}}$$

Esta es la alimentación que deberán tener las cubas, pero para evitar que la concentración baje en el electrolito y en vez de esperar ocho horas para cambiarlo, éste se estará recirculando constantemente, adicionándolo a las cuatro celdas alimentadoras con el siguiente gasto.

$$\frac{4840 \text{ l}}{8 \text{ hr}} = 968 \frac{\text{l}}{\text{hr}}$$

$$\frac{968 \frac{\text{l}}{\text{hr}}}{60 \frac{\text{min}}{\text{hr}}} = 16.1 \frac{\text{l}}{\text{min}}$$

Cantidad de electrolito que se debe estar alimentando constantemente a las cuatro celdas alimentadoras.

tínua las 24 horas del día, proporcionando el flujo de electrolito indicado, es más conveniente poner un tanque elevado que alimente las celdas por gravedad y que este tanque sea alimentado en forma intermitente, por una bomba de mayor capacidad que opere automáticamente mediante un control de nivel de tipo electrónico.

En estas condiciones la bomba necesaria deberá suministrar tres veces más flujo del que se requiere en las celdas electrolíticas, por lo que, la bomba adecuada suministrará 180 litros por minuto y la capacidad del tanque elevado se estimará en 2 metros cúbicos.

4.3.3 CALCULO DEL NUMERO DE SECCIONES POR CASA.

Para darle flexibilidad de operación a la planta y con el fin de ahorrar conductores de cobre, las celdas se arreglarán conectándolas en serie en grupos de dos en dos celdas. Cada grupo se denominará par de cubas o sección de cubas; lo que nos conduce a tener un arreglo de :

$$12 \frac{\text{celdas}}{\text{casa}} \div 2 \frac{\text{secciones}}{\text{par}} \times \frac{\text{pares}}{\text{casa}}$$

$$\frac{12 \frac{\text{celdas}}{\text{casa}}}{2 \frac{\text{celdas}}{\text{par}}} = X \text{ pares}$$

$$X = 6 \frac{\text{pares}}{\text{casa}}$$

Finalmente se puede concluir que la planta constará de doce celdas distribuidas en seis pares.

4.3.4 DISTRIBUCION DE LAS CUBAS EN EL TERRENO.

El problema de acomodar las doce celdas de la casa electrolítica de forma que solo trabajen ocho y se puedan cambiar las que salen de operación por las que están en espera, en el mínimo de tiempo posible, implica, distribuir las de tal forma que, sólo se requiera puentear la corriente por medio de barras conductoras que guíen la corriente a puntos tales que las celdas por salir ya no reciban corriente mientras que las que no la reciban la puedan admitir inmediatamente. Las cubas se colocarán de dos en dos, formando pares de secciones.

Como son doce celdas, se formarán 6 pares divididos en 2 grandes grupos de 3 pares de secciones por grupo, con un pasillo central ó principal entre los dos grupos de seis celdas de 2.0 m de ancho que servirá como área de movimiento de obreros.

Cada par de secciones se encuentra separado por 0.60 m, espacio suficiente para el libre acceso a las cubas, que permitan revisar la circulación, contactos eléctricos, corto circuitos, reparaciones, etc.

Se escogen estas dimensiones por dos causas principalmente:

- a) El espacio entre las celdas es suficiente para poder caminar entre ellas y ejecutar labores de supervisión.
- b) Evitar grandes pérdidas en el voltaje al usar conductores muy largos, que aunque tengan buena conductividad, siempre tendrán pérdidas, además de que se reduce el costo de instalación de los conductores principales de cobre que son caros.

Con estos datos de los espacios libres entre las celdas y conociendo las dimensiones de estas se puede calcular las dimensiones aproximadas de la casa electrolítica.

4.3.5 CALCULO DE LAS DIMENSIONES DE LA CASA ELECTROLITICA.

$$\text{Ancho} = (10 \text{ dm} \times 4 \text{ celdas}) + (20 \text{ dm pasillo central}) + \\ 10 \text{ dm} \times 2 \text{ pasillos laterales}) =$$

$$\text{Ancho} = 80 \text{ dm} = 8 \text{ m}$$

$$\text{Largo} = (22 \text{ dm} \times 3 \text{ celdas}) + (6 \text{ dm} \times 2 \text{ pasillos interiores}) + \\ (10 \text{ dm} \times 2 \text{ pasillos laterales}) + (40 \text{ dm espacio para el} \\ \text{rectificador}) =$$

$$\text{Largo} = 108 \text{ dm} = 10.8 \text{ m}$$

La distribución de las celdas en el terreno se ilustra en la figura 7

4.3.6 CALCULO DEL VOLTAJE DE OPERACION.

La suma total de las pérdidas de voltaje, como son conductores, electrolito, etc., nos dará el voltaje de operación de la planta.

Esta pérdida total de voltaje se puede dividir en dos grandes grupos:

- a) Caídas de voltaje debidas a las partes exteriores del circuito
- b) Caídas de voltaje debidas a las partes interiores de la celda

De donde:

$$\Delta E \text{ total} = \Delta E \text{ exterior} + \Delta E \text{ interior}$$

ΔE total = pérdida de voltaje total

ΔE interior = Pérdida de voltaje en conductores externos

ΔE exterior = pérdida de voltaje en el interior de las cubas

A su vez:

ΔE interior = $n \Delta E_c$

En donde:

n = Número de celdas

ΔE_c = Pérdida de voltaje en el interior de una celda.

Para encontrar el voltaje de operación, se debe establecer primero con que sistema se va a operar. Como se recordará en los primeros capítulos de esta tesis se habló de los dos diferentes sistemas que existen para el electrorefinado del cobre y que son "Sistema Múltiple" y "Sistema en Serie"

El sistema mas recomendable para una planta de electrobeneficio, de acuerdo a las pruebas de laboratorio, es el "Sistema Múltiple" por presentar mayor versatilidad que el "Sistema en Serie" que incluso actualmente esta siendo abandonado en el resto del mundo.

Como quedó establecido que el sistema a utilizar, es un sistema múltiple, esto da un sistema con las celdas conectadas en serie y los electrodos en paralelo tal y como se indica en el esquema que ilustra este sistema. Una vez seleccionado el sistema que se utilizará para la operación se pasará a calcular el voltaje de operación.

a) Pérdida de voltaje debida a partes exteriores del circuito.

Este punto se refiere a la caída de voltaje debida a los conductores de cobre metálico.

Este cálculo se efectúa de la siguiente manera:

$$\Delta E = I R$$

Donde: ΔE = caída de voltaje en volts.

I = Intensidad de corriente en amperes

R = Resistencia del circuito en ohms.

Por otra parte, la resistencia al paso de corriente de un conductor está dada por la siguiente ecuación:

$$R = \rho \frac{l}{s}$$

Donde: ρ = Resistencia específica del cobre.

$$= 1.724 \times 10^{-6} \text{ cm}$$

l = longitud del conductor expresada en cm

s = sección transversal del conductor expresada en cm^2

La longitud del conductor se calcula de acuerdo a las dimensiones de la casa electrolítica que ya ha quedado establecida en el esquema, obteniéndose una longitud total de 46 m de conductor.

Para el cálculo de la sección de los conductores existen 4 criterios que son:

- a) Donde la energía es barata se usan $1\,000 \frac{\text{amp}}{\text{in}^2}$
- b) Donde la energía es cara se usan $500 \frac{\text{amp}}{\text{in}^2}$
- c) Se diseña para un aumento de temperatura de 40 a 50 °C.
- d) Se determina la sección económica según el procedimiento de Kelvin.

Los dos últimos métodos rara vez son usados en la práctica porque requieren de demasiados datos.

Afortunadamente se dispone de datos prácticos de cual es el conductor más adecuado para operar la planta y por lo tanto no se calculará la sección del conductor sino que se empleará un conductor semejante al usado por -- Cobre de México, S. A. y que es de 4" X 1 1/2" de sección, con una resistencia específica de 1.724×10^{-6} ohm-cm, el cual está ampliamente probado para manejar intensidades de 5 000 a 6 000 amperes que para el amperaje de 6 000 ampers y la sección de 6 in^2 da $1\,000 \text{ amp/in}^2$, acorde con el valor mencionado en el inciso " a " transformando esta sección de seis pulgadas cuadradas al sistema métrico decimal tenemos:

$$S = 4 \text{ in} \times 2.5 \frac{\text{cm}}{\text{in}} \times 1.5 \text{ in} \times 2.5 \frac{\text{cm}}{\text{in}} = 38.7 \text{ cm}^2$$

Consecuentemente la resistencia del conductor por metro será:

$$R = \frac{1}{s} R = 1.72 \times 10^{-6} \times \frac{1 \times 10^2 \text{ cm}}{38.71 \text{ cm}^2} = 0.4443 \times 10^{-5} \frac{\text{ohm}}{\text{m}}$$

Por lo que la pérdida de voltaje por metro, en estos conductores será:

$$\frac{44500 \text{ Amperes}}{8 \text{ celdas}} = 5562 \frac{\text{Amp}}{\text{celda}}$$

$$RI = \Delta E \quad \Delta E = 0.4443 \times 10^{-5} \frac{\text{ohm}}{\text{m}} \times 5562 \text{ amp} = 0.0247 \frac{\text{volt}}{\text{m}}$$

Como se tienen 46 m de conductor la pérdida total a lo largo de ellos será:

$$\Delta E = 0.0247 \frac{\text{volts}}{\text{m}} \times 46 \frac{\text{m}}{\text{casa}}$$

$$E = 1.12 \frac{\text{volts}}{\text{casa}}$$

b) Pérdida de voltaje debida a partes interiores del circuito.

Esta caída de voltaje se debe principalmente a cuatro factores que

son:

- a) Resistencia del electrolito al paso de corriente.
- b) Voltaje de descomposición del electrolito.
- c) Voltaje de polarización.
- d) Resistencia de contactos anódicos y catódicos.

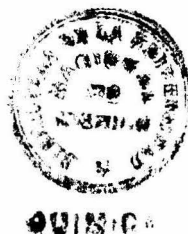
De la resistencia de contactos se consideran como fundamentales los siguientes:

- e) Contactos de barras portacátodos a conductores.
- f) Contactos de barras portaánodos a conductores.

Dichas resistencias anotadas en párrafos precedentes, originan las respectivas caídas de voltaje E_{c1} , E_{c2} , E_{c3} , E_{c4} . Como la caída de voltaje total es la suma de todas las caídas de voltaje del circuito entonces la caí-

da total de voltaje será expresada matemáticamente como:

$$\Delta E_c = \Delta E_{c1} + \Delta E_{c2} + \Delta E_{c3} + \Delta E_{c4}$$



El análisis de estas caídas de voltaje nos lleva a las siguientes conclusiones:

ΔE_{c1} = Caída de voltaje que se produce en el electrolito al pasar por él la corriente eléctrica.

ΔE_{c2} = Caída de voltaje de descomposición de la sustancia electrolizada, que en realidad es el voltaje de reacción de la celda.

ΔE_{c3} = Caída de voltaje de polarización; este voltaje se debe fundamentalmente al desprendimiento de gases en los electrodos, así como a la diferencia de concentración iónica en el catolito y en el anolito.

ΔE_{c4} = Caída de voltaje por falsos contactos, este factor se debe a uniones eléctricas mal construídas ó de contactos sucios que se eliminan mediante una buena supervisión en el montaje de las líneas y revisiones y limpieza de las mismas.

Debido de que se disponen de datos prácticos experimentales del voltaje en las celdas, que ya toman en cuenta los cuatro factores mencionados en párrafos anteriores no se calculará ninguno de ellos. Sin embargo es conveniente agregar un porcentaje de margen de seguridad, generalmente del 10 %, del voltaje de operación total de la planta, para compensar alguna falla.

Para obtener el voltaje de operación total y sabiendo que el vol-

taje de operación práctico por celda es de 2 volts, bastará con sumar la caída de voltaje exterior (E_c), a la interior de las cubas (E_c) y aumentar el factor de seguridad, ya mencionado.

Por lo tanto tenemos que:

$$\Delta E_T = \Delta E_c + \Delta E_c + \% \text{ seguridad}$$

$$E_T = \left[1.12 \text{ volts} + \left(2 \frac{\text{volts}}{\text{celda}} \times 8 \text{ celdas} \right) \right] \times 1.1$$

$$E_T = 18.84 \text{ volts}$$

4.3.7 RECTIFICADOR DE CORRIENTE.

Tomando en cuenta el voltaje total de operación de la planta así como la intensidad de corriente necesaria, podemos decir que el rectificador de corriente debe tener las siguientes características.

Voltaje = 20 volts

Intensidad de corriente = 6000 amp

Potencia = 120 KW

4.3.8 SELECCION DE LA FUENTE DE CORRIENTE DIRECTA.

La corriente directa, puede obtenerse para fines industriales por medio de: (7)

A) .- Convertidores de energía mecánica en energía eléctrica.

- a) Grupo turbina hidráulica - generador
- b) Grupo turbina de vapor - generador
- c) Grupos motor diesel - generador
- d) Grupos motor gasolina - generador

B).- Convertidores de corriente alterna en directa.

- a) Grupos motor eléctrico - generador.
- b) Conmutatrices.

C).- Rectificadores de corriente alterna en directa.

- a) Rectificadores de arco de mercurio
- b) Rectificadores mecánicos
- c) Rectificadores metálicos

Por disposiciones gubernamentales, las plantas que consumen energía eléctrica, en forma de corriente directa, tales como las plantas electroquímicas, no pueden generar su propia corriente eléctrica sino que tienen que comprarla en forma de corriente alterna a la "Comisión Federal de Electricidad" y transformarla a corriente directa por cualquiera de las formas mencionadas en los párrafos anteriores.

En vista de lo anterior los sistemas del tipo convertidores de energía mecánica en energía eléctrica mencionados anteriormente quedan eliminados para ser tomados en cuenta en este trabajo.

Los sistemas del segundo tipo son poco eficientes en su operación de transformación de la corriente alterna en directa y tienen elevados costos de adquisición y de mantenimiento por lo que tampoco son recomendables para una planta electroquímica y su uso tiende a desaparecer siendo sustituidos por los sistemas del tercer tipo o rectificadores de corriente alterna en directa.

De los tres tipos de rectificadores mencionados los más usados ac-

tualmente son los de tipo metálico que operarán a base de diodos de selenio, germanio o silicio.

Los rectificadores metálicos, originalmente llamados de disco seco, están basados en el hecho de que cuando se deposita un material semiconductor sobre una lámina metálica, la superficie del contacto entre ambos materiales, posee propiedades rectificadoras, es decir, que los electrones pasan a través de ella fácilmente en un sentido y muy difícilmente en el sentido opuesto (7)

Los elementos semiconductores que poseen en mayor grado dicha propiedad rectificadora son como ya se mencionó anteriormente: selenio, germanio y silicio que al ser colocados sobre una placa metálica que sirve de soporte forman el conjunto que recibe el nombre de diodo.

Para seleccionar que rectificador es el más adecuado, intervienen una infinidad de factores como son: las características de la C. D. requerida, la eficiencia del rectificador, su factor de potencia, el envejecimiento, vida útil, tamaño, características de sus diodos, temperatura de operación. Haciendo un estudio de todos estos factores, se puede concluir que el rectificador más adecuado para nuestro caso es el de Silicio. (7)

El rectificador consta fundamentalmente de un transformador que reduce el voltaje de la línea de corriente alterna proveniente de la Comisión Federal de Electricidad, al voltaje requerido en la planta electrolítica. La corriente alterna pasa a través de los diodos que funcionan como válvulas check eléctricas permitiendo flujo de corriente en una sola dirección con lo que que-

da transformada a corriente directa que se alimenta a la planta electrolítica.

Naturalmente que el rectificador cuenta con otros dispositivos de seguridad y control como son cajas de fusibles, sistemas de enfriamiento de los diodos por aire o aceite, amperímetros, voltímetros, kilowattóímetros y control de amperaje y voltaje.

4.3.9 DISEÑO DE LAS CUBAS ELECTROLITICAS.

Las cubas se construirán de los siguientes materiales y con las especificaciones que se mencionarán a continuación:

Cuerpo: Armazón de fierro, recubierto con madera para dar más resistencia y después se recubre la madera con láminas de plomo. Cada cuba - deberá llevar un tapón en uno de sus extremos inferiores para poder vaciarlas - en el momento deseado.

Dimensiones: Longitud 2.20 m

Anchura 1.00 m

Profundidad 1.20 m

Cátodos: Lámina de acero inoxidable 304 de 3.2 mm (1/8") de espesor, con longitud total de 1.20 m y longitud sumergida en la celda de 1.00 m. Los 20 cm restantes serán utilizados para hacer la conexión eléctrica a la - barra portacátodo. La anchura de los cátodos será de 0.90 m.

Anodos: Lámina de plomo de 6 mm (1/4") de espesor con longitud total de 1.20 m y anchura de 0.90 m. Como en el caso de los cátodos la longitud sumergida será de 1.00 m.

Número de cátodos: $20 \frac{\text{cátodos}}{\text{celda}}$

Número de ánodos: $21 \frac{\text{ánodos}}{\text{celda}}$

Separación entre ánodo y ánodo de 10 cm.

Terminados los cálculos establecidos en las páginas anteriores se puede dar por concluído este capítulo y en el siguiente se harán algunas consideraciones de tipo económico.

C A P I T U L O V

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

5.1 INTRODUCCION.

En esta parte del trabajo se estimará aproximadamente la factibilidad económica de la instalación de una planta de electroberificio de cobre en los terrenos de la mina para obtener cobre puro y no tener que vender concentrados impuros obtenidos por precipitación con fierro.

Para dar una respuesta a si es conveniente o no, su operación es necesario tomar en cuenta varios factores como son: Costo de instalación de la planta, mantenimiento de la misma, demanda del producto, proyección en el futuro de esa demanda, nuevos usos, consumidores, localización geográfica de los consumidores y localización geográfica de la materia prima; entre los mas importantes .

Como esta tesis no es un estudio económico del cobre en México, solamente se tratará de una manera superficial este tópico, sin hacer referencia, a puntos finos sobre la economía, dejándose ese tema para otro trabajo.

En el punto referente a la instalación de la planta, los costos estimativos se harán solamente en lo concerniente a la casa electrolítica, pues en este trabajo solo se trata la parte del proceso electrolítico y no la de preparación de minerales, por lo que solo se hace referencia a este equipo en capítulos anteriores para -

dar una idea de conjunto de cual sería el proceso completo.

Los costos de ese equipo y sus dimensiones se dejan como base de tema para otro trabajo que ya se está llevando a cabo actualmente .

Por lo expuesto en los párrafos anteriores, aquí se partirá de la solución de sulfato de cobre que se utilizará como electrolito, hasta la obtención del cobre electrolítico.

Como se muestra en el diagrama electrolítico, Fig. 8, en lo tocante solamente a la parte de la casa electrolítica y de acuerdo al número de cubas calculado en capítulos anteriores se puede establecer lo siguiente:

5.2 CALCULO DEL COSTO DE CELDAS ELECTROLITICAS.

Número de cubas por casa electrolítica = 12

Dimensiones: Largo = 2,20 m

Ancho = 1,00 m

Altura = 1,20 m

Se calculará el costo de la cuba en base al recubrimiento de plomo que lleva y se le aumentará un factor que incluye la armazón de fierro y el recubrimiento de madera que lleva cada cuba, de acuerdo a cotizaciones pedidas a posibles fabricantes en ellas.

Para calcular la cantidad de plomo se hace en dos pasos que son:

1) Volumen de plomo para el cuerpo de la cuba.

a) Volumen de plomo para las cabezeras de la cuba.

La lámina de plomo tiene las siguientes características:

2.20 m ancho máximo , $11.375 \frac{\text{Kg}}{\text{dm}^3}$, Precio: $16.50 \frac{\$}{\text{Kg}}$

6.00 m largo máximo

6.00 mm espesor

Cálculo del volumen de plomo para el cuerpo de la celda, es necesaria una sola pieza de las siguientes dimensiones.

Largo = 3.50 m (incluye las lenguetas superiores, el piso de la cuba y las paredes laterales)

Ancho = 2.20 m

$$S = L \times A. \therefore S = 35 \text{ dm} \times 22 \text{ dm} = 770 \text{ dm}^2$$

$$V = 770 \text{ dm}^2 \times .06 \text{ dm} = 46.20 \text{ dm}^3$$

Cálculo del volumen de plomo para las cabezeras de la celda que requiere dos piezas de las siguientes dimensiones:

Largo = 1.30 m (incluye las lenguetas superior e inferior y la cabeza de la cuba)

Ancho = 1.10 m (incluye las lenguetas laterales y la cabeza de la celda)

$$S = L \times A. \therefore S = 13 \text{ dm} \times 11 \text{ dm} = 143 \text{ dm}^2$$

$$V_2 = 143 \text{ dm}^2 \times .06 \text{ dm} \times 2 \text{ piezas} = 17.16 \text{ dm}^3$$

El volumen total de plomo es la suma de $V_1 + V_2$, de donde vo-

$$\text{lumen total Pb} = 46.20 \text{ dm}^3 + 17.16 \text{ dm}^3 = 69.61 \frac{\text{dm}^3 \text{ Pb}}{\text{cuba}}$$

Cantidad en Kg de plomo por cuba.

$$69.61 \frac{\text{dm}^3 \text{ Pb}}{\text{cuba}} \times 11.775 \frac{\text{Kg}}{\text{dm}^3} = 791.813 \frac{\text{Kg Pb}}{\text{cuba}}$$

Costo del plomo por cuba:

$$791.813 \frac{\text{Kg/Pb}}{\text{cuba}} \times 16.50 \frac{\$}{\text{Kg/Pb}} = 13064.92 \frac{\$}{\text{cuba}}$$

De acuerdo a cotizaciones pedidas a constructores: el factor que incluye madera, fierro y mano de obra es del 63.7 %, del costo del plomo por lo que el costo total por cuba será de:

$$\text{Costo total por cuba} = \$ 20,500.00$$

Costo total de las cubas por casa:

$$\$ 20,500.00 \frac{\$}{\text{cuba}} \times 12 \frac{\text{cubas}}{\text{casa}} = 246,000 \frac{\$}{\text{casa}}$$

5.2.1 CALCULO DEL COSTO DE LOS CATODOS.

Los cátodos se construirán en lámina de acero inoxidable 304, que tiene las siguientes características:

$$\text{Ancho} = 0.92 \text{ m (3 ft)} \quad 28 \frac{\text{Kg}}{\text{Lamina}} \quad \text{Precio: } 35.70 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

$$\text{Largo} = 2.44 \text{ m (8 ft)}$$

$$\text{Espesor} = 1.6 \text{ mm (} \frac{1}{16} \text{)}$$

De acuerdo a las dimensiones anteriores y con las dimensiones de los cátodos que ya se fijaron anteriormente, se puede concluir que se obtienen dos cátodos por lámina de acero.

De donde:

$$28 \frac{\text{Kg}}{\text{lámina}} \times 10 \frac{\text{Láminas}}{\text{cuba}} = 280 \frac{\text{Kg}}{\text{Cuba}}$$

$$280 \frac{\text{Kgs}}{\text{cuba}} \times 35.70 \frac{\text{pesos}}{\text{Kg}} = 9976 \frac{\$}{\text{cuba}}$$

Costo total de los cátodos por casa

$$9976 \frac{\text{pesos}}{\text{cuba}} \times 12 \frac{\text{cubas}}{\text{casa}} = \$ 119,952 \frac{\text{pesos}}{\text{casa}}$$

5.2.2 CALCULO DE LAS BARRAS PORTACATADOS.

Estas barras portacátodos se fabricarán con solera de cobre de las siguientes características:

$$\text{Longitud} = 3.66 \text{ mt}, 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}, \text{Precio} = 62.50 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

$$\text{Sección} = 3.18 \text{ cm} \times 0.32 \text{ cm} (1 1/2" \times 1 1/3")$$

Cada celda tiene 20 cátodos y cada cátodo necesita 2 barras.

De donde:

$$20 \frac{\text{cátodos}}{\text{celda}} \times 2 \frac{\text{barras}}{\text{cátodo}} = 40 \frac{\text{barras}}{\text{celda}}$$

$$\frac{3.66 \frac{\text{m}}{\text{solera}}}{1.10 \frac{\text{m}}{\text{barra}}} = 3.32 \frac{\text{barras}}{\text{solera}}$$

$$1 \text{ solera} - 3 \text{ barras} \quad X = 13.33 \text{ soleras}$$

$$X \text{ soleras} - 40 \text{ barras}$$

$$13 \frac{\text{soleras}}{\text{cuba}} \times 1 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} \times 3.66 \frac{\text{m}}{\text{solera}} \times 62.50 \frac{\$}{\text{Kg}} = 2973.75 \frac{\$}{\text{cuba}}$$

Costo total de las barras portacátodos por casa:

$$2973.75 \frac{\$}{\text{cuba}} \times 12 \text{ cubas} = \$ 35\,685.00 \frac{\$}{\text{casa}}$$

5.2.3 CALCULO DEL COSTO DE LOS ANODOS

Los ánodos se fabricarán con lámina de plomo que tiene las siguientes características:

Ancho máximo 2.20 m

Largo máximo 6.00 m

Espesor 6 mm

$$D = 11.375 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}, \text{ Precio: } 16.50 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

Estas son las dimensiones máximas de la lámina que se pueden ajustar de tal manera que se aproveche al máximo la superficie de acuerdo a las especificaciones mencionadas anteriormente para los ánodos.

Las dimensiones finales para la lámina serán:

Largo: 5 m

Ancho: 1.80 m

Con estos datos cada lámina de plomo produce 8 ánodos:

Cada celda necesita 21 ánodos, de donde

$$21 \frac{\text{ánodos}}{\text{cuba}} \times 12 \frac{\text{Cubas}}{\text{casa}} = 252 \frac{\text{ánodos}}{\text{casa}}$$

$$\frac{252 \frac{\text{ánodos}}{\text{casa}}}{8 \frac{\text{ánodos}}{\text{lámina}}} = 31.5 \frac{\text{Láminas}}{\text{casa}} = 32 \frac{\text{Láminas}}{\text{casa}}$$

Para calcular el costo de los ánodos, es necesario conocer la cantidad en Kg de plomo por casa .

Por lo tanto:

$$V = S \times e$$

$$S = 50 \text{ dm} \times 18 \text{ dm} = 900 \text{ dm}^2$$

$$V = 900 \text{ dm}^2 \times .06 \text{ dm} = 54 \frac{\text{dm}^3}{\text{lámina}}$$

$$D = \frac{m}{v} \quad M = D \times V$$

$$54 \frac{\text{dm}^3}{\text{lámina}} \times 11.375 \frac{\text{Kg}}{\text{dm}^3} = 614.25 \frac{\text{Kg}}{\text{Lamina}}$$

Costo total de los ánodos por casa:

$$614.25 \frac{\text{Kg}}{\text{lámina}} \times 32 \frac{\text{láminas}}{\text{casa}} \times 16.50 \frac{\$}{\text{Kg}} = 324324 \frac{\$}{\text{casa}}$$

5.2.4 CALCULO DE LAS BARRAS PORTAANODOS

Las barras portaánodos se construirán con solera de cobre de las siguientes características:

Sección 3.18 cm X 0.95 cm

(1 1/1 X 3/8 in) 3 Kg por metro precio: 59.45 $\frac{\$}{\text{Kg}}$

Longitud: 3.66 mts.

Cada solera produce 3 barras y cada ánodo necesita una barra,
por lo que

$$\frac{21 \frac{\text{barras}}{\text{cuba}}}{3 \frac{\text{barras}}{\text{solera}}} = 7 \frac{\text{soleras}}{\text{cuba}}$$

$$7 \frac{\text{Soleras}}{\text{cuba}} \times 3 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} 59.45 \frac{\$}{\text{Kg}} \times 3.66 \frac{\text{m}}{\text{solera}} = 4569.33 \frac{\$}{\text{cuba}}$$

Costo total de barras para ánodos, por casa

$$4569.33 \frac{\$}{\text{cuba}} \times 12 \frac{\text{cubas}}{\text{casa}} = 54831.96 \frac{\$}{\text{casa}}$$

5.3 CALCULO DEL COSTO DE CONDUCTORES PRINCIPALES.

Los conductores principales o Bus Bar, serán construídos con solera de cobre de las siguientes características:

Sección 10.2 cm X 2.5 cm

$$\text{Sección (4 " X 1 ") } 24 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} \text{ Precio } 60.45 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

10.2 cm X 1.25 cm

$$\text{Sección (4 " X 1/2 ") } 12 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \text{ Precio: } 60.45 \frac{\$}{\text{Kg}}$$

Se necesitan las dos soleras puesto que lo recomendable, es una sección de 4 X 1 1/2 pero en el mercado no se encuentra este tipo de solera.

La longitud total de los conductores principales (Bus-Bar), ya se calculó anteriormente, por lo que en este punto no se volverá a hacer ese cálculo y so lo nos concretaremos a dar el valor numérico de esa longitud.

$$\text{Longitud} = 46 \text{ m}$$

De donde :

$$46 \frac{\text{m}}{\text{casa}} \times 36 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} \times 60.45 \frac{\$}{\text{Kg}} = 100105 \frac{\$}{\text{casa}}$$

5.4 CALCULO DEL COSTO DE TANQUERIA.

Como se observa en el diagrama de flujo de la parte electrolítica son necesarios 5 tanques.

Cuatro tanques tendrán una capacidad de 70 m^3 y servirán como - tanques de almacenamiento del electrolito rico en cobre y del electrolito parcialmente agotado. Se consideran cuatro tanques en vez de solamente dos, para que la operación de la planta sea siempre continua, es decir, mientras un tanque está almacenando el - electrolito rico en cobre, el otro está alimentando a un quinto tanque elevado, mas - pequeño que los cuatro anteriores que alimenta por gravedad a las cubas electrolíti - cas. Este procedimiento es igual para los tanques de almacenamiento del electrolito parcialmente agotado, es decir mientras que uno recibe el electrolito parcialmente a - gotado de las cubas, el otro está mandando este tipo de electrolito a los tanques pachu - ca, para una nueva lixiviación.

Dimensiones de los cuatro tanques de almacenamiento:

$V = 70 \text{ m}^3$, debido a que es una cantidad bastante grande, no es conveniente que los tanques sean muy altos, por lo que se fija una altura de 1.0 m.

$$V = S \times h \quad \frac{70000 \text{ dm}^3}{10 \text{ dm}} = S \quad S = 7000 \text{ dm}^2$$

$S = L \times a$ Aquí se fijará el ancho óptimo como 6 m.

Por lo que:

$$\frac{7\,000\text{ dm}^2}{60\text{ dm}} = 11.6\text{ dm} = 12\text{ dm}$$

De donde las dimensiones finales de los tanques serán:

$$\text{Largo} = 12\text{ m}$$

$$\text{Ancho} = 6\text{ m}$$

$$\text{Alto} = 1\text{ m}$$

Como en el caso de las cubas, el costo de los tanques se calculará en base al recubrimiento de plomo que llevan aumentándole el mismo factor que en el caso anterior, 63.7 %, que incluye el armazón de fierro, el recubrimiento de madera y la mano de obra.

Para calcular la cantidad de plomo de cada tanque, se hará en tres pasos:

- a) Cantidad de plomo necesaria para las paredes laterales del tanque .
- b) Cantidad de plomo necesaria para el piso del tanque .
- c) Cantidad de plomo necesaria para las cabeceras del tanque .

Las dimensiones que a continuación se mencionan incluyen las dimensiones exactas del tanque mas un factor que incluye las lengüetas para traslapar las láminas con objeto de soldar perfectamente el plomo y que no tenga fugas de solución.
Cantidad de plomo necesario en paredes laterales .

$$V_1 = 121\text{ dm} \times 11\text{ dm} \times .06\text{ dm} = 80\text{ dm}^3$$

Como son dos paredes laterales por tanque se multiplica por dos

$$V_1 = 80 \text{ dm}^3 \times 2 = 160 \text{ dm}^3$$

Cantidad de plomo necesario en el piso

$$V_2 = 121 \text{ dm} \times 61 \text{ dm} \times .06 \text{ dm} = 440 \text{ dm}^3$$

Cantidad de plomo necesario en cabezeras

$$V_3 = 61 \text{ dm} \times 10.5 \text{ dm} \times .06 \text{ dm} = 37 \text{ dm}^3$$

Como son dos cabezeras por tanque se multiplica por dos.

$$V_3 = 37 \text{ dm}^3 \times 2 = 74 \text{ dm}^3$$

El volumen total de plomo será la suma de V_1 , V_2 y V_3

$$V_T = V_1 + V_2 + V_3$$

$$V_T = 160 \text{ dm}^3 + 440 \text{ dm}^3 + 74 \text{ dm}^3$$

$$V_T = 674 \text{ dm}^3$$

Cantidad en Kg de plomo por tanque

$$674 \frac{\text{dm}^3 \text{ Pb}}{\text{tanque}} \times 11.375 \frac{\text{Kg}}{\text{dm}^3} = 7640 \frac{\text{Kg Pb}}{\text{tanque}}$$

Costo del plomo por tanque:

$$7640 \frac{\text{Kg Pb}}{\text{tanque}} \times 16.50 \frac{\$}{\text{Kg}} = 126000 \frac{\$}{\text{tanque}}$$

El factor que incluye fierro, madera, mano de obra es el 63.7 %

por lo que el costo total por tanque será:

Costo total por tanque: \$ 198000

Costo total de los cuatro tanques de almacenamiento por casa:

$$198\,000 \frac{\$}{\text{tanque}} \times 4 \text{ tanques} = 792\,000 \frac{\$}{\text{casa}}$$

Dimensiones del tanque alimentador a las cubas.

De los cálculos realizados en la parte experimental de este trabajo sabemos que el gasto de electrolito es de $65 \frac{l}{\text{min}}$ aproximadamente. Para que la bomba no esté trabajando continuamente, se pensó en diseñar un tanque elevado que alimente por gravedad a las celdas, en forma continua.

Este tanque tendrá un dispositivo electrónico, de nivel a base de electrodos metálicos para control de nivel, que hará las veces de un flotador. Cuando el volumen del electrolito baje dentro del tanque elevado, pondrá a funcionar la bomba y cuando este volumen alcance su nivel máximo, automáticamente el dispositivo desconectará la bomba.

Se piensa que es suficiente con que este tanque tenga una capacidad de 2 m^3 por lo que sus dimensiones serán :

$$V = 2 \text{ m}^3 = 2\,000 \text{ dm}^3$$

Como en el caso anterior la altura la fijaremos en 1 m, por lo que

$$V = S \times h \therefore \frac{2\,000 \text{ dm}^3}{10 \text{ dm}} = S \quad S = 200 \text{ dm}^2$$

Al tanque se le dará una longitud de 20 dm , de donde

$$S = L \times A \therefore \frac{200 \text{ dm}^2}{20 \text{ dm}} = 10 \text{ dm}$$

Como conclusión las dimensiones de este tanque serán:

Largo: 20 dm

Ancho: 10 dm

Alto: 10 dm

De estas dimensiones se observa que con una sola lámina de plomo es suficiente para el recubrimiento.

Cantidad en Kgs. de plomo para el tanque

Las dimensiones de la lámina de plomo son:

Largo: 6.00 m

Ancho : 2.20 m

Espesor: .006 m

Para calcular la cantidad de plomo, se hace en dos pasos, que son:

1) Volumen de plomo para el cuerpo del tanque

2) Volumen de plomo para las cabeceras del tanque

Cantidad de plomo necesario para el cuerpo

Largo = 3.1 m

Incluye las lengüetas superiores, el piso del tanque y las paredes laterales.

Ancho = 2.0 m

$$S = L \times A \quad \therefore S = 31 \text{ dm} \times 20 \text{ dm} = 620 \text{ dm}^2$$

$$V_1 = 620 \text{ dm}^2 \times .06 \text{ dm} = 37.20 \text{ dm}^3$$

Cantidad de plomo necesario para cabeceeras.

$$\text{Largo} = 1.10 \text{ m}$$

Incluye la lengüeta superior, inferior y la cabecera del tanque

$$\text{Ancho} = 1.10 \text{ m}$$

Incluye las lengüetas laterales y la cabecera del tanque

$$S = L \times a \quad S = 11 \text{ dm} \times 11 \text{ dm} = 121 \text{ dm}^2$$

$$V_2 = 121 \text{ dm}^2 \times .06 \text{ dm} = 7.26 \text{ dm}^3$$

Como son dos cabeceeras este valor se tiene que multiplicar por dos:

$$7.26 \times 2 = 14.52 \text{ dm}^3$$

El volumen total de plomo es la suma de $V_1 + V_2$, de donde :

$$\text{Volumen total de plomo} = 37.20 \text{ dm}^3 + 14.52 \text{ dm}^3 = 51.72 \frac{\text{dm}^3 \text{ Pb}}{\text{tanque}}$$

$$51.72 \frac{\text{dm}^3 \text{ Pb}}{\text{tanque}} \times 11.375 \frac{\text{Kg}}{\text{dm}^3} = 585 \frac{\text{Kg Pb}}{\text{tanque}}$$

Costo del plomo por tanque

$$585 \frac{\text{Kg Pb}}{\text{tanque}} \times 16.50 \frac{\$}{\text{Kg}} = 9650 \frac{\$}{\text{tanque}}$$

Nuevamente a este valor hay que agregarle el factor que incluye fierro, madera y mano de obra, que como se dijo antes es del 63.7 %, por lo que el costo total del tanque será :

$$\text{Costo total del tanque: } \$ 15200.00$$

Teniendo ya el costo total de los cinco tanques, se puede resumir el costo de tanquería, que será

Costo tanques almacenamiento = \$ 792 000.00

Costo tanque alimentador 15 000.00

\$ 807 200.00

Costo total de tanquería \$ 807 200.00

5.5 CALCULO DEL COSTO DEL RECTIFICADOR

Las especificaciones del rectificador de corriente alterna en corriente directa, ya mencionadas en un capítulo anterior de este trabajo son:

Voltaje = 20 volts

Intensidad de corriente = 6 000 Ampers

Potencia = 120 kw

Costo del rectificador = \$ 100 000

Cálculo del costo de la bomba utilizada en el proceso .

La principal característica que debe tener la bomba es el gasto - que debe suministrar. Como el gasto de electrolito es de $65 \frac{l}{min}$, se debe pensar en - una bomba que de un gasto mayor, considerando que el tanque alimentador tiene una capacidad de $2 m^3$, es lógico pensar en una bomba que suministre un gasto de $180 \frac{l}{min}$

5.6 COSTO DE LA BOMBA : \$ 25 000.00

5.7 COSTO TOTAL DEL EQUIPO NECESARIO PARA LA ELECTROLISIS.

Cubas:	\$ 246 000.00
Cátodos:	119 952.00
Portacátodos:	35 685.00
Anodos:	324 324.00
Portaánodos:	54 831.00
Conductores principales	100 105.00
Tanquería	807 200.00
Rectificador	100 000.00
Bomba	<u>25 000.00</u>
T o t a l	\$ 1 813 097.00

5.8 COSTO DE INSTALACION DEL EQUIPO.

Con el costo total del equipo, es posible calcular los gastos de -
instalación de este .

Generalmente, este gasto en todos los equipos es un porcentaje -
del costo del mismo y de acuerdo con Vilbrant (8) este debe ser el orden del 25 %.

$$\text{Costo del equipo : } \$ 1\,813\,097 \times 0.25 = \$ 453\,274.25$$

5.9 COSTO DE MANTENIMIENTO DEL EQUIPO.

Los gastos de mantenimiento también se fijan mediante un porcen-

taje del costo del equipo. El porcentaje para este tipo de gastos es del 5 % (8)

$$\text{Costo del equipo } \$ 1\,813\,097 \times .05 = \$ 90\,654.85$$

Hasta este punto económicamente hablando, es lo que se consideran gastos fijos, a continuación se hará el cálculo de los gastos variables que incluyen: depreciación, operación, producto terminado, etc.

5.10 DEPRECIACION.

Conociendo la inversión inicial, podemos estimar la depreciación mensual, considerando una vida media del equipo de 15 años.

Este cálculo se efectúa de la siguiente forma:

$$\text{Depreciación anual} = \frac{\$ 1\,813\,097}{15} = \$ 120\,873.13$$

$$\text{Depreciación mensual} = \frac{\$ 120\,873.13}{12} = \$ 10\,072.76$$

5.11 COSTO DE OPERACION

Considerando que el equipo de electrólisis trabajará las 24 horas del día: el costo de la energía eléctrica para efectuar el depósito será:

$$\text{Total de Cu depositado} = 1\,080\,000 \frac{\text{g Cu}}{\text{día}} = 1.08 \frac{\text{ton Cu}}{\text{día}}$$

$$\frac{1.08 \frac{\text{ton Cu}}{\text{día}}}{8 \text{ celdas}} = .135 \frac{\text{ton Cu Celda}}{\text{día}}$$

$$\text{Joules} = Q \text{ Cb} \times E \text{ Volts} \quad Q \text{ Cb} = I \text{ amp} \times t \text{ seg}$$

$$Q C_b = 5562 \times 8.64 \times 10^4 \frac{\text{seg}}{\text{día}} = 480556800 \frac{C_b}{\text{día}}$$

$$\text{Joules} = 480556800 \frac{C_b}{\text{día}} \times 2 \frac{\text{Volts}}{\text{celda}} = 961113600 \frac{\text{Joules}}{\text{celda}}$$

$$\frac{9.61 \times 10^8 \frac{\text{Joules}}{\text{celda-día}}}{3.6 \times 10^6 \frac{\text{Joules}}{\text{kwh}}} = 2.669 \times 10^2 \frac{\text{kwh}}{\text{celda-día}}$$

$$\frac{2.67 \times 10^2 \frac{\text{kwh}}{\text{celda-día}}}{.135 \frac{\text{ton Cu}}{\text{celda-día}}} = 1978 \frac{\text{kwh}}{\text{ton Cu}}$$

$$1978 \frac{\text{kwh}}{\text{ton Cu}} \times 0.40 \frac{\$}{\text{kwh}} = 791.2 \frac{\$}{\text{ton Cu}}$$

$$791.2 \frac{\$}{\text{ton Cu}} \times 30 \frac{\text{ton Cu}}{\text{mes}} = 23736.00 \frac{\$}{\text{mes}}$$

Como la eficiencia de transformación de corriente eléctrica alterna en directa no es del 100 % sino de aproximadamente 90 % entonces el costo real de la corriente será : \$ 26373.00 mensuales.

Personal necesario:

1 Ingeniero Químico Metalúrgico	8000	$\frac{\$}{\text{mes}}$
4 Obreros: sueldo unitario	3000	$\frac{\$}{\text{mes}}$
Total:	\$ 20000	$\frac{\$}{\text{mes}}$

5.12 VENTA DEL PRODUCTO TERMINADO.

El costo del cobre electrolítico en el mercado es fluctuante por

lo que se tomará como promedio $18\,000.00 \frac{\$}{\text{ton}}$

5.13 RENTABILIDAD.

Para hacer el cálculo estimativo de la rentabilidad de un proyecto, es necesario saber a cuanto asciende la suma de los costos fijos y la cual se designará como inversión total.

Inversión total = \$ 2 357 026.10

Venta bruta de producto terminado por mes

$$\$ 18\,000 \frac{\text{pesos}}{\text{ton Cu}} \times 30 \frac{\text{ton Cu}}{\text{mes}} = \$ 540\,000.00 \frac{\text{pesos}}{\text{mes}}$$

Venta bruta por año : \$ 6 480 000.00

Estado de Pérdidas y Ganancias:

Ventas brutas	\$ 6 480 000.00
3 % Impuesto sobre ventas	194 000.00
Costos de producción (costos variables)	524 832.00
Depreciación	120 873.00
Utilidad bruta	5 640 294.00
42 % de impuestos	2 368 923.42
Reparto de utilidades	227 200.00
Utilidad, ganancia neta:	2 044 171.50

Para calcular la rentabilidad del proyecto se divide la utilidad neta entre la inversión total.

De donde:

$$R = \frac{\text{Ganancia Neta}}{\text{Inversión total}} \quad R = \frac{2\,044\,171.52}{2\,357\,026.00}$$

$$R = 86.6 \%$$

5.14 DATOS ESTADISTICOS.

Se pasará ahora a la situación de la demanda proyección de la misma, localización de consumidores, etc.

Puede considerarse, en términos generales, que la producción de cobre en México es capaz de satisfacer la demanda de este metal por parte de las industrias consumidoras. A continuación se presentan los cuadros referentes al volumen y valor de la producción de cobre en México para el período 1964-1973 (Ver Tablas Nos. 6 y 7.

De estas tablas se ve que nuestro país ha sido autosuficiente en materia de producción de cobre y aleaciones de cobre. Sin embargo, en algunas casos han coincidido la inesperada demanda por parte de las industrias consumidoras y la irregularidad mostrada en producción de Cobre de México, S. A., la única refinería de cobre electrolítico actualmente, obligando con esto a realizar algunas importaciones tales como las que se muestran en la Tabla No. 8.

T A B L A No. 6

Volumen de la producción de cobre 1964 - 1973 por forma de presentación (metal)

FORMA (ton)	1964	1967	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973
Cobre	52,072	55,248	56,513	56,012	61,110	66,167	61,012	63,150	78,720	80,501
Afinado	35,146	46,363	47,174	47,054	51,483	56,953	53,676	52,577	59,591	57,212
Barras impuras	15,097	7,645	7,980	7,266	8,225	7,923	5,933	9,359	14,645	15,822
Concentrados	1,631	1,240	967	1,235	1,195	1,051	1,174	1,084	4,393	7,357
Precipitados	95	-	308	246	80	76	38	-	-	-
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	85	-	-	-	-	-	-
Electrolito de Cobre	73	84	-	74	79	80	92	98	67	4
Minerales	30	-	-	52	18	84	99	32	24	48

T A B L A No. 7

Valor de la producción de cobre 1964 - 1973 por forma de presentación (miles de pesos)

	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973
Cobre	436,884	535,077	749,973	724,785	846,599	1 060,537	1 105,157	836,231	1 013,105	1 613,820
Afinado	294,875	449,026	626,037	608,869	713,230	912,853	972,276	696,224	766,919	1 146,940
Barras Impuras	126,664	74,042	105,901	94,021	113,947	126,991	107,469	123,932	188,477	317,187
Concentrados	13,684	12,009	12,833	15,981	16,555	16,846	21,265	14,354	56,537	147,487
Precipitados	797	-	4,087	3,183	1,108	1,218	688	-	-	-
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	1,100	-	-	-	-	-	-
Electrolito de Cobre	612	-	1,115	958	1,094	1,282	1,282	1,666	862	80
Miñerales	252	-	-	673	665	1,346	1,346	1,793	309	962
Sulfato de Cobre	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,163

T A B L A No. 8

AÑOS	TONELADAS	VALOR EN MILES DE PESOS
1964	72	1,020
1965	283	5,059
1966	331	7,196
1967	222	5,159
1968	303	6,692
1969	364	9,326
1970	432	11,910
1971	569	12,551
1972	825	11,934
1973	927	12,841

Por medio de los datos presentados en la tabla anterior es posible tener una idea bastante clara de la tendencia del consumo de cobre y sus productos durante los últimos años.

Efectuando un análisis de la Tabla No. 8 se deduce que el consumo de productos de cobre en México ha mostrado una tendencia ascendente durante los últimos años.

En los anuarios estadísticos de la minería mexicana del Consejo de Recursos Naturales no Renovables se consultó la información correspondiente a importa-

ciones de productos de cobre. La cuantificación más representativa correspondió al año de 1972, que se encuentra en la Tabla No. 9

T A B L A No. 9

Importación de productos de Cobre

PRODUCCION Y PAIS DE PROCEDENCIA	KGS.	PESOS	PRECIO POR KILO
Anodos de Cobre	1,067	30,168	
Estados Unidos	203	8,128	40.03
Reino Unido	864	22,040	25.50
Cobre Electrolítico	57	1,765	
Suiza	57	1,765	30.96
Cobre no Especificado (Los demás)	82	7,261	
Alemania Occidental	5	75	15.0
Estados Unidos	60	6,818	113.63
Canadá	7	100	14.28
Italia	7	230	32.85
Japón	3	38	12.66
Polvos de cobre	398,990	11,162,056	
Alemania Occidental	140,201	4,673,177	33.33
Bélgica-Luxemburgo	1,067	27,525	25.79
Brasil	77	2,394	31.09
Checoslovaquia	254	7,024	30.01
Estados Unidos	240,168	5,928,891	24.68
Francia	51	932	18.27
Italia	3,692	128,610	34.83
Reino Unido	1,240	46,302	37.34
Suecia	12,240	346,581	28.31
Partículas de cobre (Oropel picado)	255	25,941	101.72
Alemania Occidental	45	4,266	94.80
Brasil	2	58	29.0
Estados Unidos	208	21,617	103.92

Del análisis de la tabla anterior se desprende que aproximadamente el 98 % del total de importación corresponde a la compra de polvo de cobre por parte de las compañías interesadas en su uso.

Actualmente la industria polvometalúrgica tiene un nivel de expansión anual superior al 15 % y se ha estimado que se mantendrá este ritmo de crecimiento debido a la enorme demanda de sus productos y a los procesos que ahora se encuentran en desarrollo y que ofrecen altas probabilidades de convertirse en realidades comerciales en el futuro.

Para la producción de polvos de cobre se ha generalizado el proceso de depositación catódica. Esta técnica proporciona un polvo cuya distribución en tamaño de grano fluctúan entre 10 y 100 micras, dimensiones adecuadas para ser usado en pulvometalurgia. Sin embargo, este proceso presenta un problema que consiste en que la materia prima debe tener una pureza electrolítica con el objeto de garantizar la calidad mínima de 99.5 % de cobre requerida en la especificación de este tipo de polvo.

Otros sistemas utilizados en pulvometalurgia para la obtención de polvos de cobre son el proceso Sherrit-Gordon de reducción directa de soluciones de cobre por medio de hidrógeno o monóxido de carbono, y el mas recientemente publicado, en el que un sulfito doble de Cu^+ y Cu^{+2} , se descomponen hasta polvo de cobre por la acción del ácido sulfúrico que actúa en condiciones de desproporción. Estos procesos aún no han mostrado aplicación en la metalurgia de polvos a escala industrial.

En lo referente a la localización geográfica de las industrias consumidoras de cobre electrolítico, se puede considerar lo siguiente:

Las industrias dedicadas a la elaboración de cables y conductores eléctricos son las que consumen la mayor parte del cobre electrolítico, como ya se mencionó al principio de este trabajo debido a las características que presenta este elemento. A continuación se anota una relación que menciona en orden de importancia a dichas industrias consumidoras en el país.

T A B L A No. 10

- 1.- Condumex, S. A.
- 2.- Nacional de Cobre, S. A.
- 3.- Conductores Monterrey, S. A.
- 4.- Industrias Unidas, S. A.
- 5.- Conductores Eléctricos, S. A.
- 6.- Latinoamericana de Cables, S. A.
- 7.- Latones Nacionales, S. A.
- 8.- Banco de México, S. A.
- 9.- Conelec, S. A.
- 10.- Cobre y Aleaciones, S. A.
- 11.- Manufacturera de Cobre, S. A.
- 12.- Manufacturera de Cintas Metálicas, S. A.
- 13.- Nitco de México, S. A.
- 14.- Metalurgia Almendra, S. A.
- 15.- Imperial Eastman de México.
- 16.- Alambres de México, S. A.
- 17.- Alambres y Cordones, S. A.
- 18.- Nacional de Alambre, S. A.
- 19.- Conductores de Puebla, S. A.
- 20.- Metales Aguila, S. A.

A través de la Dirección General de Difusión y Relaciones de la Secretaría de Industria y Comercio se obtuvieron los datos de consumo de las compañías de mayor importancia en el país.

T A B L A No. 11

	CANTIDAD EN TON.	PORCENTAJE
1.- Condumex, S. A.	14,065	27.59 %
2.- Nacional de Cobre, S. A.	9,950	19.33 %
3.- Conductores Monterrey, S. A.	8,510	16.70 %
4.- Industrias Unidas, S. A.	7,616	14.94 %
5.- Conductores Electricos, S. A.	4,481	8.79 %
6.- Latinoamericana de Cables, S. A.	3,364	6.60 %
7.- Latones Nacionales, S. A.	<u>1,254</u>	2.46 %
Total:	49,240	96.41 %

En virtud de que el consumo interno total del año de 1973 se estimó en 50,980 ton se entiende que la cantidad faltante fue consumida por las industrias que anteriormente se enumeraron y no fueron consideradas en esta relación.

Habiéndose establecido que las principales industrias consumidoras de cobre electrolítico en el país, son, en términos generales, las que se dedican a la fabricación de productos del ramo electrolítico como ya se había mencionado, es necesario localizar regionalmente a los consumidores con el objeto de situar geográficamente el punto óptimo donde podría funcionar la planta de electrobeneficio de cobre. Para tal efecto se recurrió a la Secretaría de Industria y Comercio y a la Cámara Nacional de la Industria de la Transformación encontrándose que los importantes núcleos consumidores de este producto está distribuido en el país en la forma de muestra la relación siguiente.

5.15 DISTRIBUCION GEOGRAFICA NACIONAL DE CONSUMIDORES EN RELACION POR ORDEN DE MAYOR CONSUMO DE COBRE ELECTROLITICO DE LA REPUBLICA MEXICANA.

- 1) Distrito Federal
 - a) Condumex, S. A.
 - b) Nacional de Cobre, S. A.
 - c) Industrias Unidas, S. A.
 - d) Conductores Eléctricos, S. A. de C. V.
 - e) Latinoamericana de Cables, S. A.
 - f) Latones Nacionales, S. A.
- 2) Monterrey
 - a) Conductores Monterrey
- 3) Puebla
- 4) México
- 5) Guadalajara

C A P Í T U L O V I

CONCLUSIONES

- 6.1 Como resultado de los datos obtenidos en los capítulos anteriores de este trabajo se pueden obtener las siguientes conclusiones.
- 6.2 Es conveniente hacer notar que el trabajo fue realizado para un material específico de una mina localizada en el norte del país y los resultados encontrados son aplicables para este tipo de mineral, sin atrevernos a generalizar que todos los minerales carbonatados se comporten de la misma forma que la muestra usada en la parte experimental de esta tesis.
- 6.3 De los resultados recopilados de la parte experimental se puede decir que el proceso usado en la lixiviación del mineral y por tanto la preparación de la solución que va a servir como electrolito para recuperar el cobre por el proceso de electrobeneficio es el adecuado y puede ser aplicable a escala industrial.
- 6.4 La misma experimentación demuestra que el proceso de electrobeneficio también es totalmente factible con eficiencias de corriente análogas a las reportadas en la literatura técnica existente para problemas semejantes al tratado en este trabajo.
- 6.5 La rentabilidad que se obtuvo es solamente para el proceso de electrobeneficio por lo que parece demasiado alta, pero esto es únicamente consecuencia de que no se han tomado en cuenta los gastos propios del proceso de lixiviación. Esta misma alta rentabi-

lidad nos hace suponer que aún tomando en cuenta las consideraciones económicas del proceso de lixiviación, el proceso hidrometalúrgico de electrobeneficio para la recuperación de cobre es económicamente factible.

6.6 Como la cantidad de cobre que se puede obtener es muy pequeña en comparación con la producida por Cobre de México, S. A. único refinador actual de este producto, su producción, en caso de instalarse la planta propuesta, deberá ser destinada para abastecimiento de los pequeños consumidores o bien transformada a productos terminados especiales que tienen mejor precio de venta que el cobre electrolítico.

Fig. 1

QUEBRADORA DE MANDIBULAS

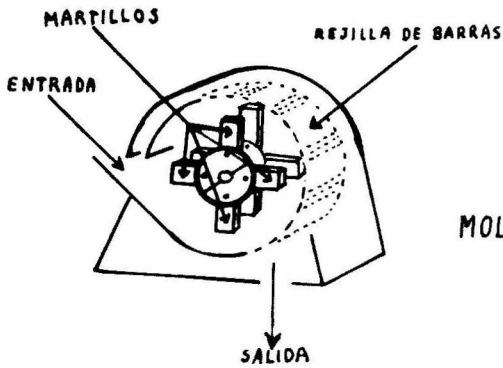
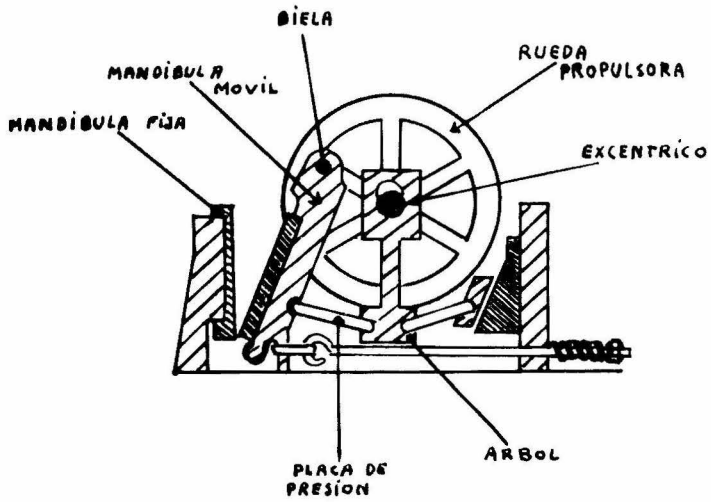


Fig 2

MOLINO DE MARTILLOS

Fig 3

TAMIZ VIBRATORIO

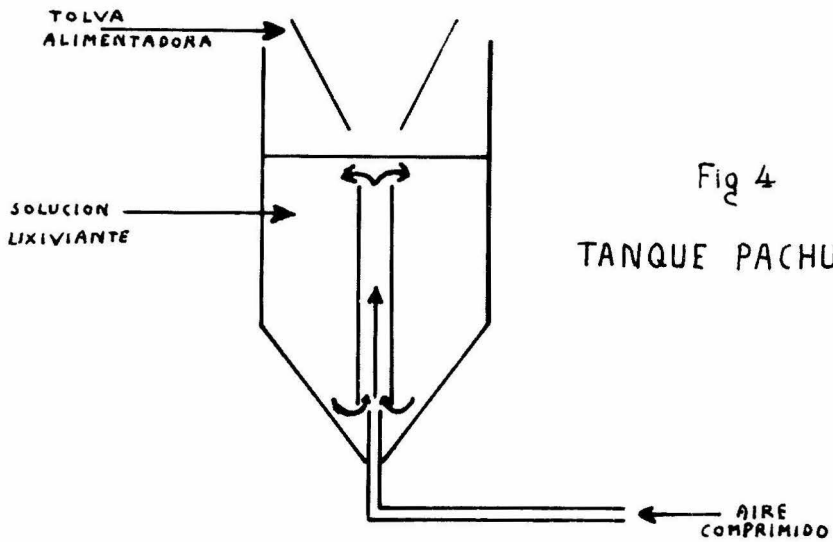
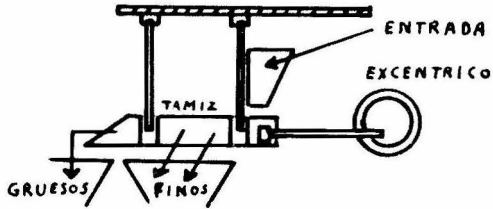
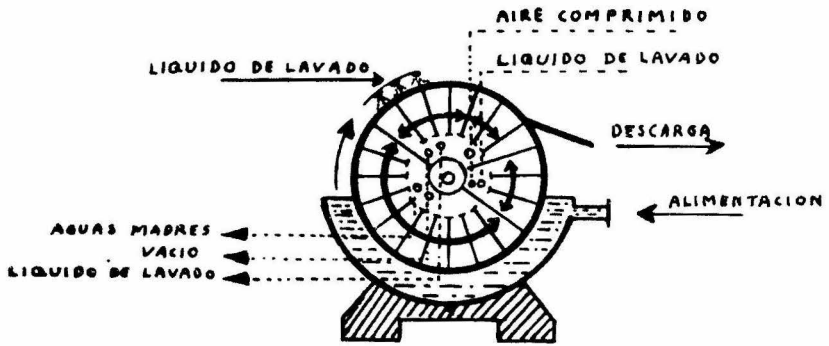


Fig 4

TANQUE PACHUCA

Fig 5

FILTRO ROTATORIO DE TAMBOR



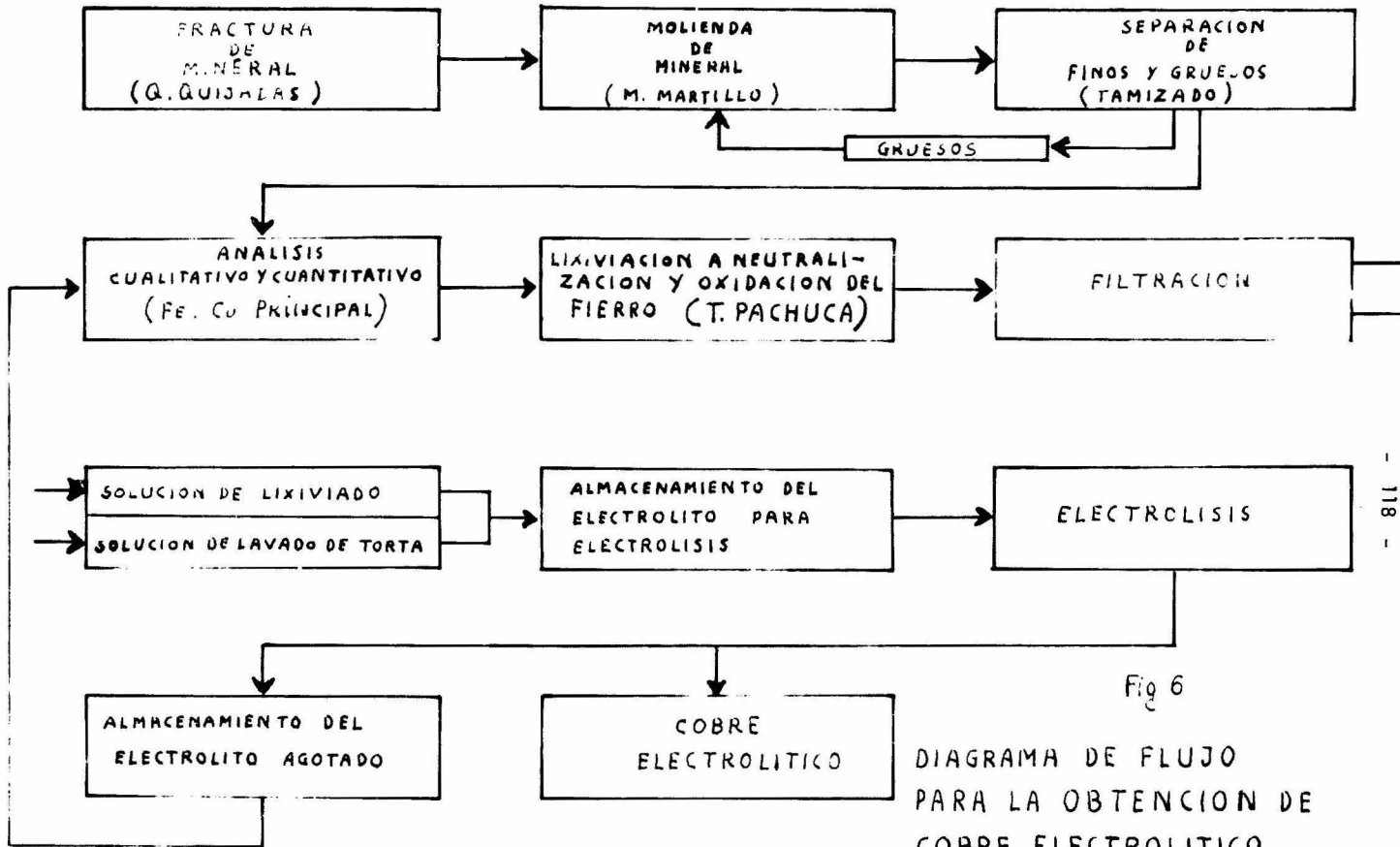


Fig 6

DIAGRAMA DE FLUJO PARA LA OBTENCION DE COBRE ELECTROLITICO

Fig. 7

DISTRIBUCION DE LAS CUBAS EN EL TERRENO

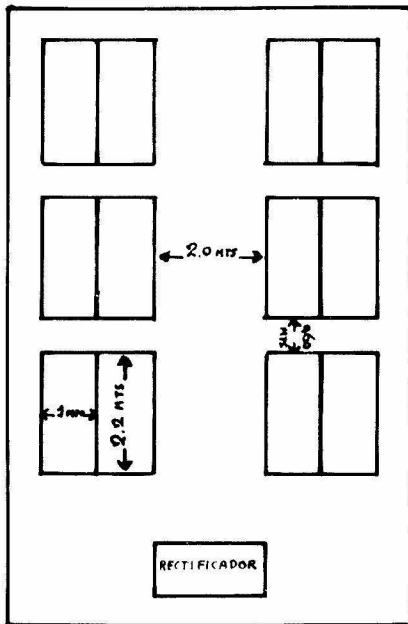
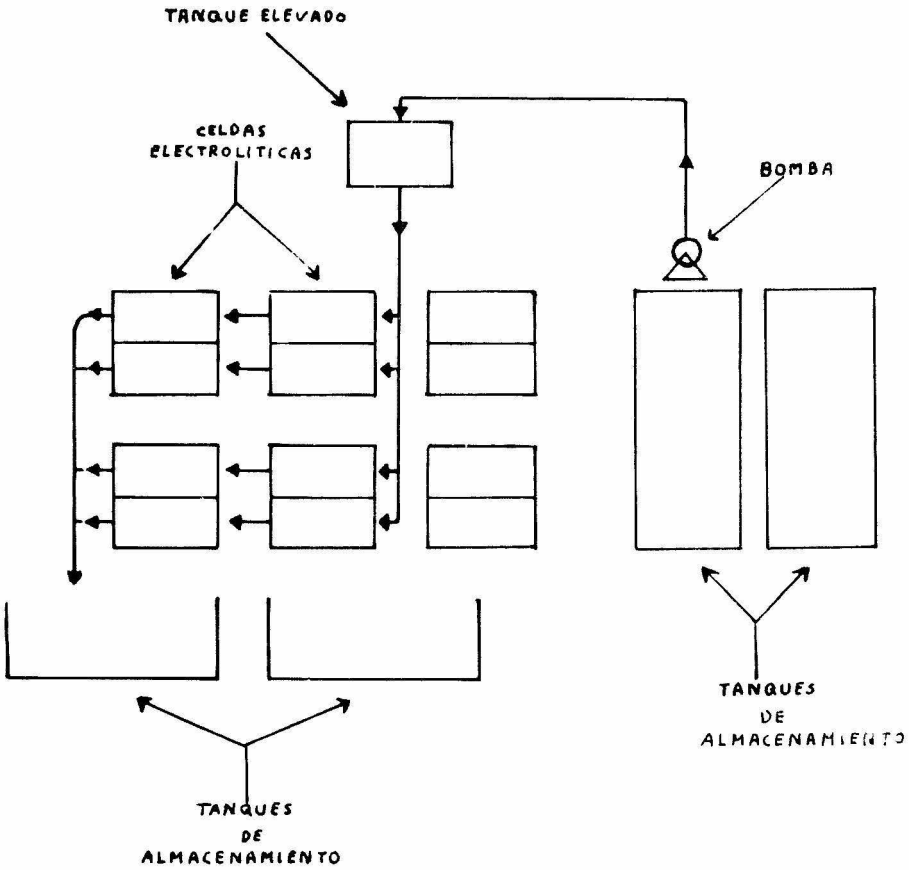


Fig 8

DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL PROCESO DE ELECTRO BENEFICIO



C A P I T U L O V I I

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Kirk - Othmer
Enciclopedia de Tecnología Química
Ed. UTEHA
(1966)
- 2.- Creighton - Koehler
Electrochemistry
John Wiley and Sons, Inc.
Second Edition
(1955)
- 3.- John L. Bray
Metalurgia Extractiva de los Metales no Ferreos
Traducción J. Ma. Bermudez de Castro
Ed. Interciencia
2a. Edición Española
(1968)
- 4.- Apuntes de la Materia Metalúrgica Extractiva V
Cátedra impartida por el Ing. Manuel F. Guerrero F.
- 5.- C. L. Mantell
Ingeniería Electroquímica
Traducción, Julián Fernández Ferrer
Ed. Reverte
Traducción de la 4a. edición.
(1962)
- 6.- George D. Van Arsdale
Hidrometalurgia de los metales comunes
Traducción Eduardo Montaña
Ed. UTEHA
1a. Edición en español
(1965)

- 7.- Guillermo Miguel Valencia del Riego
Proyecto para una Refinería Electrolítica de Plata
Tesis Profesional
(1 9 6 9)
- 8.- Vilbrant Dryden
Chemical Engineering Plant Design
Mc. Graw Hill Book Company, Inc.
(1 9 5 9)
- 9.- Miguel Angel Hidalgo Torres
Diseño y Operación de un Cristalizador por Sulfato de
Niquel Hexahidratado
Tesis Profesional
(1 9 7 1)
- 10.- Antonio Maza Pereda
Anteproyecto de una planta para maquilar discos fonográficos
Tesis Profesional
(1 9 7 0)
- 11.- Miguel Venegas Espinosa
Estudio Técnico Económico de los Servicios Usados en
una Planta de Liofilización
Tesis Profesional
(1 9 7 3)
- 12.- Enrique Edmundo Quezada Barra T.
Proyecto de una Planta para Acabado Electrolítico de
Cojinetes para Motores.
Tesis Profesional.
(1 9 6 7)
- 13.- Víctor Fernando Aguilar Loyola
La Industria Mexicana del Cobre
Tesis Profesional
(1 9 7 5)
- 14.- Anuario Estadístico de la Minería Mexicana del Consejo
de Recursos Naturales no Renovables
(1 9 7 2)
- 15.- William T. Hall
Química Analítica Tomo I y II
Traducción Francisco Rived
Ed UTEHA
Traducción de la 9a. edición.
(1 9 4 8)

- 16.- Fernando Orozco D.
Análisis Químico Cuantitativo
Imprenta Universitaria
(1 9 4 4)
- 17.- Fritz Tegeder - Ludwig Mayer
Métodos de la Industria Química. Parte 1a. Inorgánica
Traducción Rafael Usón
Ed Reverté
(1 9 7 3)
- 18.- C. Chaussin - G. Hilly
Metalurgia Tomo II Elaboración de los Metales
Traducción Angel Fernández Aguilar
Ed. URMCO
Traducción de la 7a. edición.
(1 9 7 2)
- 19.- Datos proporcionados por
VALEZZI, S. A.
Esfuerzo Nacional # 12
- 20.- Datos proporcionados por
Dirección General de Difusión y Relaciones de la
Secretaría de Industria y Comercio
Av. Cuauhtémoc # 80
- 21.- Datos proporcionados por
Fabricaciones Ingeniería y Montajes, S. A. (FIMSA)
Minería # 145
- 22.- Datos proporcionados por
Manufacturas Metálicas Monterrey, S. A.
Blvd. Puerto Central Aéreo # 123.