

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE QUIMICA

ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA DE MINERALES
OXIDADOS DE COBRE POR PROCESO
HIDROMETALURGICO ACIDO

Tesis

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO QUIMICO
P R E S E N T A

JORGE M. CABALLERO ACOSTA

MEXICO, D. F.,

1970



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.

	Presidente	Alberto Obregón Pérez
	Vocal	Manuel Gaviño Rivera
JURADO ASIGNADO	Secretario	Loth Contreras Gamboa
	1er Suplente	Nicolás Jaimes Villafaña
	2o. Suplente	Carlos Arango Solórzano

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:
COMISION DE FOMENTO MINERO "UNIDAD TECAMACHALCO"

SUSTENTANTE: Jorge Caballero Acosta _____

ASESOR DEL TEMA: Alberto Obregón Pérez _____

INTRODUCCION

CAPITULO I

GENERALIDADES SOBRE COBRE

- 1.- Breve Historia
- 2.- Estado natural y existencia
- 3.- Producción Nacional
- 4.- Propiedades
- 5.- Usos
- 6.- Cobre en México.

CAPITULO II

METODOS DE EXTRACCION

- 1.- Flotación
- 2.- Lixiviación

CAPITULO III

TRATAMIENTO DE UN MINERAL OXIDADO DE COBRE

- 1.- Estudio de mineral
 - a) Descripción del material
 - b) Análisis químico
 - c) Reconstrucción mineralógica
- 2.- Pruebas de lixiviación ácida
 - a) Selección y cantidad de reactivos
 - b) Pruebas para determinación de las constantes.

CAPITULO IV

ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO PARA 300 t/d

- 1.- Descripción de la operación
- 2.- Diagrama de flujo
- 3.- Cálculo y selección del equipo.

CAPITULO V

ESTIMADO DE LA INVERSION Y DE LA GANANCIA

- 1.- Explicación
- 2.- Costo del Equipo
- 3.- Determinación de la Inversión Total
- 4.- Estimado de la Ganancia Líquida
- 5.- Determinación de la Rentabilidad

CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

I N T R O D U C C I O N

Mucho se podría decir acerca de la importancia que tiene el cobre para el hombre en la actualidad. Es un mineral tan básico en la industria, que su consumo o requerimiento, se pueden estimar con bastante exactitud tomando como base, en relación directa, el incremento de la población mundial. Para satisfacer las necesidades actuales y futuras, se han realizado en los últimos años amplios estudios y trabajos tendientes a desarrollar nuevos métodos y tecnologías para la extracción económica del cobre. Mientras que los procesos de extracción por flotación se mantienen en su sitio como lo tradicional para el tratamiento de minerales de cobre, los procesos hidrometalúrgicos van desarrollándose cada vez más, y en ocasiones se prefieren por cuestiones económicas. Se estima que a partir de 1970 la producción mundial de cobre por procesos hidrometalúrgicos será de 200,000 ton. anuales.

Minerales con bajo contenido en cobre cuya matriz es roca no pueden ser procesados económicamente por una flotación ya que el grado de molienda requerido es muy grande. En estos casos, y en especial si el cobre viene en cualquiera de sus grados de oxidación, es recomendable un proceso hidrometalúrgico.

En México, el desarrollo industrial lleva un ritmo exageradamente rápido, que puede ocasionar en un momento dado, si no se toman medidas pertinentes, serios problemas en cuanto a los recursos no renovables se refiere, y específicamente al cobre. Es alarmante el sensible descenso de la posición mundial de México como productor

de cobre, que principalmente se debe a que los demás países han incrementado fuertemente su producción anual, en tanto que la nuestra, se ha mantenido casi igual desde hace 20 años.

En la actualidad, el consumo nacional de cobre es mucho mayor a la producción, por lo que nos vemos en la obligación de importarlo ya sea como metal o elaborado.

Una de las medidas que han tomado las autoridades es suprimir completamente las exportaciones de este mineral en cualquiera de sus formas.

Afortunadamente, el problema en México no es debido al agotamiento de recursos o de los yacimientos; radica principalmente en la falta de explotación de minerales ya localizados. A lo largo de toda la Sierra Madre Occidental se conocen yacimientos de minerales oxidados de cobre cuya explotación no se ha llevado a cabo por diversas razones. La falta de vías de comunicación en regiones montañosas, el bajo grado de electrificación, y el poco conocimiento en los nuevos métodos de extracción, han retrasado el desarrollo de la explotación del cobre.

Todos estos factores hacen necesario un estudio del problema. El trabajo que presentamos como tesis, desarrollado en conjunto, tiene como principal objetivo, determinar un proceso económico para un mineral específico del estado de Colima, tomando en cuenta todos los factores que intervienen en esta región. Comprende el estudio de lixivaciones ácidas, (con H_2SO_4 , HCl y HNO_3) y alcalinas (con sosa, hidróxido de amonio, y cianuro de sodio) para

las que se hicieron pruebas de recuperación. Se diseñó una planta para el beneficio y se desarrolló un breve estudio económico tratando de llegar a resultados positivos. Para todo lo anterior se contó con la valiosa ayuda y la dirección del personal de los Laboratorios Nacionales de Fomento Minero, donde además, se nos facilitaron los aparatos e instrumentos que fueron requeridos para estas pruebas experimentales.

Consideramos que este trabajo no resuelve el problema del cobre que se avecina en el país. Es un anteproyecto tentativo a encontrar una solución y más que nada a despertar el interés nacional en la explotación de los abundantes minerales oxidados de cobre, tan abandonados hasta ahora, y que con las nuevas vías de comunicación -- nuevas instalaciones eléctricas y las tecnologías actuales presentan un cuadro atractivo a las autoridades o a los inversionistas.

C A P I T U L O I

GENERALIDADES SOBRE EL COBRE

Breve historia del cobre.- El cobre es uno de los elementos -- conocidos por el hombre desde la más remota antigüedad, y fue emplea-- do, aleado en el estaño formando el bronce, en la confección de di-- versos utensilios y armas.

Los fenicios, asirios, caldeos y egipcios lo llegaron a utili-- zar hasta como moneda. Se tienen noticias de minas que explotaban -- los egipcios en la península de Sinaí 5 000 años antes de Cristo. -- Fueron los fenicios quienes extendieron su uso por Europa extrayéndo-- lo de la isla de Chipre. Por este motivo los Romanos lo llamaron Aes Cyprium, que quiere decir: bronce de Chipre, de donde se deriva el -- nombre de cuprum.

La explotación del cobre fue muy grande bajo el dominio de -- los Romanos, pero cesó totalmente con la invasión de los bárbaros, y no fué, sino hasta el siglo X cuando se inició nuevamente su metalur-- gia, la cual ha ido perfeccionándose hasta alcanzar el nivel que tie-- ne actualmente.

Estado Natural y existencia.- En la naturaleza se encuentra -- en estado nativo y combinado.

En forma nativa se ha encontrado en la región del Lago Supe-- rior en Estados Unidos. También hay yacimientos de cobre nativo en -- la U. R. S. S., Perú y Chile. En nuestro país se han encontrado yaci-- mientos de cobre nativo en los estados de; Chihuahua, Baja California

Norte y Michoacán.

En forma combinada, los yacimientos más importantes se encuentran en Chile, Estados Unidos, Africa, Australia, España y la U.R.S.S.

En nuestro país, la zona cobriza se ha localizado en toda la Sierra Madre Occidental, (en los estados de Sonora y Durango) además en los estados de Aguascalientes, Veracruz, Puebla, San Luis Potosí, etc.

Para tener una idea clara de la explotación de cobre en el mundo, la tabla I presenta la producción de cobre en 1965 (de mineral)

<u>PAIS</u>	<u>TON.CORTAS</u>
Estados Unidos -----	1 351 734
Rusia -----	830 000
Zambia -----	766 924
Chile -----	642 179
Canadá -----	517 247
Congo -----	318 124
Perú -----	195 513
Japón -----	117 512
Australia -----	102 238
China -----	99 000
México -----	76 237
Filipinas -----	69 807
Yugoslavia -----	68 949
Sudáfrica -----	66 240
Africa del sudoeste -----	43 456
Turquía -----	35 950
Finlandia -----	32 800
Alemania Este -----	31 000
Bulgaria -----	22 800
Suecia -----	22 046
Chipre -----	21 515
Rodesia del Sur -----	19 900
Uganda -----	18 895

Polonia -----	16 600
Noruega -----	16 526
Corea del Norte -----	13 000
Nicaragua -----	11 228
India -----	11 153
Israel -----	8 900
España -----	8 261
Cuba -----	6 600
Bolivia -----	5 215
Portugal -----	4 799
Haití -----	4 365
Brasil -----	3 100
Albania -----	2 800
Marruecos -----	2 076
Italia -----	2 000
Formosa -----	1 855
Austria -----	1 678
Corea del Sur -----	1 500
Argelia -----	1 130
Alemania Oeste -----	1 064
Francia -----	462
Argentina -----	390
Ecuador -----	200
Birmania -----	150
	<hr/>
	5 600 000

Entre las principales especies mineralógicas están:

<u>NOMBRE</u>	<u>FORMULA</u>	<u>COLOR</u>	<u>CRISTALIZACION</u>
Cobre	Cu	Rojo brillante	Cubos, octaedros dodecaedros.
Chalcopyrita	CuFeS_2	Amarillo brillante	tetragonal, scalenohedral.
Chalcocita	Cu_2S	Gris oscuro	Ortorómbico
Bornita	Cu_5FeS_4	Café bronceado, violeta, azul.	Isométrico hexoctahedral
Malaquita	$\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$	Verde brillante.	Monoclínico prismático.
Azurita	$\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$	Azul brillante	Monoclínico prismático.
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	Verde azul	Criptomocristalino
Covellina	CuS	Azul índigo	Hexagonal, dighexagonal, dipiramidal.
Filipita	$3 \text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Fe}_2\text{S}_3$	Gris oscuro	Isométrico hexoctahedral.
Tennantita	$4 \text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{As}_2\text{S}_3$	Gris oscuro	Isométrico hexoctahedral.
Enargita	$\text{Cu}_3\text{S}_4\text{As}$	Gris oscuro	Ortorómbico piramidal.
Atacamita	$3 \text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CuCl}_2$	Varios verdes	Ortorómbico
Cuprita	Cu_2O	Varios rojos	Isométrico gyrodal.

PROPIEDADES

El cobre es un metal que en condiciones normales es sólido de color brillante que puede ser modificado con metales aleantes a colores de oro, amarillo o de plata; muy dúctil y maleable, excelente conductor del calor y de la electricidad; muy resistente a la corrosión en aire seco, pero se recubre, en un atmósfera húmeda de una capa de carbonato básico (color verde), que protege al metal por tiempo indefinido.

Forma solución sólida con la mayoría de los elementos comunes. Tienen gran afinidad por el azufre. El oxígeno también se combina con él.

Tiene un peso específico de 8.90 kg/dm^3 puro, y el comercial tiene un peso específico de 8.3 a 8.5 kg/dm^3 . Su punto de fusión es de 1083 grados centígrados y su punto de ebullición de 2325 grados centígrados. Su calor latente de fusión es de 43.3 calorías.

Las impurezas alteran sus propiedades. Por ejemplo: el estaño disminuye la ductibilidad, el zinc reduce la maleabilidad en caliente, el bismuto es admitido sólo hasta 0.01% porque hace quebradizo al cobre; pequeñas impurezas reducen considerablemente su conductividad.

Usos.- Para poder ver los usos es necesario conocer las principales aleaciones del cobre y ver los usos en función de éstas.

Aleación con zinc.- Estas aleaciones se llaman latones. Este elemento disminuye el punto de fusión, la densidad y las conductividades eléctrica y térmica. Reduce también el módulo de elasticidad. Aumenta el coeficiente de expansión, la tenacidad y la dureza. El endurecimiento por trabajo en frío aumenta en razón directa al zinc, pero la relación de $70 - 30$ da la mejor combinación de tenacidad y ductibilidad.

Aleación con estaño.- Estas aleaciones se llaman bronce. El límite máximo para aleaciones que van a ser trabajadas en frío es de 10%. Esta aleación presenta una estructura granular tipo alfa. Además eleva la resistencia a la corrosión.

Aleación con plomo.- Se agrega en la tercera parte de las aleaciones de cobre, con un límite hasta de 4 %. Su principal función es la de hacer que las aleaciones sean fácilmente maquinables. Aumenta la densidad y disminuye la conductividad en razón directa a la cantidad presente.

Aleación con hierro.- El hierro sólo es usado como elemento secundario en cantidades hasta de 2.5 %, y en muy contadas aleaciones de cobre. En los bronce con silicio aumenta la tenacidad. En los cuproníqueles se añade para aumentar la resistencia a la corrosión del agua de mar. Aumenta también la susceptibilidad magnética.

Aleaciones con níquel.- El níquel es un elemento aleador muy importante. Mejora la resistencia a la corrosión, y las propiedades mecánicas del latón. Aumenta la tenacidad y la dureza, pero el endurecimiento por trabajo es frío, por vejez o por fatiga, es menor que el que dan al cobre otros elementos. El níquel abate notablemente las conductividades eléctrica y térmica, y ligeramente el coeficiente de expansión térmica. Aumenta el módulo de elasticidad. El cobre admite al níquel hasta en un 30.

También hay aleaciones con: silicio, aluminio, manganeso, fósforo, arsénico, cadmio, selenio y telurio.

El principal uso del cobre es como conductor eléctrico, en la industria electrónica. Aquí se usa el cobre puro obtenido electrolíticamente.

mente.

Por su gran conductividad térmica y su resistencia a la corrosión, se aplica bastante en la industria química.

Cobre en México. - Ya mencionamos la zona cuprífera en México.

La producción de mineral fué en 1965 de: 76 237 Ton. cortas y la de cobre fundido de: 74 606.

La política actual de México no permite la exportación, pero en 1964 se exportó:

a) Como mineral:	5 905 Ton.	a los EE. UU.
b) Concentrado:	1 388 Ton.	a los EE. UU.
c) Como sulfatos:	562 Ton.	327 a los EE. UU. 235 a Brasil.
d) Metálico:		
1) Barras Mixtas	12 727 Ton.	a los EE. UU.
	2 005 Ton.	a Alemania O.
	800 Ton.	a Italia
2) Electrolítico	630 Ton.	a los EE. UU.
3) Semimanufacturado	277 Ton.	a los EE. UU.
	756 Ton.	a Colombia
	182 Ton.	a Uruguay

En este mismo año, México importó: 489 T. de cobre en todas sus formas (329 de los EE. UU, 102 de Alemania Oeste y 58 de Francia).

C A P I T U L O I I

M E T O D O S D E E X T R A C C I O N G E N E R A L

Flotación.-

Es una operación que se usa con grandes tonelajes. No se conocen con precisión los principios de esta operación por lo que se considera un arte y no una ciencia.

En Australia, dos de los más grandes peritos en flotación, Wark y Cox, fueron encargados que determinaran estos principios. Su trabajo -- consistió en determinar las constantes de flotación para cada mineral. -- Estas constantes son: molienda, dilución, reactivos y tiempo de flotación. Hicieron unas gráficas para ver la recuperación óptima. El resultado fue negativo, su error consistió en haber trabajado con minerales sintéticos. Se dedicaron entonces a demostrar que no se pueden conocer con precisión estos principios, pero sus patrocinadores les retiraron su apoyo. El informe de su trabajo fué recibido con escepticismo, por lo que fue poco conocido. Mas tarde Suderland y Wark hicieron un libro basándose en esos reportes.

Existen 3 grupos que explican la flotación de diferente manera. El primer grupo encabezado por Gaudin que sostiene que la flotación es un fenómeno químico. El segundo grupo sostiene que es un fenómeno físico. El tercer grupo sostiene que es un fenómeno físico químico. En este grupo se encuentran Taggart y Farenwald, este último inventor de las -- celdas de flotación Denver.

En 1860, William Haynes comprobó que había elementos mojables y -- elementos no mojables. Los no mojables tienen brillo y lustre de metal.

Basándose en estos principios, en 1890, W. Haynes y la Sra. Everson de terminaron la flotación en grandes masas de aceite, la cual resultó in costeable debido a la gran cantidad de aceite que utilizaban.

Entre 1890 y 1906, MacQuisten llevó a cabo la flotación por película. Usaba una capa muy delgada de aceite donde se pegaban los elementos no mojables.

La Mineral Separations por conducto de Potter y Delprat introdujeron otra fase al sistema, la gaseosa, en 1902. Usaban varios gases, entre otros: SO_2 , NH_3 , CO_2 , mejorándose la operación.

En 1906 la misma Mineral Separations, ahora por conducto de Sullman y Pickard introdujeron aire al proceso por primera vez, estableciendo la flotación por espuma, que es la que se utiliza en la actualidad. Esta flotación se efectuó por primera vez en México en el año de 1920.

FACTORES QUE INTERVIENEN EN LA FLOTACION.

1.- Mojabilidad. Se determina por medio de las desigualdades de Rayners. Esto es, por medio del ángulo de contacto. Cuando el ángulo de contacto es cero, entonces la mojabilidad es absoluta. Cuando el ángulo de contacto es 180, hay no mojabilidad absoluta.

2.- Tensión Superficial. Es una fuerza que tiende a evitar la formación de la espuma.

3.- Adsorción. Es la concentración de un soluto en las paredes de un sólido. Se aprovecha para utilizar pequeñísimas cantidades de reactivo, usando uno que se adsorva en determinado elemento.

TIPOS DE REACTIVOS.

1.- Promotores o Colectores. Actúan sobre la partícula modifi--

cando su ángulo de contacto y variando de esta manera la mojabilidad de los elementos. Hay depresores que aumentan mojabilidad y evitan así la flotación de ese elemento, y los activantes que aumentan la no mojabilidad.

2.- Espumantes. Abaten la tensión superficial y facilitan de esta manera la formación de la espuma.

3.- Reactivos Modificadores. Actúan sobre el medio (líquido) acondicionándolo para entorpecer o facilitar la flotación de determinado elemento.

Generalidades sobre lixiviación.-

Lixiviación es la solución selectiva de uno o mas constituyentes de una mezcla sólida por el contacto con un solvente o una mezcla de solventes líquidos. Esta operación unitaria, una de las más antiguas en la industria química, ha recibido muchos y diversos nombres, dependiendo en la técnica usada para llevarla a cabo. El término "lixiviación" se refería originalmente a la percolación de un líquido a través de una cama de sólidos. Actualmente se usa para describir la operación en general, sin tomar en cuenta la manera en que se efectúe. El término "extracción" es también ampliamente usado, sin embargo se aplica para todas las operaciones de separación, ya sean de transferencia de masa o de métodos mecánicos. Otro nombre, "decocción", es el que se refiere específicamente cuando se está trabajando con el solvente a su temperatura de ebullición. Cuando el material de interés para el trabajo que se esté efectuando se encuentra repartido ampliamente en la superficie de un sólido insoluble, y es simplemente "deslavado" por el solvente, la operación a veces se llama "elutriación" o "elución".

La industria metalurgista y la minera son, tal vez, en las que más se ha desarrollado, y más aplicación encuentra la lixiviación. La mayoría de los minerales útiles, se encuentran en mezclas con grandes proporciones de constituyentes indeseables, y la lixiviación de los minerales valiosos es un método de separación frecuentemente aplicado. -- Por ejemplo, los minerales de cobre se disuelven preferentemente de algunas de sus matrices por lixiviación con ácido sulfúrico o soluciones amoniacales, y el oro es separado de sus matrices con el uso de soluciones de cianuro de sodio. Similarmente, la lixiviación representa una parte importante en el proceso metalúrgico del aluminio, cobalto, manganeso, níquel y cinc. Muchos productos orgánicos que se encuentran en la naturaleza son separados de su estructura original por medio de una lixiviación. Por ejemplo, el azúcar se lixivia de la remolacha con agua caliente como solvente; algunos aceites vegetales, como el aceite de soya, el aceite de algodón, se recuperan de sus semillas por medio de una lixiviación con solventes orgánicos; muchos productos farmacéuticos se recuperan con agua caliente a partir de las hojas y raíces de las plantas. Un ejemplo de lixiviación (si se le puede llamar así), conocido e ilustrativo, es la preparación de café o té. Se tiene una capa o cama de café, por lo que se hace pasar el solvente (en este caso agua caliente), y lo que se toma viene a ser la solución rica.

El resultado exitoso en una lixiviación, y la técnica que se debe seguir para la misma, depende, en gran parte, en el tratamiento anterior que se le dé al mineral o sólido. En muchas ocasiones, pequeñas -- partículas del material soluble se encuentran completamente rodeadas -- por material insoluble de alguna matriz. El solvente debe entonces, di-

fundirse dentro de la masa, y la disolución se llevará a cabo después de un largo tiempo, siendo además una separación mediocre. La trituración y molienda de minerales como éste, acelera grandemente la acción de lixiviación, ya que las porciones solubles de mineral quedarán liberadas y en una posición más accesible para el ataque del solvente.

Los cuerpos vegetales y animales tienen una estructura celular, y los productos naturales que se desean extraer por lixiviación de estos materiales, se encuentran generalmente dentro de las células. En muchas ocasiones el solvente seleccionado para este tipo de lixiviaciones no penetra con facilidad dentro de la estructura celular, y es necesario abrirla o romperla. Esto se logra de diferentes maneras. Por ejemplo, en la extracción de azúcar de la remolacha, se cortan rebanadas muy delgadas para que así el tiempo requerido para la disolución sea menor. En la obtención de aceites vegetales a partir de diferentes semillas, el rompimiento de las estructuras vegetales se lleva a cabo sometiendo las semillas a altas presiones, o también por medio de una trituración o molienda. Todo lo anterior, nos indica la importancia que tiene la preparación de la carga antes de la lixiviación.

C A P Í T U L O III
DESCRIPCION DEL MINERAL

El mineral que se va a tratar proviene del municipio de Coquimatlán, estado de Colima. En esta región del país se localiza una gran cantidad de yacimientos de minerales oxidados de cobre cuya ley oscila entre 2.5 y 5 %. Se puede considerar que la muestra que se escogió para el estudio, es una muestra representativa de los minerales de la región.

Un análisis general del mineral de los siguientes resultados:

Au: 0.17g/T	CaO : 5.56
Ag: 22g/T	MgO : 2.64
Cu: 4.15 %	SiO ₂ : 45.80
Pb: 0.15 %	Al ₂ O ₃ : 13.22
Fe: 2.54 %	CO ₂ : 9.62
S : 0.068 %	Sulfatos solubles : 0.041 %

Examinando una muestra del mineral se obtiene lo siguiente: Consiste en una roca andesítica mineralizada con carbonatos de cobre. Tamaño máximo 6 cm. En algunos se observan cristales de pirita diseminados y manchas de pirolusita y limonita. Molida la muestra a 28 mallas y -- concentrada gravimétricamente da un producto pesado constituido por malaquita y azurita acompañadas de crisocola, pirita, chalcopirita, cerusita, cuprita, chalcocita, galena y cobre nativo. El producto ligero -- quedó constituido por fragmentos de roca, cuarzo, calcita, dolomita, arcilla, limonita, yeso, y pirolusita. La mayor cantidad de cobre está en forma de carbonatos, impregnando la roca. Los sulfuros se encuentran liberados. Hay indicios de sulfatos solubles. Densidad del material: 2.64.

Estos dos primeros análisis nos pueden llevar a la conclusión de que una lixiviación dará buenos resultados, ya que el cobre viene principalmente en forma de carbonatos, que son fácilmente atacables; siendo el 4.15 % de cobre una cantidad considerable, tratándose de mineral oxidado. Además, el 45.8 % es SiO_2 o sea, el mayor constituyente es roca, que no consumirá cantidad alguna de ácido sulfúrico. Sin embargo, es necesario antes de seguir adelante, hacer una reconstrucción mineralógica para saber con exactitud las cantidades y el tipo de minerales que se presentan en la muestra.

Reconstrucción mineralógica.

Para hacer la reconstrucción mineralógica se combinan los dos análisis anteriores. Estos análisis nos dicen, el primero, los elementos que vienen en la muestra, y el segundo, los minerales que la constituyen. Sabiendo esto, se procede a ver en qué mineral o minerales viene cada uno de los elementos o simplemente se determinan las cantidades de cada mineral presentes a partir del análisis elemental.

1) Partiremos de la dolomita, ya que es el único que tiene magnesio:

La dolomita tiene 30.4 % de CaO y 21.7 % de MgO. La muestra tiene 2.64 % de MgO % de dolomita = $\frac{2.64 \times 100}{21.7} = 12.17$

CaO por dolomita = $12.17 \times 0.304 = 3.7 \%$

2) Calcita: 56 % CaO

CaO Total..... 5.56 %

CaO Dolomita..... 3.7 % % de calcita = $\frac{1.86 \times 100}{56} = 3.32$

CaO Calcita..... 1.86 %

3) Minerales con cobre: Se tiene el 4.15 % de Cu

$$\% \text{ de CuO} = 4.15 \text{ Cu} \times \frac{79 \text{ CuO}}{63 \text{ Cu}} = 5.2 \%$$

Vamos a considerar la siguiente relación de cada uno de los minerales de cobre. (Esta consideración se hizo romando como base la observación al microscopio):

Malaquita..... 54 Partes

Azurita..... 30 "

Crisocola..... 15 "

Otros..... 1 "

Suma 100 "

% de cobre en malaquita: 71.9

% de cobre en azurita: 69.2

% de cobre en crisocola: 45.2

% de cobre en otros: 0.41

$$71.9 \% \times 54 = 38.82$$

$$66.77 - 100$$

$$69.2 \% \times 30 = 20.76$$

$$5.19 - X$$

$$45.2 \% \times 15 = 6.78$$

$$X = 7.77$$

$$0.41 \times 1 = 0.41$$

Suma 66.77

$$\text{Malaquita: } 7.77 \times 0.54 = 4.12 \%$$

$$\text{Asurita: } 7.77 \times 0.30 = 2.33 \%$$

$$\text{Crisocola: } 7.77 \times 0.15 = 1.16 \%$$

$$\text{otros: } 7.77 \times 0.01 = 0.09 \%$$

4) Rocã: 64.7 % SiO_2 y 18.4 % Al_2O_3

La muestra tiene 13.22 % de Al_2O_3 y 45.8 % de SiO_2

$$\% \text{ de Rocã} = \frac{13.22 \times 100}{18.4} = 71.9$$

Comparando con SiO_2 :

$$\% \text{ de Rocã} = \frac{45.8 \times 100}{64.7} = 71.3$$

5) Galena: 13.4 % de S y 86.6 % de Pb

$$\% \text{ de Galena} = \frac{0.15 \times 100}{86} = 0.173$$

S por galena: $0.173 \times 0.134 = 0.0235$

6) Pirita: 53.4 % de S y 46.6 % de Fe

S total 0.068

$$\text{S por galena } 0.0235 \quad \% \text{ de pirita} = \frac{0.0445 \times 100}{53.4} = 0.081$$

S por pirita 0.0445

$$\text{Fe en pirita} = 0.081 \times 0.46 = 0.0372$$

7) Limonita: 59.8 % de Fe

Fe total 2.54

Fe en pirita 0.0374

$$\% \text{ de limonita} = \frac{100 \times 2.5026}{59.8} = 3.36$$

Fe limonita 2.5026

8) Otros: 1.226

La reconstrucción mineralógica resulta:

Resumiendo lo anterior en un cuadro nos queda:

MINERAL	%
1.- Minerales con cobre	
a) Malaquita	4.19
b) Azurita	2.33
c) Crisocola	1.16
d) Otros	0.09
2.- Matriz o Ganga	71.9
3.- Dolomita	12.17
4.- Limonita	3.36
5.- Calcita	3.32
6.- Galena	0.173
7.- Pirita	0.081
8.- Otros	
Suma	<u>1.226</u> 100.00 %

Analizando la reconstrucción mineralógica se puede concluir lo siguiente:

a) Que el porcentaje de cobre (4.15) es una cantidad considerable con posibilidades a ser explotado económicamente.

b) El cobre se presenta en forma de malaquita y crisocola principalmente.

Estos minerales son fácilmente solubles en ácido sulfúrico amoniacal, carbonato de sodio, carbonato de amonio, y cianuro de potasio, por lo que un proceso hidrometalúrgico con cualquiera de estos solventes puede dar buenos resultados.

PRUEBAS DE LIXIVIACION ACIDA

De acuerdo con los datos que arroja la reconstrucción numérica, se puede suponer que la mejor lixiviación ácida será la que se lleve a cabo con ácido sulfúrico, además esta idea queda apoyada, si se considera el aspecto económico, pues el ácido sulfúrico es el más barato. Sin embargo también se hicieron pruebas con ácido clorhídrico y ácido nítrico, pero los resultados fueron poco satisfactorios.

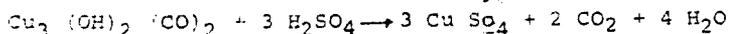
Lixiviación con Acido Sulfúrico.-

Antes que nada es necesario conocer las reacciones que se efectúan y la estequiometría de las mismas. Con esto, se puede determinar la cantidad de ácido sulfúrico que se va a necesitar:

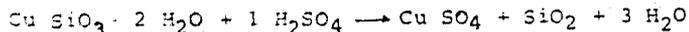
Malaquita:



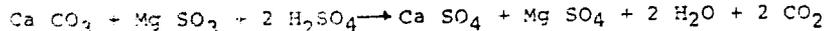
Azurita:



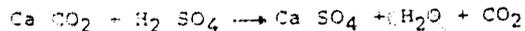
Crisocola:



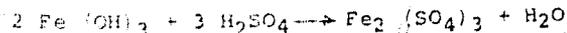
Dolomita:



Calcita:



Limonita:



El consumo de ácido sulfúrico será:

En la malaquita H_2SO_4

221.09 ----- 98.2
4.19 ----- X

X = 3.72 g de H_2SO_4

En la Azurita H_2SO_4

344.64 ----- 98.3
2.33 ----- X

X = 1.99 g de H_2SO_4

En la Crisocola H_2SO_4

175.60 ----- 98.1
1.16 ----- X

X = .65 g de H_2SO_4

En la Calceta H_2SO_4

100.9 ----- 98.1
3.23 ----- X

X = 3.13 g de H_2SO_4

En la Limonita H_2SO_4

214 ----- 98.3
3.36 ----- X

X = 4.62 g de H_2SO_4

Estos cálculos fueron hechos para 100 g de mineral. El consumo teórico total de ácido sulfúrico será por lo tanto:
3.72 g + 1.99 g + 0.65 g + 3.13 g + 4.62 g = 14.11 g H_2SO_4 para 200 g-
sera 28.22 g de H_2SO_4

Para este caso, la concentración de ácido sulfúrico la determinaremos experimentalmente. Las condiciones de estas pruebas están dadas en la siguiente tabla. El porcentaje de sulfúrico está dado con respecto al agua de la dilución)

FRASCO	CARGA	DILUCION	MOLIENDA	H_2SO_4	TIEMPO
1	100 g	3-1	-20	1% 3 g	4 hrs.
2	100 g	3-1	-20	2% 6 g	4 hrs.
3	100 g	3-1	-20	3% 9 g	4 hrs.
4	100 g	3-1	-20	4% 12 g	4 hrs.
5	100 g	3-1	-20	5% 15 g	4 hrs.

El análisis de Cobre, del residuo da los siguientes resultados.

FRASCO	PESO	LEY	CONTENIDO	DISTRIBUCION	DISUELTO
Cabeza	100	4.15	4.15	100	-----
1	96.5	3.83	3.70	39.2	10.80
2	96	2.45	2.35	56.8	43.20
3	96	0.9	.86	20.7	79.30
4	94	0.4	.376	9.06	90.04
5	95	0.39	.37	5.93	91.07

A partir de los datos anteriores se deduce que el frasco 4, o sea el que tenía una concentración de 4 % da buenos resultados de Cobre desuelto 90.04 % sin que el siguiente frasco, de 5 % de concentración denote una mejoría muy marcada.

SELECCION DE LAS CONSTANTES DE OPERACION:

I.- Determinación de la Molienda.-

Se prepararon muestras con mineral molido a diferentes tamaños, y las condiciones de operación fueron las siguientes:

FRASCO	CARGA	DILUCION	MOLIENDA	H ₂ SO ₄	TIEMPO
1	200	3:1	- 1/4	30 g	24 hrs.
2	200	3:1	- 1/8	30 g	24 hrs.
3	200	3:1	- 10	30 g	24 hrs.
4	200	3:1	- 20	30 g	24 hrs.
5	200	3:1	- 35	30 g	24 hrs.
6	200	3:1	- 45	30 g	24 hrs.

El análisis del residuo da los siguientes resultados:

FRASCO	PESO	LEY	CONTENIDO	DISTRIBUIDO	DISUELTO	MOLIENDA
Cabeza	200	4.15 %	8.30 g	100 %	-----	
1	175	1.00	1.75	21.08	78.92	- 1/4
2	172.5	0.6	0.86	10.36	89.64	- 1/8
3	172.0	0.2	0.35	4.22	95.78	- 10
4	172.0	0.1	0.172	2.05	97.95	- 20
5	172	0.1	0.172	2.05	97.95	- 35
6	173	0.08	0.14	1.68	98.92	- 48

En estos resultados se puede observar que a partir de una molienda de - 10 mallas se obtiene una recuperación muy aceptable - - - (95.78 %) y se considera conveniente sacrificar una recuperación mayor, como las que se obtienen moliendo a - 20, - 35 y - 48, a cambio de la economía que representa la molienda a - 10.

11.- Determinación de la constante TIEMPO.

Para la determinación del tiempo de agitación recomendable, se operó de la siguiente manera.

FRASCO	CARGA	DILUCION	MOLIENDA	H ₂ SO ₄	TIEMPO
1	200 g	3:1	- 10	30 g	0.5 hrs.
2	200 g	3:1	- 10	30 g	1 hrs.
3	200 g	3:1	- 10	30 g	1.5 hrs.
4	200 g	3:1	- 10	30 g	2 hrs.
5	200 g	3:1	- 10	30 g	4 hrs.
6	200 g	3:1	- 10	30 g	6 hrs.
7	200 g	3:1	- 10	30 g	8 hrs.
8	200 g	3:1	- 10	30 g	24 hrs.

El análisis de la tabla nos da:

FRASCO	PESO	LEY	CONTENIDO	DISTRIBUIDO	DISUELTO	TIEMPO
Cabeza	200 g	4.15	8.30	100	-----	
1	188	0.7	1.31	15.79	84.21	0.5
2	188	0.6	1.13	13.59	86.41	1
3	188	0.35	0.658	7.93	92.07	1.5
4	187	0.35	0.6545	7.88	92.12	2
5	189	0.30	0.567	6.83	93.17	4
6	189	0.30	0.567	6.83	93.17	6
7	188	0.30	0.564	6.80	93.20	8
8	186	0.26	0.484	5.82	94.18	24

Se observa que a partir de las 2 hrs. de tratamiento el incremento en el porcentaje de cobre disuelto es despreciable; por lo que se seleccionó un tiempo de 2 horas.

III.- Determinación de la DILUCION.-

Por último, para determinar la dilución mas apropiada, se hicieron las pruebas siguientes.

FRASCO	CARGA	DILUCION	MOLIENDA	H ₂ SO ₄	TIEMPO
1	200 g	1-1	- 10	30 g	2 hrs.
2	200 g	2-1	- 10	30 g	2 hrs.
3	200 g	3-1	- 10	30 g	2 hrs.
4	200 g	4-1	- 10	30 g	2 hrs.

De estas pruebas se hicieron análisis de las tortas obteniéndose los resultados siguientes:

FRASCO	PESO	LEY	CONTENIDO	DISTRIBUIDO	SILUELTO	DILUCION
Cabeza	200 g	4.15%	8.30 g	100 %	-----	
1	176.5g	0.1%	0.1765 g	2.13	97.87	1-1
2	175 g	0.1%	0.175 g	2.11	97.84	2-1
3	174.5g	0.15%	0.262 g	3.16	96.84	3-1
4	172 g	0.2%	0.172 g	4.15	95.85	4-1

Para determinar y decidir cuál es la dilución más conveniente, no sólo hay que tomar en cuenta los resultados de esta prueba, sino - también recordar que el asentamiento será más rápido al aumentar la - dilución.

Para las diluciones 1-1 y 2-1, se obtienen las mejores disoluciones de cobre. Sin embargo a escala de producción de la planta, diluciones tan espesas representan diversos problemas, como son su manejo, transporte, almacenamiento etc., debido a su alta densidad. Se seleccionará como dilución optima la de 3-1, tanto por la recuperación de cobre que registra, (96.84 %) como por las ventajas y facilidades que ofrece.

IV.- Resumen:

Las constantes de operación serán las siguientes:

- a).- Reactivo más adecuado : Acido sulfúrico
- b).- Concentración del ácido : 5 %
- c).- Molienda : 10 mallas
- d).- Tiempo de Agitación : 2 horas
- e).- Dilución : 3:1

C A P I T U L O IV.

- a) Descripción de la Operación
- b) Diagrama de flujo
- c) Cálculos y selección del Equipo

a) Descripción de la Operación.

La planta de beneficio para minerales oxidados de cobre que se instalará en el Estado de Colima con capacidad de 300 t/día, por el proceso de lixiviación ácida, operará con minerales procedentes de la región, donde se encuentran en la actualidad minas de explotación de minerales con una ley media entre 4 y 5% de cobre, que garantizan una operación efectiva durante 20 años.

El proceso antes citado se constituirá por una serie de procesos y operaciones unitarias que integran la planta de beneficio siendo dichas operaciones las siguientes:

- 1.- Almacenamiento del mineral
- 2.- Transporte del mineral
- 3.- Transporte de fluidos
- 4.- Trituración
 - a) Primaria
 - b) Secundaria
- 5.- Clasificación
 - a) Gravimétrica
 - b) Hidráulica o neumática
- 6.- Molienda
- 7.- Acondicionamiento

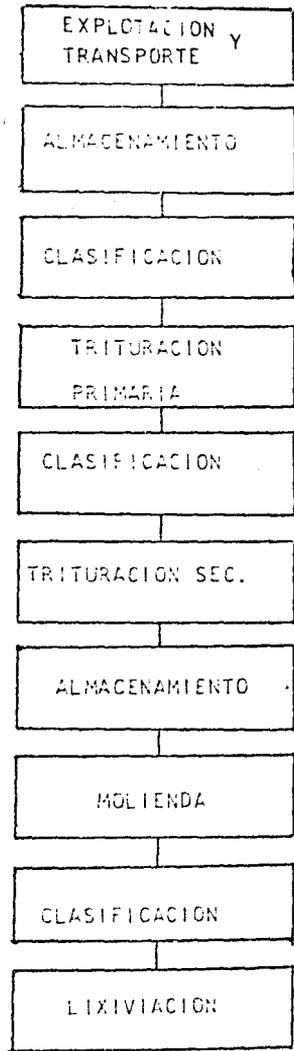
8.- Lixiviación

Los minerales se recibirán y almacenarán en dos tolvas de concreto o de madera con capacidad de 350 ton. El tamaño de admisión de las partículas se limitará a la abertura que se tenga en una parrilla de rieles (8") que deberá colocarse en la parte superior de la tolva, lugar por donde descargarán los carros de mina del mineral.

Esta parrilla tiene por objeto asegurar el tamaño de admisión de la carga que estará relacionado directamente con la abertura de la quebradora primaria. Las tolvas estarán provistas de dos bocas inferiores que se accionarán manualmente y alimentarán a dos canalones de descarga. Esta descarga caerá directamente sobre una banda transportadora alimentadora, la que llevará al mineral a una parrilla de rieles, cuya abertura será de 2"; donde se efectuará la clasificación de material -2" y +2" -8". El producto -2" pasará directamente a un transportador mientras que el producto +2" -8" se llevará a una trituración primaria que se llevará a cabo por medio de una trituradora de quijada y cuya descarga (ya de -2") se reúne con el producto menor en el transportador. Ya juntos los dos productos, pasarán a una criba vibratoria donde se hace una 2a. clasificación, esto es, se separa el mineral -1/2 del +1/2 -2". La descarga -1/2 pasará a almacenamiento en las tolvas de molino. El producto +1/2-8" se llevará a una trituradora secundaria cuya descarga estará en circuito cerrado con la criba vibratoria. De la(s) tolva(s) de molino, el material pasará al molino, y lo hace por medio de una banda alimentadora; pesada-za para asegurar de acuerdo con la capacidad del mismo.

El molino será de barras. La descarga saldrá de -10 mallas e irá a dar a un clasificador de rastrillos, el cual trabajará a dilución 4-1-

DIAGRAMA DE BLOQUES



→ A electrólisis o precipitación.

DIAGRAMA DE FLUJO.

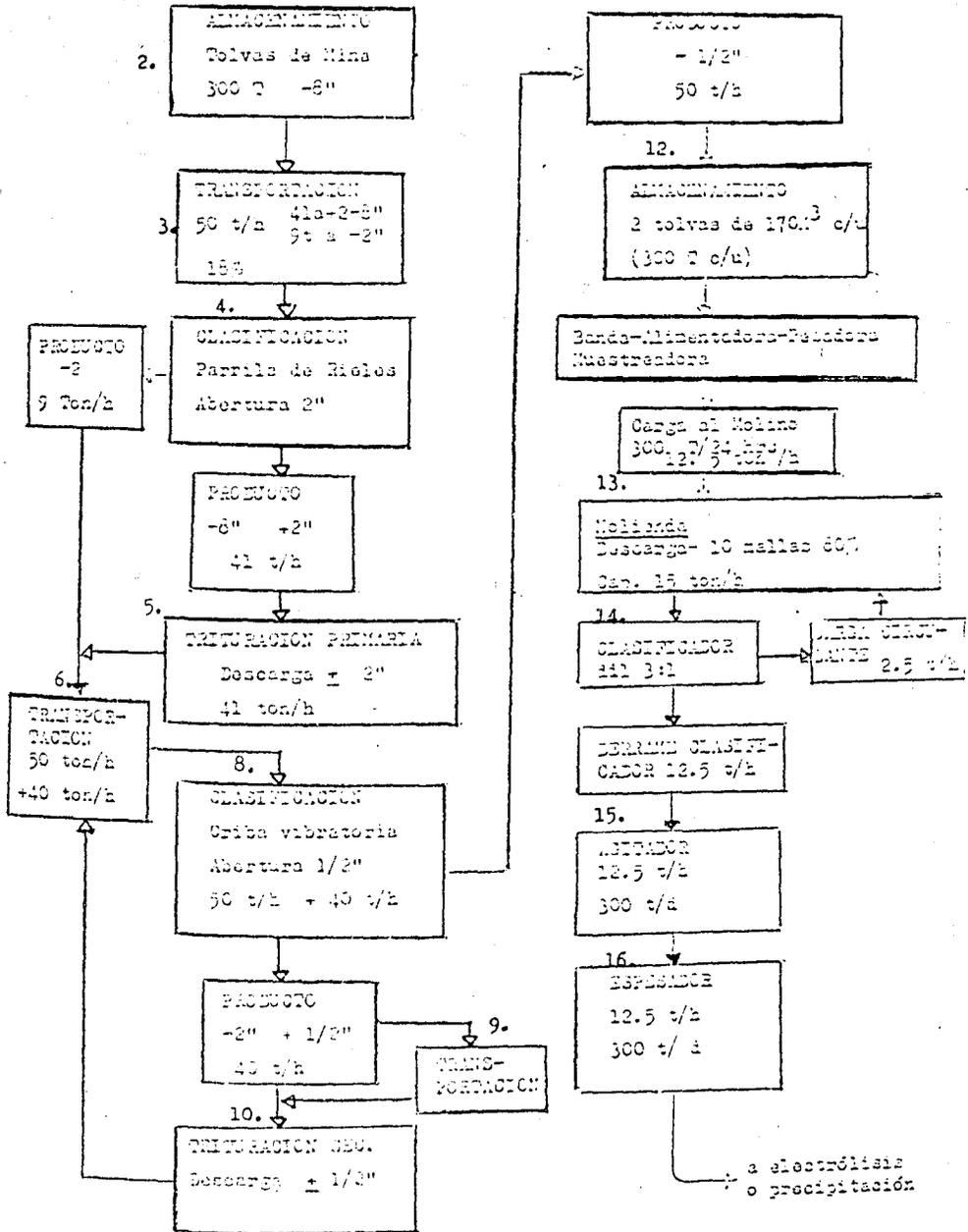
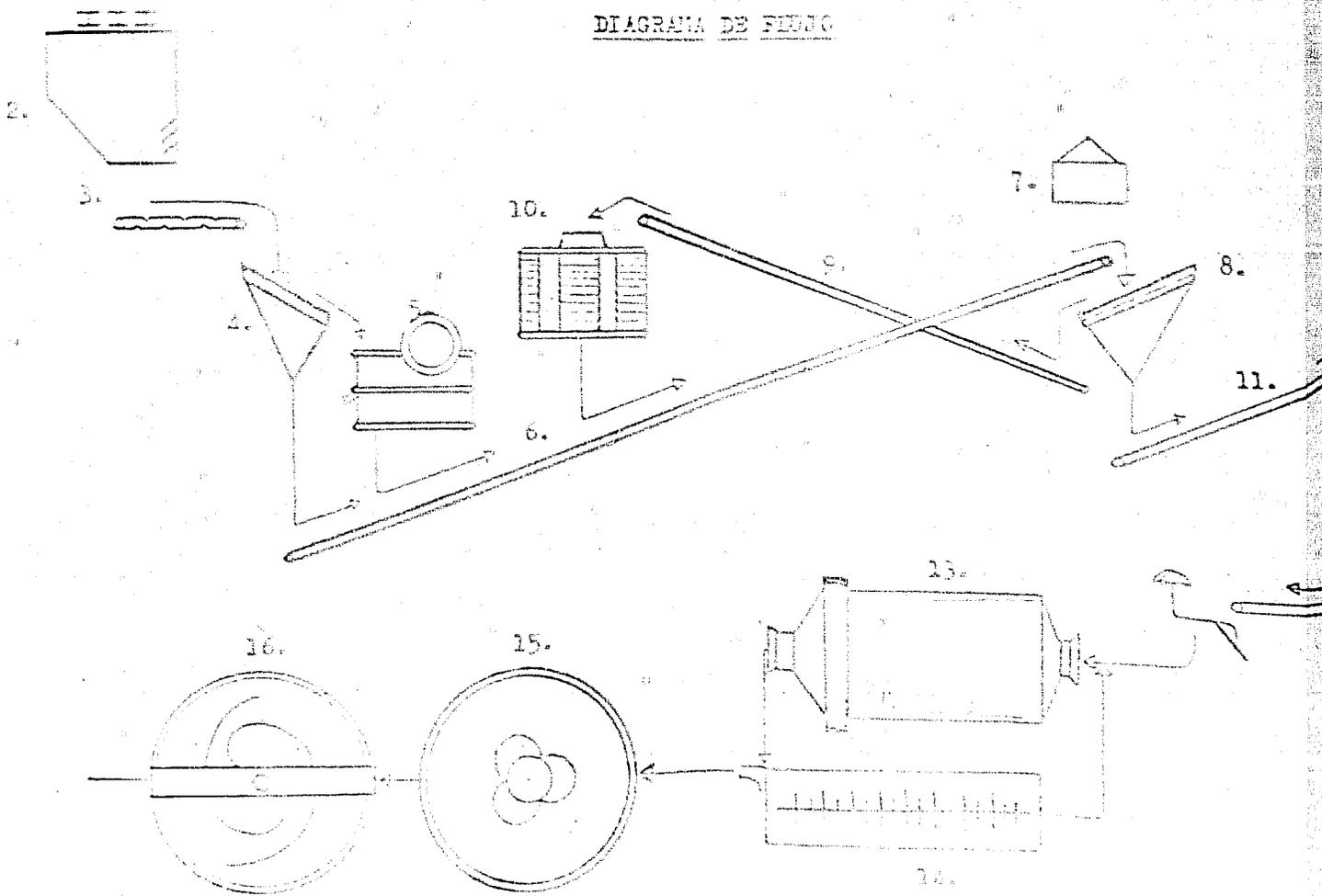
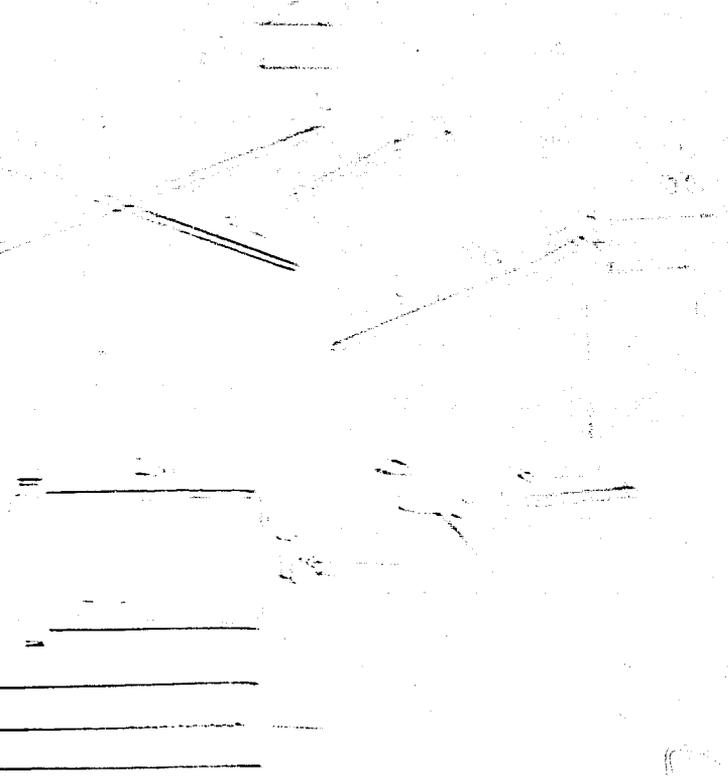


DIAGRAMA DE FLEJCO





- 1. ...
- 2. ...
- 3. ...
- 4. ...
- 5. ...
- 6. ...
- 7. ...
- 8. ...
- 9. ...
- 10. ...
- 11. ...
- 12. ...
- 13. ...
- 14. ...
- 15. ...
- 16. ...
- 17. ...
- 18. ...
- 19. ...
- 20. ...

y operará en circuito cerrado con el molino. El derrame del clasificador pasará a un tanque de agitación y de ahí a un asentador donde se llevará a cabo la lixiviación de acuerdo con las condiciones más apropiadas que se puedan establecer tomando como base los resultados obtenidos en la determinación de las constantes. (Cap. III)

El producto de la lixiviación será una solución rica en sulfato de cobre, de la cual se puede extraer el cobre por diferentes métodos conocidos, como la electrólisis o por medio de precipitación como hierro esponja que son los más comunes y no veremos en este trabajo.

c).- Cálculo y Selección del Equipo:

1.- Parrilla de rieles:

Abertura 8"

Capacidad 50 t/h = 350 t/día

2.- Tolva de mina.

Capacidad de la planta: 300 t/día

Capacidad tolvas: 350 t/día

No. de tolvas: 2

Peso Vol. del material -2": 1.6 t/m³

Vol. cada tolva:

$$\frac{350}{1.6} = 220 \text{ m}^3 / 2 = 110 \text{ m}^3$$

Se instalarán 2 tolvas con vol.

110 m³ c/c

3.- Banda Alimentadora.

Carga que alimentará 50 t/h

Tamaño mineral: 8"

Peso volumétrico: 1.6 kg/m³

Longitud: 12 m c/c

Banda: 24"

Para determinar la potencia se usarán las siguientes fórmulas em-
píricas.

Una banda tiene 3 factores debido a su funcionamiento:

x: mover banda sin carga

y: mover banda con carga

z: mover banda con carga y elevación

y cuyas fórmulas son:

$$x = \frac{G.F \times . Lc. Vol}{4560}$$

$$y = \frac{Lc \circ Fy \circ T}{274}$$

$$z = \frac{T . H}{74}$$

donde G = Peso de partes en movimiento por metro debido a la banda.

Fx = Coeficiente de fricción de la banda VACIA

Lc = Longitud compensada

V = Velocidad (M / min)

Fy = Coeficiente de fricción de la banda CON CARGA

T = Toneladas de mineral manejado por hora

H = Altura o elevación

Los valores de G, Fx y Fy son constantes que se obtienen de los-
catálogos para cada banda.

Para banda de 24" (de catálogo)

g = 32

Fx = 0.042 (Rango de 0.035 a 0.050)

$$F_y = 0.045$$

Lc, V, T y H se determinan o se conocen

$$T = 50 \text{ t/h}$$

$$H = 0 \text{ (pues es banda horizontal)} = 0^\circ$$

Determinación de Lc

Se usa la siguiente fórmula empírica.

$$Lc = (\text{long de banda}) \cdot 0.55 + 35.06$$

$$Lc = 12 \times 0.55 + 35.05 = 41.65$$

Determinación de V (velocidad)

De catálogo se obtiene que para una banda de 24", cargada al --- 100% y a una vel. de 30 m/min, su capacidad es de $54.4 \text{ m}^3/\text{hr}$.

Considerando que se llena en un 50% y a la misma velocidad, su capacidad es de $27.25 \text{ m}^3/\text{h}$

La alimentación requerida es:

$$V = \frac{M}{P.V.} = \frac{50 \text{ T/h}}{1.6 \text{ T/m}^3} = 31.25 \text{ m}^3/\text{h}$$

. . . Para determinar la velocidad:

$$\text{a } 30 \text{ m/min} - 27.25 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{a } X - 31.25 \text{ "}$$

$$X = \frac{31.25 \times 30}{27.27} = 34.4 \text{ m/min.}$$

Sustituyendo en las ecuaciones.

$$X = \frac{32 \times 0.042 \times 41.65 \times 34.4}{4560} = \frac{1925.6}{4560} = .422 \text{ HP}$$

$$Y = \frac{41.65 \times 0.045 \times 50}{274} = \frac{93.71}{274} = .342 \text{ HP}$$

$$Z = \frac{50 \times 0}{74} = 0$$

$$x + y + z + 0.784 \text{ HP}$$

Considerando que una eficiencia de transmisión de 0.85

$$\text{HP} = \frac{.784}{.85} = 1.922$$

∴ Motor 2.0 HP

4° Parrilla de rieles.

Abertura ∴ 2"

El material trae 18% a -2"

Capacidad parrilla : 50 ton/h

∴ 41 ton a +2 =8"

9 ton a -2

5° Trituradora Primaria

Capacidad requerida: 41 ton/h

Alimentación: +2" -8"

Descarga: -2"

La más indicada para las necesidades es un trituradora de quijada

da tipo Universal, con las siguientes características:

Capacidad 350 - 450 t/10 hrs.

Tamaño orificio alimentación: 20 x 36"

Ajuste a la descarga - 2"

Tipo de placas : estriadas

Potencia: 60 - 85 HH

6° Banda Transportadora

Esta banda estará en circuito con la trituración y clasificación secundaria. Por lo tanto su capacidad será :

Mat. de trituración y clasificación primarias: 50 t h

Mat. de trituración secundarias:

	40 t h
Suma	90 t h

Peso volumétrico promedio: 1.93 t/m³

Tamaño mineral: a- 2" y

a - 1/2

Banda de 24"

Long. de la banda: ángulo máximo 18°

Altura a que elevará 4.5 m

$$\therefore \frac{-45}{\text{Sen } 18^\circ} = \frac{4.5}{0.309} = 14.56 = 15 \text{ mt.}$$

$$\text{Con las fórmulas: } X = \frac{G \cdot Fx \cdot Lc \cdot \text{Vol.}}{4560}$$

$$Y = \frac{Lc \cdot Fy \cdot T}{274}$$

$$Z = \frac{t \cdot H}{74}$$

y con

$$T = 90 \text{ t/h}$$

$$H = 4.5 \text{ m}$$

$$G = 32$$

$$Fx = 0.045$$

$$Lc = (0.55) 15 + 36.05 + 44.30$$

Velocidad:

$$\text{Vol.} = \frac{m}{P.V.} = \frac{90 \text{ t/h}}{1.93 \text{ T/r.}} = 46.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{à } 30 \text{ m/mm una banda de 24" su capacidad} = 27.25 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{a } X \text{ una banda de 24" su capacidad} = 46.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$X = \frac{46.6 \times 30}{27.25} = 51.25 \text{ m/mm}$$

Sustituyendo.

$$X = \frac{32 \times 0.045 \times 44.30 \times 51.25}{4560} = 0.668 \text{ HP}$$

$$Y = \frac{44.20 \times 0.45 \times 90}{274} = 0.654 \text{ HP}$$

$$Z = \frac{90 \times 4.5}{74} = 5.4 \text{ HP}$$

$$\text{Suma} \quad \underline{\underline{6.722 \text{ HP}}}$$

Considerando una eficiencia de transmisión de 0.85:

$$\text{HP} = \frac{6.722}{.85} = 7.9$$

∴ motor de 10 HP

7.- Imán Eléctrico.

Se colocará un imán eléctrico casi a la descarga de la banda anterior, con el fin de eliminar cualquier objeto extraño de acero que pudiera dañar al equipo.

8.- Criba Vibratoria

Como está en circuito cerrado con la trituración secundaria su capacidad será:

$$50 \text{ t/h} - 50 \times .50 =$$

$$50 \text{ t/h} + 40 \text{ t/h} = 90 \text{ t/h}$$

Alimentación a 2"

Abertura salida : -1 1/2"

Mat. - a -1 1/2 - 20%

9.- Banda transportadora

Capacidad : 40 t/h

Ancho: 34"

Pendiente: 15°

Altura: 1 m

$$\text{Longitud: } \frac{3}{\text{Sen } 15^\circ} = \frac{3}{.259} = 11.5 \text{ m}$$

Tamaño Mineral : - 1 1/2"

Peso volumétrico : 1.04 t/m³

$$C = 40 \text{ t/h}$$

$$H = 3 \text{ m}$$

$$S = 32$$

$$F_x = .042$$

$$F_y = .045$$

$$L_c = (0.55) 11.5 + 36.06 = 42.38$$

Velocidad:

$$\text{Vol.} = \frac{M}{PM} = \frac{40 \text{ t/h}}{2.04 \text{ t/m}^3} = 19.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$30 \text{ m/min} = 27.25 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$X = \frac{19.6 \times 30}{27.25}$$

$$X = 196 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$x = 21.6 \text{ m/min.}$$

Sustituyendo:

$$X = \frac{32 \times .042 \times 42.38 \times 21.6}{4560} = .274 \text{ HP}$$

$$Y = \frac{42.38 \times 0.045 \times 40}{274} = .278 \text{ HP}$$

$$Z = \frac{40 \times 3.5}{74} = \frac{140}{74} = 1.89 \text{ HP}$$

$$\text{Suma : } 2.442 \text{ HP}$$

Considerando una eficiencia de transmisión de 0.85

$$\text{HP} = \frac{2.442}{.85} = 2.88$$

∴ Motor de 5.0 HP

10.- Trituradora Secundaria.

Alimentación : -2 + 1/2

Capacidad : 40 T/h

Descarga

Será una quebradora secundaria tipo "cabeza giratoria".

11.- Banda Transportadora

Llevará el material de - $\frac{1}{2}$ a las tolvas de molino.

Con esto termina el "sistema de trituración" de la planta -- que operará un turno de 8 h al día, seis días, a la semana. El "Sistema de Molienda" operará las 24 hrs. del día, siete días a la semana. Esto es así, debido a la baja capacidad de la molienda, y para evitar los inconvenientes que ocasionarían los paros en esta sección.

12.- Tolvas de Molino (2)

Peso Volumétrico del Material a - $\frac{1}{2}$: 1.89 t/m³

$$\frac{300 \text{ t}}{1.89 \text{ t/m}^3} = 160.7 \text{ m}^3$$

Se requieren 2 tolvas con capacidad de:

$$\text{Capacidad} = 170 \text{ m}^3 \text{ c/u}$$

Con esto se asegura un almacenamiento para las 300 T.

13.- Molino

Capacidad requerida 300 t/d

De acuerdo con los experimentos realizados, se requiere un molino capaz de manejar 300 t/d y se determinó que la molienda más adecuada para la lixiviación ácida era a -10 mallas, por lo que se escoge un molino con las siguientes características:

Molino Tipo Marcy de Rodillos.

Medidas : 5 x 10'

Carga de los Rodillos: 145 T.

Velocidad : 21 rpm

Capacidad : 500 T.d. a - 10 mallas

14.- Clasificador

Clasificador de rastrillos (datos tomados del Manual Denver)

Pendiente 17°

25 golpes por minutos

Capacidad 12.5 t/d

Largo: 11.8'

Ancho: 6'

Densidad descarga 1.89

15.- Aspiradoras

Capacidad requerida: 300 t/d

Densidad mineral a - 10 mallas. 2.575 g/l

Tiempo de tratamiento: 2 horas

Dilución: 3 - 1

Considerando la densidad de la solución agua igual a 1, para 300 t de mineral se requieren 900 m³ de agua.

Volumen pulpa:

$$\text{Vol. Solución} = \text{Vol. mineral} \times 300 / 2.575$$

$$900 - 116.5 = 1016.5 \text{ m}^3 / \text{d}$$

$$\frac{1016.5 \text{ m}^3}{24} = 42.3 \text{ m}^3 / \text{h} \quad \times \quad 2 \text{ h (Tiempo de Tratamiento)}$$

$$84.6 \text{ m}^3 / \text{h}$$

$$84.6 \times \frac{1.89}{1.89 + 1} = 54.1 \text{ m}^3 / \text{h}$$

$$54.1 \times 2 \text{ h} = 108.2 \text{ m}^3$$

En los aspiradores se requieren 108.2 m³ de solución al día.

D = 1

14.- Clasificador

Clasificador de rastrillos (datos tomados del Manual Denver)

Pendiente 17°

25 golpes por minutos

Capacidad 12.5 t/h

Largo: 21'8"

Ancho: 6'

Densidad descarga 2.89

15.- Agitadores.

Capacidad requerida: 300 t/d

Densidad mineral a - 10 mallas. 2.575 g/l

Tiempo de tratamiento: 2 horas

Dilución: 3 - 1

Considerando la densidad de la solución agua igual a 1, para 300 T de mineral se requieren 900 m^3 de agua.

Volumen pulpa:

$$\text{Vol. Solución} + \text{Vol. mineral} = 900 + 300/2.575$$

$$900 + 116.5 = 1016.5 \text{ m}^3/\text{d}$$

$$\frac{1016.5 \text{ m}^3}{24} = 42.3 \text{ m}^3/\text{h} \times 2 \text{ h (Tiempo de tratamiento)}$$

$$= 84.6 \text{ m}^3/2\text{h}$$

$$84.6 \times \frac{1 \text{ ft}^3}{0.0280} = 2985 \text{ ft}^3/2 \text{ h}$$

$$2985 \times .5 (2985) = (*) 4477.5 \text{ ft}^3$$

En los agitadores generalmente la altura es igual al diámetro:

E = D

$$\text{Volumen agitador} = \frac{h \times D^2}{4} = \frac{h^2 \times D}{4} = \frac{h^3}{4}$$

$$= h^3 \times 0.25$$

(*) Se toma .5 como índice de seguridad.

$$h = \sqrt[3]{\frac{V}{185}} = \sqrt[3]{\frac{4476}{.785}} = \sqrt[3]{5700} = 17.8$$

h = 18'

Se seleccionan del Manual Denver el siguiente agitador:

$$2985\text{ft}^3 \times \frac{7.481 \text{ gal}}{\text{ft}^3} = 22300 \text{ gal}$$

Indice de seguridad

$$22300 + .5 \times 22300 = 33450 \text{ gal/ 2 h}$$

Tamaño : 13' x 13'

Tamaño aspas

Vel. Alta
54"

Vol. Baja
84"

Motor

20 HP

15 HP

16.- Espesadores

Para hacer los cálculos y selección del espesador se hace una -- prueba de asentamiento que se describe a continuación:

Se prepara una pulpa con las condiciones necesarias que se determinaron para dilución, conc. de ácido, tiempo y molienda, y se pone en una probeta graduada de 1000 cc a la que previamente se le ha determinado el número de milímetros lineales que corresponden a 1 cc. Cuando se ha llenado la probeta hasta la marca de 11, se agita para homogeneizar la pulpa y se coloca sobre una mesa, en el instante mismo en que se dispara un cronómetro. Se toman lecturas cada dos minutos, hasta 10, en la línea que marca la separación entre la pulpa que se está asentando y la solución clara.

Se decanta cierta cantidad de solución clara, se agita la probeta y en la misma forma que antes se toma otra serie de lecturas durante 10 minutos haciendo las anotaciones correspondientes. Se vuelve a decantar una cierta cantidad de solución, se agita la probeta y se toma una ter--

cera serie de lecturas.

Con los datos que arroja esta prueba y utilizando la ecuación de Hamilton se puede determinar el area de asentamiento.

Ecuación de Hamilton:

$$A = \frac{1.333 (D_1 - D_2)}{H}$$

Donde A = Area de asentamiento necesaria en pies² por toneladas y por 24 hrs.

d_1 = Dilución de la alimentación

D_2 = Dilución de la descarga

R = Velocidad de asentamiento

$$1.333 = \frac{2000}{62.5 \times 24}$$

Datos:

Dilución 3:1

Reactivos: H_2SO_4

Carga 295.9 g

Pulpa 1000 cc.

Mineral 2.575 g/l

1 cc. de probeta = 0.333 mm.

1.- Serie de lecturas.

<u>Tiempo</u>	<u>lectura</u>
0	1000
2	980
4	962
6	945
8	930
10	915

Diferencia 85

Dilución₁: 3Dilución₂: V pulpa - V mineral = V sol.

$$915 - 115 = 800$$

$$\frac{800}{296} = 2.70$$

Vel. de Asentamiento R:

$$1 \text{ cc} = .333 \text{ mm}$$

$$85 \times .333 \text{ mm} = 28.305 \text{ mm/10 min}$$

$$28.305 \times 6 = 16.986 \text{ cm/10h}$$

$$16.986 \times \frac{1 \text{ ft}}{30.48} = 0.568 \text{ ft}$$

$$A_1 = \frac{1.333 (3 - 2.70)}{.565} = \frac{1.333 \times 0.3}{.565} = .708 \text{ ft}^2$$

2a. Serie de Lecturas:

Decantado 75 cc.

<u>Tiempo</u>	<u>Lectura</u>
0	925
2	908
4	896
6	882
8	867
10	855

Diferencia : 70

Dilución₁:

$$\begin{array}{r} 925 \\ - 115 \\ \hline 810 \end{array}$$

$$\frac{810}{296} = 2.73$$

Dilución₂:

$$\begin{array}{r} 855 \\ - 155 \\ \hline 740 \end{array}$$

$$\frac{740}{296} = 2.50$$

 0.23

Vel. de Asentamiento : R

$$70 \text{ cc.} \times .333 \text{ mm} = 23.310 \text{ mm/10 m}$$

108.8 mm : 1.465 = 74.3

104.2 mm

$$\frac{104.2}{1.465} = 71.2$$

TABLE OF LIGHT STRESSES

<u>Element</u>	<u>Direction</u>	<u>Stress</u>
1	Vertical	850
2	Vertical	830
3	Vertical	820
4	Vertical	810
5	Vertical	795
6	Vertical	785
		Diferencia 65
10.00000	850	$\frac{785}{290} = 2.71$
	830	
	820	
10.00000	785	$\frac{670}{290} = 2.31$
	810	
	795	
		<u>0.40</u>

Vertical Stress (Average)

$$800 \times 2.71 = 2168 \text{ mm}^2$$

$$785 \times 2.31 = 1813 \text{ mm}^2$$

$$2168 + 1813 = 3981 \text{ mm}^2$$

$$3981 \times 1.465 = 5828 \text{ mm}^2$$

Comparando las areas obtenidas

$$A_1 = 0.708 \text{ ft}^2$$

$$A_2 = 0.660 \text{ ft}^2$$

$$A_3 = 0.628 \text{ ft}^2$$

Seleccionamos la mayor, o sea, 0.708 ft²

Determinación del diámetro del Asentador.

$$300 \text{ T} + 150 \text{ T (ind. seg.)} = 450 \text{ T}$$

$$450 \text{ T} \times 0.708 \text{ ft}^2/\text{t} = 319 \text{ ft}^2$$

$$A = D^2 \cdot \dots$$

$$D = \sqrt{\frac{A}{7.35}}$$

$$D = \sqrt{\frac{319}{7.35}} = 405 = 16.4$$

$$D = 20$$

Determinación del Volumen del asentador.

$$\text{Vol. Pulpa} = 300 + 300/2.575 = 1016.5 \text{ m}^3/\text{d}$$

Tiempo de Tratamiento: 2 hrs.

$$1016.5 \frac{\text{m}^3}{24 \text{ hr}} \times 2 \text{ hr} = 84.6 \text{ m}^3$$

$$84.6 \times \frac{1 \text{ ft}^3}{0.0285} = 2970 \text{ ft}^3$$

$$\text{Capacidad: } \frac{300 \text{ t}}{24 \text{ h}} = 12.5 \text{ t/h}$$

Con estos datos se selecciona del Manual Delver, el siguiente -

espesador.

Tamaño: 20' x 10'

Area: 314 ft²

Volumen: 3140 ft³

Capacidad: 1.25 - 13.1 ton/h

Motor: 1 HP.

C A P I T U L O V

CALCULO DE LA INVERSION Y ESTIMADO DE LA GANANCIA.

Explicación.

Para facilitar el "Estudio Económico" de la plata de beneficio, se utilizará el "Método de los Porcentajes", que si bien no es exacto, presenta resultados satisfactorios y representativos para este trabajo.

Consiste en determinar la Inversión Total y el Capital de Trabajo, a partir de la Inversión Fija, que a su vez se determina tomando como base el Costo del Equipo.

Conociendo esto, se calculan las ventas netas anuales y se hace un Estado de Pérdidas y Ganancias. Con esto, se puede determinar la Rentabilidad que es uno de los principales factores para suponer que un negocio sea bueno o malo.

2.- Costo del Equipo.

a). Tolvas de mina	216 500
b). Quebradora Primaria	120 000
c). Quebradora Secundaria	210 000
d). Tolvas de Molino	390 000
e). Molino de Borrax	601 375
f). Clasificador	80 625
g). Agitador	48 125
h). Espesador	24 125
	<hr/>
	\$ 1 690 750

3.- Determinación de la Inversión Total

(Método de los Porcentajes)

Costo del Equipo	(A)	\$ 1 700 000
Instalación	43% de A	731 000
Tubería	24% de A	408 000
Instrumentación	5% de A	85 000
Equipo Eléctrico	10% de A	170 000
Edificio	30% de A	510 000
Terreno	10% de A	170 000
Servicios	30% de A	<u>510 000</u>
	COSTO FISICO	\$ 4 284 000
Costo físico	(B)	\$ 4 284 000
Ingeniería	10% de B	<u>428 400</u>
	COSTO INDIRECTO	\$ 4 712 400
Costo Indirecto	(C)	\$ 4 712 000
Contratos	4% de C	188 496
Impuestos	10% de C	<u>471 240</u>
	INVERSION FIJA	\$ 5 372 136

La inversión total es la suma de Inversión fija y el Capital de Trabajo:

1. Total = Inv. Fija + Cap. de Trabajo, y se considera que Inv. Fija representa entre el 70 y 80% de la Inv. Total y el Cap. de Trabajo entre el 30 y 20%, o sea:

In Total = Inv. Fija + Cap. de Trabajo

(100% = 70 a 80% + 30 a 20%)

Se tomara el Cap. de Trabajo como el 30% debido al costo de -

ácido sulfúrico.

Por lo tanto:

Inv. Total = \$ 5 375 000 + 0.3 (\$ 5 375 000)

Inv. Total = \$ 5 375 000 + 1 612 500

Inversión- = \$ 6 987 500

Total

4.- Estimado de la Ganancia Líquida

Para justificar esta inversión es necesario conocer la ganancia líquida y para esto, se puede considerar que toda la producción es vendida a causa de la demanda en el mercado que tiene el cobre.

El cobre obtenido por el proceso tratado en este trabajo esta en forma de sulfato de cobre en solución. Se presentan dos alternativas para la venta del producto final y son:

a). Venta de la Solución de sulfato de cobre a compañías que obtienen cobre electrolítico. Esto presenta el inconveniente del transporte y manejo de la solución que viene a reducir las utilidades debido a la localización de la planta.

b). La instalación de una planta de electrólisis y vender cobre electrolítico. Esto puede ser objeto de otro estudio posterior.

Con la venta de la Solución de sulfato de cobre, para obtener el cobre electrolítico, la concentración ideal de cobre en forma de sulfato es entre 3.50 y 3.00. El precio de esta solución en el mercado tiene variación diaria y se tomará como base el precio promedio para Mayo de 1970, que fue de \$ 14 885 000 por tonelada de cobre contenido en la solución al 4% aproximadamente.

Porcentaje de recuperación en el mineral original:	4.15 %
Recuperación en la lixiviación ácida -	90. %
Capacidad de la planta	300. T/día
Porcentaje	85. %
Costo del día en la solución	\$14 895.00

(Planta - Sistema de México)

Preservación óxida:

$$0.015 \times 0.9 \times 300 \times 85 = 3.524 \text{ T de Cu/día}$$

$$31680 \times 3.524 = 111764/\text{día}$$

El costo de la planta que recibe, para un caso, el costo de manejo y recuperación de los extractos de los otros.

Costo de recuperación óxido - \$ 100.00 / m³ de solución.

Volume de recuperación, manada al día - 1016 m³

Costo de recuperación - 1016 m³ x \$ 100 = 101,650/día

Costo de producción por día - \$ 141 764

Costo de recuperación - \$ 101 650

Requisitos de agua por día:

Volume de Cu en solución - \$ 40 114

Los costos de agua son:

Costo de agua - \$ 14 641.00

El costo de la solución de cobre es \$0.330/Kg.

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00 - 40 114

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

El costo de la solución de cobre es:

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

Costo de la solución de cobre - \$ 13 248.00

Esta es la ganancia líquida probable si se vende el cobre contenido en la solución de sulfato de cobre. Se observa que esta ganancia se ve muy afectada por el costo de transportación y manejo de la solución. Sin embargo, es atractiva y la Rentabilidad obtenida así lo demuestra. Seguramente si se instalara una planta de electrólisis para vender cobre electrolítico resultaría una Rentabilidad mayor pues el costo de operación por kilogramo de cobre depositado es mas barato que el importe de flete de la solución.

5.- Rentabilidad

$$\text{Rentabilidad} = \frac{\text{Ganancia anual}}{\text{Inversión Total}}$$

$$\text{Rentabilidad} = \frac{11\ 860\ 044}{6\ 987\ 500} = 1.697$$

C O N C L U S I O N E S.

Dada la baja ley del mineral que se trató, no es posible beneficiar el cobre por el proceso tradicional - flotación-pues solamente la molienda, a -300 mallas, hace incosteable la operación. En los procesos hidrometalúrgicos, las moliendas son del orden de -30 mallas.

Otro problema muy grave para el proceso de flotación, en el caso de beneficio de minerales oxidados de cobre, es el alto grado de mojabilidad de este tipo de minerales, lo que dificulta mucho la operación. Una vez hechas estas consideraciones, la única alternativa que se presenta para el tratamiento de estos minerales, es un proceso hidrometalúrgico.

Analizando los resultados obtenidos en el desarrollo de dos diferentes procesos hidrometalúrgicos, ácido y alcalino, tendremos:

El Proceso ácido trabaja con una molienda a -10 mallas, mientras que el proceso alcalino trabaja con el mineral a -35 mallas. Esta diferencia ocasiona que, mientras el proceso ácido utiliza un molino de barras, el proceso alcalino utiliza un molino de bolas.

En el tiempo de ataque existe una diferencia muy importante, -- pues mientras en el proceso ácido se usa un tiempo de dos horas, el -- proceso alcalino requiere un tiempo de 24 horas, lo que ocasiona que -- el proceso alcalino necesita 6 agitadores por uno del proceso ácido.

La recuperación de cobre es: en el proceso ácido de 90% mientras que en el proceso alcalino de 75%. Esta diferencia influye mucho en las utilidades probables.

Aunque en el proceso alcalino el solvente se recupera, el pro--

ducto final, CuS , necesita un tratamiento complementario de fundición, para obtener cobre amollado, en forma de ánodos, y de ésta manera hacer posible la obtención de cobre electrolítico, mientras que en el -- proceso ácido, su producto final, solución de sulfato de cobre, se pue de pasar directamente al proceso de electrólisis, sin necesidad de nigún tratamiento suplementario, influyendo también de manera determinante en las utilidades probables. Una pequeña desventaja del proceso ácido es que el ácido sulfúrico disuelve tanto la dolomita, como la calcita ocasionando un consumo de ácido un poco más elevado.

Las diferencias técnicas, ya comentadas, ocasionaron una gran - diferencia la parte económica, y aunque aún en el proceso alcalino la inversión resultaría costeable, el proceso ácido marca un camino para-efectuar un estudio técnico -económico profundo, que muestre en deta--lle la operación de posibles instalaciones como la propuesta.

SECRET

1. [Illegible text]

2. [Illegible text]

3. [Illegible text]

4. [Illegible text]

5. [Illegible text]

6. [Illegible text]

7. [Illegible text]

8. [Illegible text]

9. [Illegible text]

10. [Illegible text]

11. [Illegible text]

12. [Illegible text]

13. [Illegible text]

1960