

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

---

**FACULTAD DE QUIMICA**



**"PROYECTO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO CON UNA  
CAPACIDAD DE 800 TON/DIA PARA MINERAL DE COBRE-  
ZINC UBICADA EN SAN MARTIN, ZACATECAS"**

**T E S I S**

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE  
INGENIERO QUIMICO METALURGICO**

**P R E S E N T A N**

**RANULFO ACOSTA COVARRUBIAS**

**FRANCISCO PATIÑO CARDONA**

**MEXICO, D. F. 1976**

3



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. Testi  
ADQ. 1916  
FECHA \_\_\_\_\_  
PROC. M-1 21.



QUIMICA

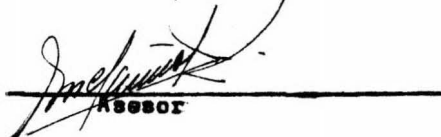
**J U R A D O**  
**PRESIDENTE PROF. MANUEL GAVIÑO RIVERA**  
**VOCAL PROF. ALBERTO OBREGON PEREZ**  
**SECRETARIO PROF. HECTOR ENRIQUE CURIEL R.**  
**1er. SUPLENTE PROF. HUMBERTO MALAGON ROMERO**  
**2º SUPLENTE PROF. HUMBERTO RODRIGUEZ CALDERA**

**TEMA DESARROLLADO EN LAS UNIDADES MINERAS DE IMMSA.**

**RANULFO ACOSTA COVARRUBIAS\***

  
Substantante

**MANUEL GAVIÑO RIVERA**

  
K88807



A MIS PADRES:

CON CARÍO, ADMIRACION Y RESPETO.

A MIS HERMANOS :

Remiro  
Manuel  
Lázaro  
Dora Alicia  
Alberto  
Rosa Amalia

Por su crítica constructiva,  
lo cual me llevó a la reali-  
zación del presente trabajo.

A MI ABUELITA LUZ  
Y AL TIO FERNANDO  
Por sus consejos.

A MI ESPOSA  
Y A MI HIJA PATRICIA ELIZABETH

A nuestro Asesor: Prof. Manuel Gaviño Rivera, con Respeto y  
Admiración.

A mis maestros

A mis Amigos

AL PERSONAL TECNICO Y ADMINISTRATIVO  
DE LAS UNIDADES MINERAS DE "IMMSA" ,  
PRINCIPALMENTE AL DE SAN MARTIN ZACA  
TECAS, POR SU VALIDA COLABORACION -  
A LA REALIZACION DEL PRESENTE TRABAJO.

A LAS PERSONAS QUE DE UNA U OTRA  
FORMA ESTEN RELACIONADAS CON EL  
CAMPO DEL BENEFICIO DE MINERALES  
ESPERANDO QUE EL PRESENTE TRABAJO  
LES SEA UTIL.

## I N D I C E

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

II.- G E N E R A L I D A D E S

III.- T R I T U R A C I O N

IV.- M O L I E N D A

V.- C R I B A D O

VI.- F L O T A C I O N

VII.- P R E P A R A C I O N D E M U E S T R A S Y P R U E B A S D E F L O T A C I O N E N E L  
L A B O R A T O R I O .

VIII.- A N A L I S I S Q U I M I C O

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

X.- B I B L I O G R A F I A

## **D.- INTRODUCCION**

Para incrementar la información teorica-práctica en el area de metalurgia de la Facultad de Química sobre el proceso que sigue una planta de beneficio de minerales, decidimos desarrollar el tema de: "Proyecto de una planta de beneficio con una capacidad de 800 Ton./dia para mineral de Cobre-Zinc ubicada en San Martín Zacatecas".

Tambien lo que nos ha llevado en parte a desarrollar este estudio es, la gran trascendencia historica que ha tenido fundamentalmente el Cobre y en el último caso el Zinc. Y es por esto que decidimos hablar brevemente de la importancia de estos minerales, antes que otra cosa.

El cobre es un metal que el hombre conoce desde tiempo inmemorial. La producción y consumo de cobre en la economía mundial va en constante aumento y ha alcanzado en nuestros días gigantescas proporciones. Toda nuestra industria eléctrica depende del cobre, que es uno de nuestros metales básicos esenciales, el segundo consumidor de cobre es la industria de automovil.

El zinc lo usan los constructores para fines de protección, el zinc en lamina se utiliza en la fabricación de pilas secas, en la galvanización continua de laminas de acero y de alambres y ademas tiene otras aplicaciones especiales.

Mediante la experiencia científica, el antes humilde zinc se ha convertido en la base para la fabricación de aleaciones que figuran entre los metales maravillosos, tanto de hoy como del mañana.

El objetivo fundamental de ésta tesis es demostrar la importancia y características de cada una de las etapas que van

desde trituración, molienda, cribado y flotación, así como el análisis químico, mostrando también sus respectivos cálculos de eficiencias en las etapas antes mencionadas.

El estudiante podrá tomar este proyecto como un estudio de guía y de esta manera podrán visualizar y relacionar la teoría con la práctica.

Se trata de resolver en una forma racional, el problema de cálculo del equipo, sin olvidar las consideraciones y errores que por razones naturales pueden tenerse, tanto en uso de los valores prácticos como en la apreciación de las variables fundamentales.

El sistema que hemos seguido para lograr nuestros objetivos, ha sido tomar un corte de muestras en los lugares estratégicos de la planta así como la consideración de medidas del equipo que se menciona en el capítulo II.

Una vez hecho esto y valiendonos de consideraciones prácticas de cuyo resultado depende todo el valor de nuestro trabajo, hemos hecho el cálculo de eficiencias y capacidades del equipo principal de la planta (quebradoras, molinos, cribas y celdas de flotación).

Este estudio es de importancia para la compañía Industrial Minera México S.A., porque a través de él se conoce el equipo, sus capacidades y eficiencias y a la vez servirá como un patrón de operación y producción para la Planta.

Nuestra intención no es solamente resolver una instalación particular, sino señalar un precedente que sirva de base para futuros cálculos similares.

## II.- GENERALIDADES.

### a).- DATOS HISTORICOS:

El depósito mineral de San Martín fue descubierto en tiempos de la conquista en el año de 1555, por un grupo de soldados españoles comandados por el Capitán Juan de Toloso, al encontrar unos filones de poca monta, pero de fácil explotación, por lo que se establecieron en ese lugar atraídos con la esperanza de obtener ganancias fabulosas. El Real de San Martín que así se le denominó fué tomando importancia a raíz de las vetas de plata y plomo que se explotaban.

La explotación de esta mina se inició en pequeña escala y tuvo varias interrupciones, principalmente a causa de las guerras que afectaron la región, principalmente en el siglo pasado.

Siendo hasta el año de 1949 cuando la Compañía Minera "Las Dos Estrellas" S.A. una empresa Francesa principió nuevamente la explotación de San Martín. En 1951 se formó la empresa impulsora Minera de México, S.A. quien adquirió la propiedad de San Martín. Posteriormente en el año de 1953 fué traspasada a las empresas Compañía Minera de San Martín y Compañía Minera y beneficiadora de Sombrerete, S.A.

Estas dos últimas empresas se fraccionaron en Minera de San Martín, S.A. de C.V. adquiriendo su activo y pasivo en Junio de 1958 la Compañía Minera Asarco, S.A. Subsidiaria de American Smelting And Refining Co. que poco a poco se ha venido mexicanizando enunciándose primeramente con el nombre de ASARCO - MEXICANA, S.A. y en asamblea celebrada el 26 de Abril de 1974 por acuerdo unánime cambió de razón social a Industrial Minera México, S.A. el cual es el nombre que actualmente ostenta.



#### b).- LOCALIZACION GEOGRAFICA.

La población de San Martín es de 2000 habitantes, la mayoría de ellos viven de la minería y la otra minoría de la agricultura y ganadería.

La Unidad San Martín y el poblado del mismo nombre se encuentran localizados en el municipio de Sombrerete; el cual está situado en la parte Nor-occidental del Estado de Zacatecas

Las coordenadas geográficas de la población de San Martín son:  $23^{\circ} 36' 54''$  de longitud Oeste a partir del Meridiano de Greenwich.

El mineral de San Martín se encuentra en la región norte de la porción meridional de la altiplanicie Mexicana, o sea en la subdivisión de ésta conocida con el nombre de "Planicies Zacatecanas", situadas al sur y sur-este de las sierras Yegual, Copaderos, Parras y Viesca. Estas sierras se desprenden de la Sierra Madre Oriental prolongándose en dirección Oeste para unirse con los contrafuertes orientales de la Sierra Madre Occidental.

Esta región se caracteriza por una topografía de áreas montañosas irregulares que se elevan de 2000 a 3000 metros de altitud sobre el nivel del mar separados por amplios valles.

Entre las montañas mas notables por su elevación se encuentran el cerro "Papantón" y el cerro de la "Gloria", que se elevan respectivamente a 3126 Mts. y 2875 Mts. sobre el nivel del mar. En el cerro de la Gloria en el cual está enclavada la mina que se encuentra a 13 Kms. de la ciudad de Sombrerete y a dos kilometros al sur del poblado de San Martín.

**Hidrografía.**-En las planicies Zacatecasas no existe propiamente hablando ríos, sino corrientes eventuales de carácter torrencial, ya que los arroyos que las cruzan unicamente llevan agua duran e tiempos de lluvias. Los arrollos agrupados en un patrón radial, fluyen hacia los ríos Nombre de Dios y Súchil - que son afluentes del ría San Pedro el cual desemboca en el Ocea no Pacífico.

**c).- VIAS DE COMUNICACION:**

La mina y el poblado de San Martín, se comunican con la carretera Panamericana a través de un camino vecinal totalmente pavimentado de 6 Kms. de longitud y une a la mencionada carretera en el kilómetro 928.

La ciudad de Sombrerete se encuentra a 12 kilómetros al sur de ese kilómetro antes citado.

Sombrerete posee en la actualidad magnificas vías de comunicación, ya que está ligado con la capital de la República y con las ciudades más importantes del país por medio de la carretera Internacional Ciudad Juárez-México-El Ocotil (Carretera Panamericana 45). Sombrerete está situado a 916 kilómetros al NW de la ciudad de México por esta carretera.

La ciudad de Sombrerete cuenta además con un ramal de los Ferrocarriles Nacionales de México que entronca con la línea general en la población de Felipe Pescador, Zac. con F.F.C. C. México-Cd. Juárez en el kilómetro 814. La distancia de Felipe Pescador al Empalme de Sombrerete es de 115 Kms. y de éste último a la estación de sombrerete es de 9 Kms.; en tal concepto, la distancia por ferrocarril entre la ciudad de México y Sombrerete es de 938 Kilómetros.

**d).- CLIMA Y VEGETACION:**

El clima de la región perteneciente al municipio de Sombrerete puede clasificarse como templado-frío.

En las planicies y bajos cuya altura no llega a más de 2200 metros la temperatura media anual es de 15.5°C.

En las regiones montañosas cuya altura varía entre 2400 y 3000 metros; la temperatura fluctúa entre 11°C a 13.2°C y en los lugares comprendidos entre los 2200 y 2400 metros de altitud la temperatura media es de 14°C en éste último caso queda comprendida la mina y el poblado de San Martín.

Las lluvias son, en términos generales moderadas; las heladas y las granizadas son fuertes, sobre todo en las partes altas y montañosas. La precipitación pluvial promedio anual es de 769 mm.

Las temperaturas máximas durante los meses de Diciembre Enero y Febrero.

De Enero a Febrero soplan vientos del Oeste; de Marzo a Abril predominan los del SW y en los demás meses del año los que vienen del SE; que son cálidos, excepto en Diciembre que soplan constantemente los del NW.

La vegetación del área de San Martín es de carácter alpino perteneciente a las áreas montañosas; entre las especies de árboles existentes se encuentran: encinos, pinos, robles, cedros pinabetes; predominando el árbol denominado regionalmente "Táscate".

En los valles y planicies la vegetación pertenece por completo al de la tierra fría desértico, con excepción de algunos lugares en que crecen plantas de clima templado.

Prosperan también los árboles frutales tales como el durazno, manzano, peral y membrillo. En las faldas de las montañas así como en los lomeríos crecen varias plantas silvestres - forrajeras y diversas clases de zacates (caballo chino, popotán, serrano y cortado). Crece también silvestre el maguey en todas las zonas de rocas calcáreas.

## e).- MINERALIZACION ✓

El cuerpo mineralizado de este lugar consiste de un afloramiento intrusivo granítico el cual tuvo lugar durante el periodo cretácico. Este afloramiento empujó a las calizas transformándolas en granitos, viniendo despues el flujo de soluciones metálicas el cual originó una difusión.

Estas soluciones traían consigo gran cantidad de sulfuros de Cobre, Zinc y Fierro principalmente, formándose así un cuerpo rico en estos metales. Esta mina cuenta con una gran variedad de vetas siendo las principales: San Marcial, Ramal Ibarra e Ibarra. Las reservas de mineral son 10 000 000 de toneladas y el área de exploración son 500.

No todas la áreas actualmente en explotación pertenecen a Industrial Minera México S. A., sino que gran número pertenece a mineros y mediante acuerdos IMMSA los ha adquirido, ya sea como rentas o bien regalías.

## f).- MINA. ✓

Las instalaciones de la mina se localizan en la parte norte del cerro de La Gloria, los minerales que ahí se encuentran son: Calcopirita, Bornita, Covelita, Esfalerita y Sulfuro de fierro.

El proceso de explotación que se lleva a cabo en la mina son por medio de rebajes en los distintos niveles; es en estos rebajes donde se trabajan los tres sistemas de explotación que son: Tumba sobre carga, corte y relleno y barrenación larga en abanico y en anillo. Está por descartarse el primero y tercero y dejarse solo corte y relleno, ya que es el más apropiado tanto para explotación como para la estabilidad de la mina, aunque es un costo más por el bombeo de jal al interior de la mina.

## g).- PLANTA DE BENEFICIO (DESCRIPCION DEL PROCESO):

La planta de beneficio se encuentra a unos 100 m. al norte de la entrada de la mina, ésta comprende las áreas de: trituration, molienda, clasificacion, flotación, espesamiento y filtrado.

El mineral llega a la tolva de gruesos (2) de aquí el mineral se deposita en una banda (4) por medio de un vibrador, en esta banda se encuentra un detector de metales, de esta banda - el mineral se pasa a otra banda transportadora (6); el cual lo deposita sobre la criba vibratoria (7), el producto mayor de - 1.5" se va a la quebradora Symons (8) de cabeza standar, el mineral que pasa a la criba (7) junto con el producto de la quebradora (8) caen a la banda transportadora (9); esta manda el mineral a la banda de transferencia (10), de donde se pasa a la banda transportadora (11) que lo deposita a la Criba vibratoria (12); de esta criba el mineral mayor de 0.5" se pasa a la quebradora de cabeza corta (13) de donde cae a la banda (9); el mineral con -0.5 cae a la banda (14) de donde se va a la tolva de mineral fino (17) de 980 Ton. de capacidad.

Una vez que el mineral se encuentra en la tolva de finos de aquí se pasa por medio de una banda de 24" a otra banda transportadora de 18", donde se encuentra un integrador Merrick. De esta banda el mineral se alimenta el molino de bolas Allis-Chalmers junto con un flujo de agua que es proporcional a la carga alimentada.

Despues de pasar por el molino sale éste convertido en una pulpa con un 80% de sólidos, la pulpa cae en un colector -- donde es bombeada a los ciclones para separar los gruesos de los finos; la pulpa de los finos sale por la parte superior de los ciclones y se manda al tanque acondicionador de cobre, mientras que los gruesos se recirculan al molino para su remolienda. Del tanque acondicionador de cobre la pulpa pasa al primer banco de flotación de cobre, el cual está formado por 12 celdas de flotación divididos en tres secciones de 4 celdas cada una. La espu-

-ma de la primera sección de flotación de cobre pasa a un colector de espumas, de donde es bombeado al banco de flotación de limpia, donde se le hace una doble limpia a las espumas. Estas pasan a un colector de concentrados de aquí se mandan al espesador de cobre con el propósito de reducirles el contenido de agua, una vez acondicionados se retornan y se pasan al filtro, quedando con un 78% de humedad.

Las colas del banco de flotación de limpia, así como la espuma de la primera y segunda sección de cobre pasan al colector de medios. De este tanque los medios pueden ser bombeados primero al ciclón del molino de remolienda; el flujo superior pasa al tanque acondicionador de cobre.

El flujo inferior del ciclón se va al molino de remolienda, y de este se manda al tanque colector de medios.

Otra manera de tratar los medios de cobre es enviarlos a unos ciclones, mandar el flujo superior al tanque acondicionador de Cu y el flujo inferior mandarlo al molino de bolas Allis-Chalmers 9" X 11".

Las colas del primer banco de flotación o sea las cabezas de Zinc se mandan al tanque acondicionador de Zinc; de este tanque la pulpa se bombea al banco de flotación de Zinc, el cual consta de 14 celdas, las cuales se dividen en 2 secciones de 6 celdas y 1 sección de 2. La espuma de la primera sección se recibe en un tanque colector de donde se bombea al banco de flotación de limpia el cual consiste de 6 celdas, divididas en 2 secciones 1 de 4 y otra de 2 celdas. La pulpa llega a este banco se le hace la doble limpia a las espumas, mandandose estas al tanque espesador de Zinc y así eliminarles algo de agua.

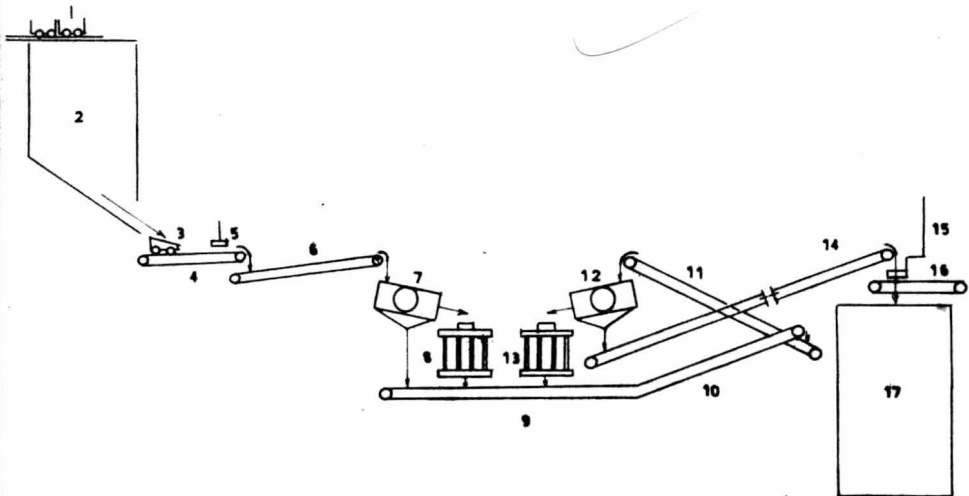
Del tanque espesador de Zinc la pulpa se pasa al filtro de tambor de Zinc. Las colas de la flotación de limpia se mandan al tanque acondicionador de Zinc.

Las espumas de la segunda sección del banco de flotación de Zinc se pasan a la tercera sección de 2 celdas para su reflotación y la espuma se va al tanque acondicionador de Zinc. Las colas de la segunda sección y las de la tercera se recogen en un tanque colector de colas de donde son bombeadas ya sea a la presa de Jales o bien al interior para ser usado en el corte y relleno.

#### h).- EQUIPO:

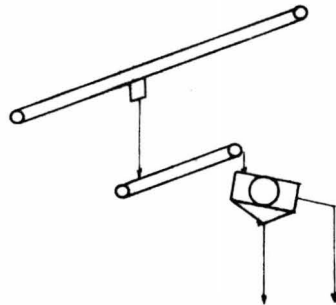
1 vibrador Eriez, 1 banda transportadora 30" motor 10 Hp  
 1 detector de metales, 1 banda 30" motor 5 Hp, 1 Criba A.Ch.5 Hp  
 1 quebradora giratoria H. std. 4' motor 100 Hp, 1 banda de 24"-  
 motor 10 Hp, 1 banda 24" motor 5 Hp, 1 banda 24" motor 7.5 Hp.  
 1 criba vibratoria. A. Ch. motor 7.5 Hp, 1 quebradora Symons ca  
 beza corta 4' motor 150 Hp, 1 banda 18" motor 1 Hp, 1 integra--  
 dor merrick, 1 molino de bolas A. Chalmers 9' X 11' motor sin--  
 cromo de 500 Hp 440 volts, 2 bombas Denver 8" X 6" de 20 Hp, 2  
 ciclones Krebs D 20 B, 1 molino de bolas Denver 5' x 5' motor -  
 440 v, 1 bomba SRL 2.5" X 2", 1 bomba SRL 3" X 3", 2 bombas SRL  
 5" X 5", 2 bombas SRL 2.5" X 2" y otra 3" X 3", 3 muestradores  
 Denver 1 de concentrado de cobre, 1 de concentrado de Zinc y 1  
 de colas, 2 bombas SRL 1.25" X 1.5", 2 sopladores Armes de 25 -  
 Hp 34 m<sup>3</sup> de capacidad, 1 bomba Nash de vacío motor 200 Hp 2250  
 cfm, 2 espesadores EIMCO 8' X 9' uno para zinc y otro para Co-  
 bre, 2 bombas Gallgher de 2.5" X 48" para concentrado de Cu y -  
 otra para concentrado de Zinc.

A continuación mostramos el diagrama de flujo de la --  
 planta concentradora:

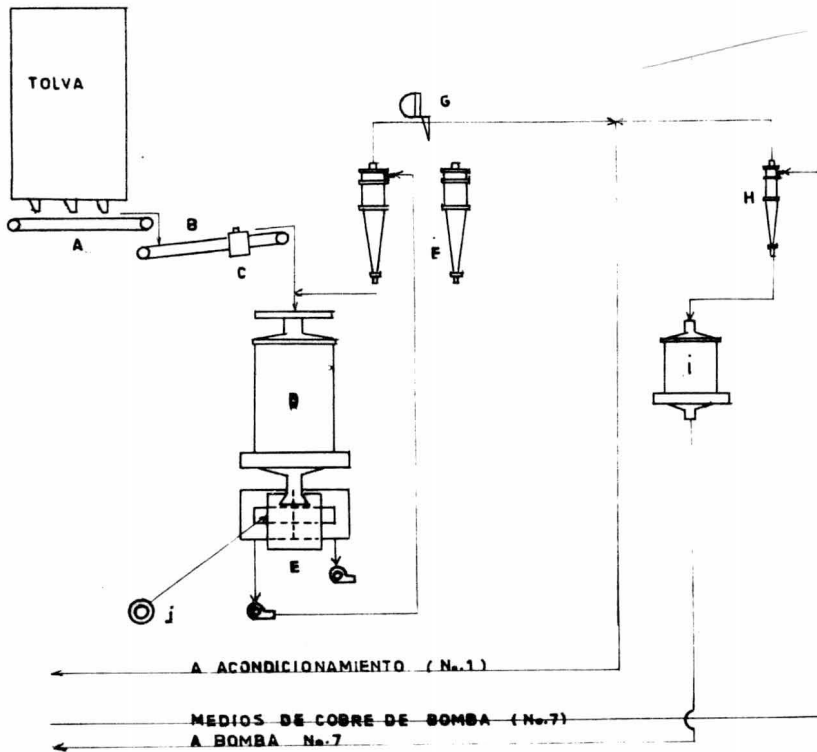


## SECCION DE TRITURACION Y AGREGADOS

- 1.— GONDULAS DE 4.5 TON.
- 2.— TOLVA DE GRUESOS
- 3.— VIBRADOR "ERIEZ"
- 4.— BANDA TRANSPORTADORA
- 5.— DETECTOR DE METALES
- 6.— BANDA TRANSPORTADORA DE 30"
- 7.— CRIBA VIBRATORIA A CH DE  $3' \times 6' \times \frac{1}{2}$ "
- 8.— QUEBRADORA "SYMONS" STD. DE 4'
- 9.— BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 10.— BANDA DE TRANSFERENCIA
- 11.— CRIBA VIBRATORIA A CH DE  $4' \times 12' \times \frac{1}{2}$ "
- 12.— QUEBRADORA "SYMONS" S.M. DE 4'
- 13.— BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 14.— BANDA TRANSPORTADORA DE 10"
- 15.— MUESTREADOR DE CABEZA DE TOLVA
- 16.— BANDA TRANSPORTADORA DE 10"
- 17.— TOLVA DE MOLINO CAP. 900 TON.







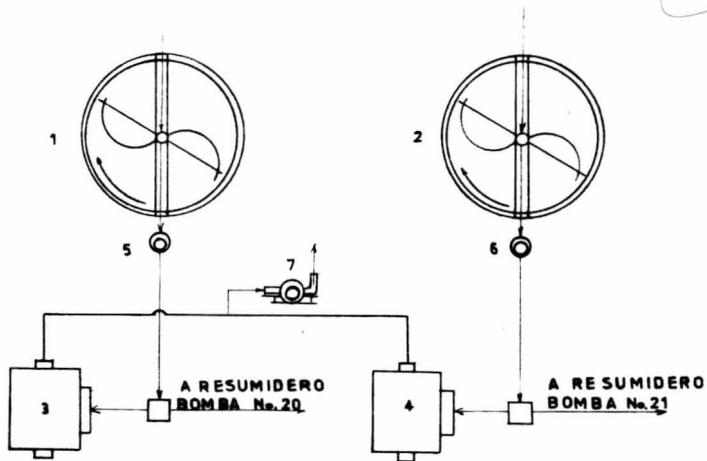
### SECCION DE MOLIENDA Y CLASIFICACION

- A — BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- B — " " " 19"
- C — INTEGRADOR "MERRICK" MOD. L-430
- D — MOLINO DE BOLAS A. CH. DE 9'x11'
- E — BOMBAS "DENVER" S.R.L.-C DE 6"x6"
- F — CICLONES "KREBS" D 20-B
- G — MUESTREADOR AUTOMATICO "DENVER"
- H — CICLON "KREBS" D10-B
- I — MOLINO DE REMOLIENDA "DENVER" 5x5
- J — BOMBA DENVER S.R.L.-V DE 1 1/2" x 1 1/4"

RESUMIDERO DE MOLINO

CONC. DE COBRE  
DE BOMBA No. 5

CONC. DE CINC  
DE BOMBA No. 15



### SECCION DE ESPESAMIENTO Y FILTRADO

- 1.— ESPESADOR "EIMCO" 35'x10' PARA EL CONC. DE COBRE
- 2.— " " " " " " " " " " " " CINC
- 3.— FILTRO DE TAMBOR "EIMCO" 6' x 10' PARA EL CONC. DE COBRE
- 4.— " " " " " " " " " " " " CINC
- 5.— BOMBA "GALIGHER" DE 2 1/2" x 48" PARA CONC. DE COBRE
- 6.— " " " " " " " " " " " " CINC
- 7.— BOMBA DE VACIO "NASH" 2250 C.F.M., 200 H.P.

### III.- TRITURACION.

#### DEFINICION:

La trituración es generalmente el primer paso en el beneficio de minerales sólidos. Generalmente es un proceso por etapas utilizando en los diferentes pasos, máquinas especialmente destinadas a la reducción del tamaño de partículas.

#### Etapas de la trituración:

**Quebrado:** La etapa que comienza con el mineral en bruto y lo someten a sucesivos pasos de reducción hasta una etapa final de producción de finos.

**Trituración de gruesos:** incluye operaciones de quebrado que descargan a tamaños de 4 a 6 pulgadas o mayores.

**Trituración intermedia:** Comprende operaciones que toman alimentaciones de 6 a 8 pulgadas máxima y hacen productos de  $1/2$  ó  $3/8$ ".

**Trituración fina:** Es la reducción por trituración a  $1/4$ " ó mas fino. Las distinciones entre estas diferentes etapas no son muy marcadas.

#### MAQUINAS QUEBRADORAS:

Principios mecánicos; Quebrado es una operación mecánica en la cual una fuerza suficiente es aplicada a partículas sólidas relativamente quebradizas, en tales direcciones, que se provoque las fallas de las fuerzas de enlace.

Una máquina para esta operación deberá ejercer dos tipos de fuerza:

- a).- Tensión.
- b).- Compresión.

El estudio de la mecánica de materiales a resultado en una clasificación de fuerzas mecánicas, y de los elementos estructurales para resistirlas, lo que aplicado en reversa proporciona una terminología y una base para la clasificación de máquinas quebradoras, en su aspecto mecánico.

#### TIPOS DE QUEBRADORAS:

Reciprocantes: De quijada  
 Giratoria  
 De cono y Girósfera  
 De roles

Continuas: De un solo rol  
 Molino de cilindros

Para el quebrado primario o quebrado grosero, las más usadas son: De quijada  
 Giratoria  
 De un solo rol

Para el quebrado secundario:  
 Giratorias

De pensión gradual:  
 De cono  
 Girósferas  
 De disco

De Impacto: Stamps  
 De martillo

Para el quebrado fino, se utilizan:  
 De roles  
 De martillo  
 De cabeza corta  
 Giratorias de reducción fina,

### FINALIDAD DE LA REDUCCION DE TAMAÑOS:

El objeto de la operación de desintegración no consiste solamente obtener "pequeños trozos a partir de los grandes", en cuyo caso la efectividad de la operación se mediría por la finura del material obtenido, sino que también persigue la consecución de un producto que posea un determinado tamaño granular, - comprendido entre límites preestablecidos.

### VARIABLES DE LA OPERACION:

1o.- Contenido de humedad: Cuando es inferior a 3 o 4% en peso, no surgen dificultades apreciables. Esta Humedad es buena porque elimina el exceso de polvo. Si excede del 4% el material se vuelve pastoso y adherente, tendiendo a atascar las máquinas especialmente en la etapa primaria e intermedia. Si hay - 50% o más, puede facilitarse la operación, porque la misma humedad arrastra la carga.

### 2o.- Relación o cociente de reducción:

Relación existente entre el diámetro medio de la alimentación y el del producto. Muchas de las máquinas de trituración de gruesos poseen - una relación de reducción entre 3 y 7. Los molinos para finos pueden poseer hasta un cociente de reducción de 100.

30.- Trituración libre: El producto desintegrado junto con cierta cantidad de finos formados al mismo tiempo, se separa rápidamente de la zona de acción desintegrante, después de una permanencia relativamente corta. Esto evita la formación de una cantidad excesiva de finos, porque limita el número de contactos.

40.- Alimentación obstruida:

El desintegrador está equipado -- con una tolva alimentadora que se mantiene llena a rebosar o atascada de modo que el producto no se descarga libremente.

Esto hace aumentar la cantidad de finos y disminuye la capacidad de producción.

50.- Circuito cerrado: Cada etapa de reducción de tamaños puede llevar a continuación un aparato de separación. Si el material de rechazo (tamaño grueso) es devuelto al desintegrador esta técnica de trabajo se conoce por operación en circuito cerrado. Si no hay devolución de material grueso para una retrituration entonces tenemos Circuito abierto.

El usar circuito cerrado significa: Economía de la energía consumida, empleo de aparatos más pequeños para un determinado tonelaje de producción y rinde productos de mayor uniformidad de tamaño.

No

## CALCULOS.

Estos cálculos se basan en el equipo mencionado en el ~~tema II~~ <sup>anteriormente</sup>.

QUEBRADORA SYMONS 4" STANDARD.

Abertura de alimentación = 6 3/4"

Abertura de descarga = 1 1/2"

Capacidad Teórica = 175 ton/hr.

H. P. requerido = 75 a 100

R. P. M. a carga máxima = 485

Razón de Trituración =  $F/P = \frac{6 \frac{3}{4}''}{1 \frac{1}{2}''} = 4.5 : 1$

Se trituran 69.47 ton/hr., este dato se obtiene al hacer un determinado corte de muestras en la banda de alimentación de la quebradora.

De donde:  $\frac{69.47}{175} = 0.4$

Esto quiere decir que esta quebradora está trabajando al 40% de su capacidad.

QUEBRADORA SYMONS 4 CABEZA CORTA.

Abertura de alimentación =  $1 \frac{3}{4}$ "

Abertura de descarga =  $\frac{5}{8}$ "

Capacidad teórica = 105 Ton/hr.

H. P. requerido = 75 a 100

R. P. M. a carga máxima = 485

Razón de trituración = F/P =  $\frac{1 \frac{3}{4}}{\frac{5}{8}}$  = 2.8 : 1

Se trituran 93.96 ton./hr.

De donde:  $\frac{93.96 \text{ ton./hr.}}{105} = 0.895$

Esto quiere decir que esta quebradora trabaja al 89.5 % de su capacidad.



## COMENTARIO:

En el tiempo de observación de la quebradora 4' standard se vió trabajar siempre bien y sin problema de ningún tipo.

Esto se debe a que su capacidad Teórica es mucho mayor que su capacidad a la que está operando. Podría duplicarse la carga y todavía hay mucha seguridad de un trabajo eficiente. De hecho se vió muchas veces que la Banda No.2 alimentaba cargas bastante considerables y sin embargo esta quebradora no tuvo problemas. Lo único que queda por comprobar, es que tanta carga sale de esta quebradora a sobre tamaño, ya que teóricamente no debería salir nada.

Por lo que toca a la quebradora 4' Cabeza corta, hay que mencionar que para cargas regulares, como la estimada en este estudio, esta quebradora no tiene problemas; pero para cargas un poco grandes se ve muy frecuentemente saturada. Desde luego, el problema viene debido principalmente a la poca eficiencia de la Criba 4' X 12'. En ciertos turnos de operación y que se observó detenidamente esta quebradora, hubo necesidad de parar 2 y hasta 3 veces en una hora las banda 1 y 2 porque había problemas de saturación.

La solución, se indicó antes, sería tratar de disminuir la carga de finos a esta quebradora, aumentando la eficiencia de la criba y disminuyendo así la carga circulante.

#### IV.- MOLIENDA.

La disminución de tamaños en la zona de finos se suele llamar "Molienda fina".

Los dispositivos más antiguos para esta reducción constante de dos partes: una superficie fija y otra que frotaba contra aquella. Es típico el viejo molino de granos de dos muelas, una superior y otra inferior. Este dispositivo provoca la desintegración, principalmente por esfuerzos de cizalla.

Los aparatos más modernos para la reducción de tamaños finos, tal como el molino de bolas, dependen más de choques o impactos que de las fuerzas cizallas.

En la transición de los viejos dispositivos de molienda a la generalizada aplicación de los molinos de bolas y de barras aparecen diversas máquinas en las que el material se reduce de tamaño entre rodillos o bolas pesadas que ruedan sobre un anillo de trituración.

#### TIPOS DE MOLINOS:

1.- MOLINO CHILENO: Aquí los ejes horizontales de los rulos suelen ser estacionarios, y lo que gira en una plataforma plana que soporta el anillo triturador.

El molino de Corona Trituradora puede considerarse como el perfeccionamiento moderno -- del molino chileno.

2.- MOLINO DE RODILLOS RAYMOND: Consiste en dos rodillos suspendidos equilibradamente en árboles que giran de prisa accionados desde el extremo superior del eje principal.

Por acción de la fuerza centrífuga los rodillos giratorios ejercen presión sobre un -- anillo triturador estacionario. Una aleta roscadora, sujeta a la cubierta protectora

del eje principal, gira con éste y conduce al producto hacia la zona de trituración.- Por lo general, este molino incluye un dispositivo de clasificación, gracias a la -- cual el producto no puede abandonar la máquina hasta ser lo suficientemente fino para atravesar un tamiz de malla determinada, o ser elevado por una corriente de velocidad constante.

3.- MOLINO DE BOLAS: Consiste en cámaras giratorias de acero, - forma cilíndrica o tronco-cónica, llenas - hasta la mitad con bolas de hierro o de -- acero, y en ciertos casos, con guijarros. La reducción de tamaños se produce gracias a los choques que ocasionan estas bolas al caer, desde la altura a que son levantadas por la rotación de la cámara. La longitud del cilindro suele ser igual al diámetro. La mayoría de los molinos de bolas son aparatos de trabajo continuo; la alimentación llega por un extremo y la descarga se efectúa por el extremo opuesto o por la periferia. Estos molinos pueden operar en SECO ó en HUMEDO.

En los molinos de bolas cilíndricos, el -- producto puede desalojarse por rebose a -- través del muñón de descarga. Las partículas más pequeñas se suspenden y arrastran por el fluido circulante, que puede ser aire o agua.

4.- MOLINO DE HARDINGE: Es el típico molino de bolas cilíndrico cónico. Se admite que las bolas de mayor - diámetro y las partículas más gruesas tienen a segregarse de las pequeñas, quedando se en la parte cilíndrica del molino. Sea o no cierta la suposición, existe una rela

ción definida óptima entre los tamaños de las partículas y el de las bolas, con la que se alcanza más eficazmente la reducción de tamaños. x

En cualquier caso, el volteo de las bolas por el giro del molino es tanto mayor cuanto mayor es el diámetro; así pues, el trabajo de las bolas será más eficaz en la zona cilíndrica del molino.

5.-MOLINO DE REJILLA: En este molino el producto pasa a través de los orificios de una rejilla vertical, o diafragma, es levantado por las placas radiales o cucharones, en la parte externa de la rejilla separando ella por paletas de forma espiral montadas sobre el perímetro interior del cilindro y descargando a través del muñón que soporta al molino.

6.-MOLINO "COMPOUND" DE BOLAS: Consiste en dos, tres y cuatro -- compartimientos cilíndricos sucesivos, separados entre sí por rejillas. Cada uno de los sucesivos compartimientos tiene diámetro menor que el anterior y llevan cargas de bolas de tamaños decrecientes, para producir una molienda más fina.

7.- MOLINOS DE BARRAS: Son análogos a los de bolas excepto en que en este caso, el agente de molienda está formado por barras de acero. Las barras tienen longitud mayor que el diámetro del molino, y por lo tanto, se disponen paralelamente a su eje. El choque de las barras al caer lo reciben principalmente las partículas grandes, provocando así la reducción preferente de las piezas mayores y produciendo un producto de tama-

- No bastante uniforme.

Los molinos de barras son de funcionamiento más costoso que los de bolas, pero su aplicación es conveniente cuando el producto debe contener pequeña producción de finos.

Cuando las barras han sufrido mucho desgaste tienen que sustituirse, antes de que se doblen o se rompan; si se llegan a ser más cortas que el diámetro interior del molino pueden quedar trabadas contra el revestimiento interior y perturbar el trabajo.

#### REVESTIMIENTOS.

Los revestimientos de los molinos de bolas son reemplazables y suelen construirse con aceros especiales. También se utilizan para dichos revestimientos materiales tales como caucho, fundiciones de hierro, cerámica y rocas duras. El desgaste varía por lo general de 0.05 a 0.22 Kg. por Ton. de producto molido. Las bolas cargas en el molino son de 2.5 a 15 cm. de diámetro, y su desgaste de 0.5 a 1.5 Kg. por tonelada de producto molido. Se acostumbra compensar el desgaste de las bolas, introduciéndose al menos una o más bolas nuevas, una vez al día.

#### CONDICIONES DE OPERACION.

La velocidad de rotación del molino de bolas debe ser menor que aquella que, en virtud de la fuerza centrífuga, mantiene la carga adherida a su superficie interna, ya que en tal caso no se produciría la molienda, puesto que las bolas no caerían sobre el material a triturar.

Para velocidades pequeñas, las bolas ruedan simplemente.

-unas sobre otras y no son elevadas y arrojadas sobre el material, motivo por el cual solo resultan afectadas las partículas más pequeñas.

La velocidad crítica máxima puede determinarse igual que para los tamices de tambor. Con una corrección debida al diámetro de la bola, la velocidad crítica, al nivel del mar, queda establecida por la expresión.

$$N = \frac{42.3}{D - d}$$

De donde:

N = Número de revoluciones por minuto.

D = Diámetro del molino, en metros.

d = Diámetro de las bolas, en metros.

Para velocidades pequeñas, con las que la carga resbala o rueda sobre si misma, la energía necesaria para mover el moli no varía proporcionalmente a la velocidad de rotación. A velocidades superiores se produce un deslizamiento de la carga sobre el revestimiento del molino, y el consumo de energía aumenta -- más lentamente al elevarse la velocidad de rotación.

#### VELOCIDAD DE TRABAJO:

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

A la velocidad necesaria del molino para satisfacer tal condición, se le denomina velocidad de trabajo ( $V_t$ ) que corresponde, dependiendo del tipo de molino y requerimientos de molienda, entre el 70 y 80% de la velocidad crítica ( $V_c$ ).

De donde:  $V_t = 0.75 V_c$ .

#### CARGA DE BOLAS:

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

De esta consideración se llega a la siguiente fórmula:

$$C_B = 0.2044 V^{\rho}.$$

De donde:

$C_B$  = Carga de bolas en Kg.

$V$  = Volúmen del molino en metros cúbicos

Con los molinos de bolas, generalmente es necesario operar en circuito cerrado, ya que no poseen dispositivos de clasificación del producto. El dispositivo de clasificación por tamaños o clasificador, se monta en serie con el molino, y el rechazo producido en la clasificación vuelve al molino para su ulterior molienda.

#### CAPACIDAD DEL MOLINO

La capacidad del molino de bolas depende mucho de la relación de reducción, así como de la dureza del material que se trate, y no puede calcularse exactamente.

Una evaluación razonable de la capacidad de un molino -

- de bolas cilíndrico-cónico del tipo Hardinge, en toneladas por 24 hrs., es:

4.76 Diámetro máximo X Longitud

$C_1$

Siendo  $C_1$  un valor que varía entre 6 y 3 para la mayoría de las operaciones normales.

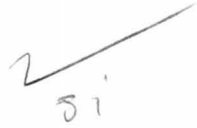
La capacidad normal de un molino de bolas cilíndrico en toneladas por 24 Hrs., puede calcularse mediante la relación.

Volumen del molino (mt<sup>3</sup>)

C

Siendo C un valor que generalmente oscila entre 1 y 2.




**C A L C U L O S .**

Estos cálculos están basados en el equipo mencionado en en tema II .

**MOLINO ALLIS CHALMERS 9' X 11'**

**A).- VELOCIDAD**

**B).- CARGA DE BOLAS**

**C).- POTENCIA DEL MOTOR**

**A).- VELOCIDAD:**

$$\text{Sistema Inglés } V_c = \frac{76.62}{d} \text{ r.p.m.}$$

$$\text{Sistema Métrico } = \frac{42.3}{d} \text{ r.p.m.}$$

Sustituyendo:

$$V_c = \frac{76.62}{9} = \frac{76.62}{3}$$

$$V_c = 25.54 \text{ r.p.m.}$$

Velocidad de trabajo:  $V_t$

$$V_t = 0.75$$

Sustituyendo:

$$V_t = 0.75 \times 25.54 \text{ r.p.m.} = 19.31 \text{ r.p.m.}$$

$$V_t = 19.31 \text{ r.p.m.}$$



**B).- CARGA DE BOLAS**

DATOS:

Peso específico del Fierro =  $7,85 \text{ gr/Cm}^3$ .

Volumen:  $V = R^2 h$

$V = (3.1416) (1.335 \text{ mts.})^2 (3.28 \text{ mts.})$

$V = 18.37 \text{ mts.}^3$

$C_B = 0.2044 V$

Sustituyendo:

$C_B = (0.2044) (18.37 \text{ mts}^3) (7850 \text{ Kgs/ mts}^3)$

$C_B = 24.464 \text{ Ton.}$

**C).- POTENCIA DEL MOTOR.**

$H.P. = 0.5418 \times 699.79 \times 1.2$

$H.P. = 454.98$

$H.P. \text{Req.} = \frac{455}{0.85} = 535$

Potencia requerida = 535 H.P.

Motor instalado: 500 H.P.

FORMULA PARA CALCULAR LA CARGA CIRCULANTE

Razón de carga circulante =  $\frac{d - o}{e - d}$

Donde:

✓  
Si

$d$  = Porcentaje acumulativo en cualquier malla en la descarga del molino.

$o$  = Porcentaje acumulativo en la misma malla en la descarga de finos del ciclón.

CALCULO DE LAS DIMENSIONES DE MOLINO. (A NIVEL DE LABORATORIO)

$$T = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} 1}$$

Para evaluar  $t$ , vamos a suponer una molienda de 600 Ton. - en 24 horas y un molino de 9' X 11'

Sustituyendo tenemos:

$$\frac{600}{t} = \frac{9^{2.6} \times 11}{8^{2.6} \times 7.5}$$

12      12

$$\frac{600}{t} = \frac{303 \times 11}{.34 \times .625 \times 0.212} = 3333$$

De donde  $t = 0.03816$  Ton./24 Hs.

Para una molienda de 750 Ton./24 Hs., que es lo que se mueve aquí aproximadamente, tendremos lo siguiente:

$$\frac{750}{0.03816} = \frac{D^{2.6} L}{0.212}$$

$$D^{2.6} L = \frac{750}{0.03816} \times 0.212$$

Para un diámetro de 9 ft. tenemos:

$$L = \frac{750}{0.03816} \times \frac{0.212}{303}$$

L = 13.75 ft.

D = 9 ft.

#### CALCULO DE LA CAPACIDAD DE TRABAJO:

Para evaluar la capacidad de trabajo de este molino - debemos tener en cuenta dos factores muy importantes.

- 1o. - La capacidad para la que fué instalado.
- 2o. - La capacidad a la que está trabajando

1.- Capacidad teórica: 600 Ton./24 hrs.

Lo más probable es que el distribuidor al surtir este - molino, lo hizo de acuerdo a la capacidad solicitada, pero para un tamaño de alimentación mayor que el que se alimenta actual - mente, y con una capacidad lo más próxima posible por el límite superior. Por estas razones se asignará para cálculos un 15 % - de tolerancia.

Entonces la capacidad teórica del molino sería:

600 = 706 Ton./24 hrs.

2.- Capacidad a que está trabajando.

Sabemos que este molino muele aproximadamente 750 Ton./24 Hrs. de donde:

$$\text{Capacidad de trabajo} = \frac{750}{706} = 1.062$$

El que el molino trabaje a más del 100% es solo un resul - tado aparente, ya que basándonos en los análisis de cribas de - la alimentación, podemos ver que aproximadamente un 20% está en condiciones de ser flotada y por tanto no necesita ser molida. y ello permite una mayor capacidad.

Si esta carga pudiera separarse antes de ser alimentada lo más seguro es que los resultados numéricos serían los esperados de acuerdo a la capacidad para la que fue diseñado.

Esta carga fina, es rápidamente arrastrada por el agua y echada fuera del molino.

COMENTARIO:

El buen trabajo de un molino de bolas depende mucho de varios factores, como ya se indicó antes. Si todo lo referente a instalación está bien hecho, lo más importante para una buena molienda es la alimentación y la carga de bolas. Cuando la alimentación es demasiado gruesa, disminuye gradualmente la eficiencia del molino y cuando la carga de bolas es pequeña, también baja la eficiencia de la molienda. Si la carga de bolas es excesiva, lo que puede acontecer es una sobrecarga en el molino que podría afectar su buen funcionamiento y por supuesto el molino empezaría por si mismo a descargar bolas de gran tamaño -- que todavía pueden utilizarse.

La revisión constante, una buena lubricación y un buen montaje aseguran un buen funcionamiento y alta eficiencia de molienda.

Un buen estudio para determinar carga circulante, nos indicará que tan buena es la molienda. Una carga circulante, -- nos podría sobre cargar el molino si ésta es alta y se mantiene constante al mismo tiempo se puede disminuir gradualmente su eficiencia.

## V.- CRIBADO

### TAMIZADO.

Es el proceso de dividir una mezcla de granos de diferentes tamaños en grupos o grados, cuya característica es que las partículas son más o menos del mismo tamaño, todas las cuales han pasado una abertura de ciertas dimensiones y han fallado al hacerlo a travéz de una muy pequeña.

Los propositos principales del cribado son:

- 1.- Separar los finos de un producto de tamaño grande - usualmente para posterior reducción.
- 2.- Evitar que la carga fina se alimente de las quebradoras para ahorrar energía y prevenir el sobre moli do.
- 3.- Clasificar los productos de rocas quebradas en tamaños comerciales.
- 4.- Mejorar una etapa en un producto y en un proceso de concentración.

### TIPOS DE SUPERFICIES DE CRIBADO.

- 1.- Alambre tejido o seda.
- 2.- Plato perforado u hoja de metal.
- 3.- Barras paralelas, rieles o alambres.

Los materiales de construcción de cribas son: Hierro y acero forjado, acero al Cromo-Niquel y ocasionalmente otros metales y aleaciones para propósitos especiales. Hay también cribas con alambres de hule.

La tela de seda es usada principalmente en la preparación del Grafito y abrasivos, tambien para los tamaños más finos de cribas para pruebas.

La superficie de cribado debe ser lo suficientemente -- fuerte para sostener su carga, (Una criba de alambre delgado es a menudo reforzada poniéndola sobre un soporte más fuerte), y -

-en lo que sea posible debe resistir la abrasión y la corrosión y ser barata.

Cuando la corrosión no es un factor de mucha importancia, las cribas son normalmente de acero al alto carbón y en ciertos casos de aleaciones especiales de acero.

El acero es más fuerte y resiste mejor la abrasión que cualquier otro material disponible.

Si hubiera problemas de corrosión, deben usarse Cribas de Fierro, Cobre, Bronce o Metal Monel, aunque estos materiales son bastantes costosos y solo en casos muy especiales se justifica su uso.

Los arreglos más típicos de Criba con malla cuadrada son los siguientes:

Doble Rizado



Rizado Intermedio



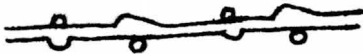
Wolled Top. Baking



Rizado " Hy - Lo "



Flatlock



Triple Lock



Las cribas de alambre con aberturas alargadas han sido adaptadas por las dos siguientes razones:

- 1.- Para compensar la pérdida de tamaño de abertura efectiva ocasionada cuando una criba con malla cuadrada tiene una cierta pendiente, o instalada en una criba

vibratoria tiene un movimiento oblicuo a la superficie.

- 2.- Para incrementar la capacidad de cribado especialmente con materiales húmedos o pegajosos, y cuando una gran precisión, en los tamaños no es necesaria. La dimensión larga de la abertura puede ser paralela o perpendicular al flujo. En el primer arreglo puede proporcionar una mayor capacidad y es recomendable para material húmedo. En el segundo arreglo la criba se tapa menos, tiene más eficiencia y vida más larga.

#### DEFINICION DE MALLA.

En la tela de alambre, donde la malla se señala con un número, esto se refiere al número de aberturas por pulgadas lineales. La malla se cuenta empezando desde el centro de un alambre y anotando el número de aberturas que hay hasta un punto a una pulgada de distancia. Cuando la cuenta no llega a un número redondo, es necesario indicar la parte fraccional o sobrante.

Cuando la malla se especifica como parte fraccional de pulgada ha de entenderse que ella representa la abertura o espacio libre entre los alambres.

#### ESPACIO DE LAS TELAS.

La verdadera abertura entre los alambres se llama técnicamente "Espacio" así tenemos que un alambre de 0.135 "con espacio de 1/4", quiere decir que hay una separación de 1/4 de pulgada entre los alambres, y el diámetro de alambre es de 0.135".

#### "CRIBAS VIBRATORIAS"

Cuando se trata de seleccionar una criba, hay que considerar varios factores. Los principales son los siguientes:



### 1.- FRECUENCIA Y AMPLITUD DE VIBRACION.

La frecuencia de vibración o velocidad de una Criba, y la amplitud, están estrechamente relacionadas. Estas afectan la capacidad, a una dada pendiente o inclinación.

La velocidad afecta la capacidad aumentando o disminuyendo el número de impactos entre la superficie de la criba y el material. La velocidad seleccionada no es siempre la correcta para máxima o más alta eficiencia, sino que está basada en el peso de la Criba y en la amplitud requerida.

La amplitud afecta la capacidad y la eficiencia, de modo que si es muy pequeña se corre el riesgo de que los agujeros se saturen, anulando casi por completo el cribado; si es muy grande, es claro que la eficiencia de cernido disminuirá en forma considerable.

En resumen: Si se seleccionan una criba con gran amplitud (Carrera), la velocidad deberá ser pequeña, y viceversa.

### 2.- TAMAÑO DE LA ALIMENTACION.

Una gran cantidad de finos en la alimentación, (material a la mitad de la abertura) o una excesiva cantidad de gruesos, incrementa la capacidad, en tal forma que el camino del material sobre la criba da la oportunidad a las partículas finas de entrar en contacto con dicha superficie.

### 3.- SUPERFICIE DE LA MEZCLA DE LA ALIMENTACION.

Se define como la partícula de mezcla que se adhiere a la superficie expuesta de una partícula dada. Puesto que la superficie de un dado peso de material fino es varias veces mayor que la superficie del mismo peso de gruesos, el material fino acarreará mucho mayor superficie de mezcla y entonces viene a -

en que es transportada la carga que se va a alimentar a la criba, y determinar las cargas máximas. Si se va a trabajar en circuito cerrado con quebradoras y bandas, tomar muy en cuenta las las cargas circulantes.

#### 9.- EFICIENCIA.

Los libros de referencia dan varios métodos para calcular eficiencias, pero no se puede hablar de un método estandar para dicho cálculo, dado que para determinarlas, normalmente se usa el laboratorio, y las cribas y tamices usados manualmente, no corresponden en abertura y diámetro de alambres y a las que verdaderamente hay en la criba.

Por otro lado, es imposible predecir la eficiencia de una criba, bajo un conjunto de condiciones nuevas, basadas en la eficiencia actual de la criba y bajo condiciones conocidas.

También hay que establecer otros factores como:

Los finos que quedan en los gruesos; y los gruesos en el producto final.

#### INFORMACION NECESARIA PARA SELECCIONAR CRIBAS VIBRATORIAS.

- 1.- Máxima de Ton./Hr., que va a ser cribado, incluyendo alguna carga circulante o variantes notables en la razón de alimentación.
- 2.- El tamaño o análisis por tamizado del material. Si esto no está disponible, se requiere un análisis estimativo.
- 3.- El tipo de material y el peso por pie cúbico del material en estado quebrado.
- 4.- La separación deseada entre cada etapa.

- 5.- La superficie de mezcla arrastrada por el material si el cribado va a hacerse en seco o la cantidad de agua con alimentación si el cribado va a hacerse en húmedo.
- 6.- Las condiciones y requerimientos especiales de operación.-- Deben incluir: temperatura, abrasividad, corrosividad y otras características físicas de la alimentación, requerimientos de eficiencia o productos que determinen la selección e instalación de la superficie de cribado, o problemas de instalación que afecten la selección del tamaño o la capacidad de la criba.

En las páginas siguientes presentamos el cálculo de las Cribas mencionadas en el tema II

Para calcular la eficiencia de la Criba 3' x 6' se hizo un estudio de la alimentación. Se tomaron 5 muestras diferentes y en el laboratorio se analizaron, con los siguientes resultados:

## GRANULOMETRIA MUESTRA No. 1

	% Peso	% Acumulativo
↓ 11/2	53.67	53.67
1/2	19.32	72.99
1/4	8.98	81.97
1/8	4.24	86.21
14	1.99	88.20
20	1.35	89.55
28	1.36	90.91
35	1.15	92.06
48	1.19	93.25
65	1.12	94.37
100	0.99	95.36
150	0.37	95.73
200	0.62	96.35
- 200	<u>3.65</u>	100.00
	100.00	

## GRANULOMETRIA MUESTRA BANDA No. 1

	% Peso	% Acumulativo
11/2	36,17	36.17
1/2	18.79	54.96
1/4	15.00	69.96
1/8	7.68	77.64
14	3.78	81.42
20	2.65	84.07
28	2.56	86.63
35	1.73	88.36
48	1.88	90.24
65	1.75	91.99
100	1.53	93.52
150	0.61	94.13
200	0.71	94.84
200	<u>5.16</u>	100.00
	100.00	

## GRANULOMETRIA MUESTRA BANDA No. 1

	% Pasa	% Acumulativo
+1 1/2	48.00	48.00
1/2	18.35	66.35
1/4	11.30	77.65
1/8	5.02	82.67
14	2.35	85.02
20	2.95	87.97
28	2.89	90.86
35	1.07	91.93
48	1.20	93.13
65	1.12	94.25
100	0.94	95.19
150	0.33	95.52
200	0.42	95.94
* 200	<u>4.06</u>	100.00
	100.00	

## GRANULOMETRIA MUESTRA BANDA No. 1

	% Peso	% Acumulativo
+ 1 1/2	47.74	47.74
1/2	15.83	63.57
1/4	12.35	75.92
1/8	6.52	82.44
14	3.18	85.62
20	1.85	87.47
28	1.63	89.10
35	1.27	90.37
48	1.19	91.56
65	1.16	92.72
100	1.04	93.76
150	0.53	94.29
200	0.45	94.74
- 200	<u>5.26</u>	100.00
	100.00	

## GRANULOMETRIA CUESTRA SANDA No. 1

	g Peso	% Acumulativo
+ 1 1/2	68.97	68.97
1/2	15.27	84.24
1/4	6.19	90.43
1/8	2.34	92.77
14	1.11	93.88
20	1.22	95.10
28	0.39	95.49
35	0.49	95.98
48	0.57	96.55
65	0.55	97.10
100	0.48	97.58
150	0.20	97.78
200	0.26	98.04
-200	<u>1.96</u>	100.00
	100.00	



De las 5 muestras tomadas de la banda No. 1, cada una con su granulometría, se obtuvo un promedio del porcentaje en peso para cada tamaño. Los resultados son los siguientes:

	% Promedio	Ton. en 101 Ton./hora
+ 1 1/2	50.91	51.42
1/2	17.51	17.58
1/4	10.76	10.87
1/8	5.16	5.21
14	2.48	2.51
20	2.00	2.02
28	1.77	1.79
35	1.14	1.15
48	1.21	1.22
65	1.14	1.15
100	1.00	1.01
150	0.41	0.42
200	0.49	0.50
- 200	<u>4.02</u>	4.06
	100.00	

## GRANULOMETRIA DE LA CRIBA 3' x 6'

	% Peso	% Acumulativo
De: - 1 1/2 a + 1/2	22.68	22.68
1/4	24.57	47.25
1/8	12.13	59.38
14	6.42	65.80
20	4.69	70.49
28	4.70	75.19
35	3.04	78.23
48	3.43	81.66
65	3.15	84.81
100	2.63	87.64
150	0.99	88.43
200	1.13	89.56
- 200	<u>10.44</u>	100.00
	100.00	

## CALCOLO DE LA EFICIENCIA DE LA CRIBA 3' X 6'.

Para calcular la eficiencia, supusimos que de la carga alimentada a esta criba todo el  $-1/2''$  pasa por ella; por lo tanto sólo consideraremos el tonelaje comprendido entre  $1/2''$  y  $1/2''$ .

$-1/2''$

17.68 Ton. de las 101 alimentadas

+  $1/2''$

Además de la granulometría del producto de la criba  $3' \times 6'$  tenemos:

$- 1/2''$

22.68 % de 101 = 11.24

+  $1/2''$

De donde:

$$\text{Eficiencia} = \frac{11.24}{17.68} \times 100 = 63.58 \%$$

Para calcular la eficiencia de la criba 4' x 12' se tomaron muestras de la Descarga de la Criba y de la Banda No. 4

Sus granulometrías son las siguientes:

GRANULOMETRIA DE LA MUESTRA DE LA DESCARGA DE LA CRIBA.

	Peso	%	% Acumulativo
1/2	3.440	55.88	55.88
1/4	2.321	37.70	93.58
1/8	0.103	1.67	95.25
14	0.013	0.21	95.46
20	0.006	0.10	95.56
28	0.006	0.10	95.66
35	0.009	0.15	95.81
48	0.013	0.21	96.02
65	0.022	0.36	96.38
100	0.025	0.40	96.78
150	0.019	0.31	97.09
200	0.017	0.28	97.37
<u>200</u>	0.162	<u>2.63</u>	100.00
		100.00	

## GRANULOMETRIA DE LA MUESTRA BANDA No. 4

Peso	%	% Acumulativo
2.817	39.48	39.48
2.253	31.57	71.05
0.725	10.16	81.21
0.275	3.85	85.06
0.155	2.17	87.23
0.127	1.78	89.01
0.100	1.40	90.41
0.089	1.25	91.66
0.086	1.20	92.86
0.074	1.04	93.90
0.034	0.48	94.38
0.038	0.53	94.91
<u>0.363</u>	<u>5.09</u>	100.00
7.136	100.00	

## CALCULO DE LA EFICIENCIA DE LA CRIBA 4' X 12'.

Alimentación : 133 Ton./hora

De éstas: El 39.48 % está a  $+ 1/2"$  = 52.51 Ton. y van ala -  
quebradora.

El 60.52 % está a  $- 1/2"$  = 80.49 Ton. y deberá pasar -  
por la criba

De la granulometria de la descarga de la criba sabemos  
que:

El 55.88 % = 52.51 Ton. está a  $+ 1/2"$

El 44.12 % = 41.45 Ton. está a  $-1/2"$  y por lo tanto no  
pasó por la criba.

De donde:

$$\text{Eficiencia} = \frac{39.04}{80.49} \times 100 = 48.5\%$$

## VI.- FLOTACION.

**DEFINICION:** En el tratamiento de minerales, la flotación es un proceso por medio del cual son separadas partículas de diferentes minerales, flotando algunas de ellas sobre una superficie de agua.

En las modernas técnicas de flotación con espumas, las partículas sólidas se mantienen constantemente agitadas con agua sobre la que se mantiene una capa de espuma espesa.

Debido a las distintas propiedades superficiales de los cuerpos sólidos uno de ellos adsorbe con más facilidad la fase acuosa, se moja perfectamente y se hunde en el líquido. El otro sólido, en cambio, adsorbe de preferencia al aire, quedando recubierto total o parcialmente por la fase gaseosa; la densidad aparente de las partículas, de este sólido, adheridas a las burbujas de aire ( que en su superficie adsorbe), resulta menor que la del agua, por lo que el conjunto flota y se sostiene en la superficie del líquido, formando una espuma mineralizada que puede hacer rebosar continuamente por el borde superior de la cuba de flotación.

En términos generales, no pueden recuperarse de una manera efectiva partículas de mineral sulfuroso que sean mayores a la malla 48 (295 micrones). Consecuentemente para que un mineral pueda flotarse es necesario que primero se muele a un tamaño lo suficientemente fino, de manera que el mineral deseado quede todo o sustancialmente todo, más pequeño que el tamaño límite.

**MECANISMOS:** El mecanismo esencial de la flotación involucra la anexión de partículas minerales a las burbujas de aire, de tal modo que dichas partículas sean llevadas a la - - -

-superficie de la pulpa mineral, donde pueden ser removidas.

[Este abarca las siguientes etapas:

1.- Moler el mineral a un tamaño lo suficientemente fino para separar los minerales valiosos uno de otro, así como los minerales adherentes de ganga.

2.- Preparar las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.

3.- Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.

4.- Formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.

5.- Remoción de la espuma cargada de mineral.]

La creación de una corriente descendente de burbujas - de aire se logra con una máquina de flotación, que produce burbujas, mediante la agitación mecánica del mineral o por la in-- troducción directa bajo presión de aire o una combinación de ambas. Estas operaciones pueden considerarse mecánicas adjuntas - al proceso de flotación.

Para obtener la adherencia de las partículas minerales deseadas a las burbujas de aire, y de ahí formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, [debe formarse una película de superficie HIDROFOBICA sobre las partículas que deben flotar y una película HIDROFILICA o humectable en todas las demás.] Esto se logra por medio de colectores y modificadores, y la selección de la combinación apropiada para cada tipo de mineral particular,] constituye precisamente el problema principal - del metalúrgico a cargo del beneficio.



## FLOTACION DIFERENCIAL.

Todos los procesos de concentración por flotación son, - Selectivos o diferenciales, según el mineral o grupo de minerales que quieran ser separados de la ganga que los acompaña.

[La separación de minerales distintos, como los sulfurosos de los no sulfurosos, se conocen como: "Flotación en Masa" - (Bulk) y el término de "Flotación Diferencial" se restringe a - aquellas operaciones que involucran la separación de tipos similares de mineral. La flotación diferencial puede ejemplificarse por la concentración y remoción subsecuente de cobre, plomo, -- zinc y sulfuros de hierro de un simple mineral.]

Puede lograrse la separación diferencial mediante la -- aplicación adecuada de agentes modificantes, usando el mismo -- agente colector para todos los concentrados. Otros minerales -- pueden reaccionar diferente, siendo necesario emplear un colector distinto en cada etapa de la flotación. [Las variaciones en la actividad de la flotación entre combinaciones de menas diferentes conteniendo los mismos tipos de mineral pueden deberse a diferencias en la historia geológica, grado de oxidación, presencia de sales solubles que interfieren a un número de otras -- causas.]

Puesto que muy raramente es posible controlar o aún determinar todas las variantes que pueden presentarse en un circuito de flotación, cada mineral debe considerarse como un problema separado. Aún haciendo esto, el carácter de un mineral -- puede sufrir cambios de hora a hora.

Por lo anterior se verá que la predicción de la actividad de la flotación de un mineral basada en un simple examen y análisis sería sumamente difícil si no imposible. Por supuesto existen antecedentes de un gran número de correlaciones y ellas forman la base de ciertas reglas generales o procedimientos.

## REACTIVOS DE FLOTACION, SUS FUNCIONES Y PROPIEDADES.

Los reactivos usados en flotación pueden ser clasificados bajo los tres siguientes grupos, de acuerdo a sus funciones:

- 1.- AGENTES ESPUMANTES
- 2.- AGENTES COLECTORES
- 3.- AGENTES MODIFICADORES

### 1.- AGENTES ESPUMANTES.

Son reactivos químicos para producir y estabilizar una espuma de características apropiadas para la flotación.

Los espumantes pertenecen a la clase general de sustancias activadoras de superficie y son fuertemente adsorbidas en las superficies de sus soluciones. Son compuestos orgánicos, caracterizados por la presencia de un grupo polar ávido de agua y un grupo no polar repelente de agua (grupo hidrocarburo) en sus moléculas adsorbidas acompañada de una reducción en tensión superficial a muy bajas concentraciones.

Se ha encontrado que las condiciones más favorables para espumar son obtenidas con sustancias que a muy bajas concentraciones muestran una gran velocidad de descenso en la tensión superficial con la concentración. Estas sustancias tienen baja solubilidad en agua.

Entre 0.2 y 5 gr. por litro, los grupos repelentes de agua son generalmente grupos hidrocarburos de cadena larga.

Otra característica deseable en los espumantes es que no tengan propiedades espumantes. Esta condición se cumple con la elección de espumantes con moléculas que contengan los grupos ávidos de agua o polares apropiados. Finalmente, la acción del espumante no debe ser afectada por la condición de la pulpa, -

-el pH y la presencia de otros reactivos.

Las características de la espuma en flotación son determinadas por la naturaleza del espumante, la cantidad alimentada, la naturaleza del mineral, otros reactivos añadidos, y en menor cantidad por el tipo de máquina utilizada y otros factores mecánicos. Las características de la espuma tienen un efecto importante en los resultados obtenidos con la flotación.]

#### ESPUMANTES COMERCIALES.

Los espumantes más ampliamente usados son el aceite de pino y el ácido cresílico. Otros como aceite de Eucalipto y alcohol Amílico, también se utilizan como espumantes.

El aceite de pino se obtiene de la destilación de la madera de pino. Es una mezcla de varios constituyentes químicos: Terpenos y Alcoholes Terpenos. Por ejemplo Pineno ( $C_{10}H_{16}$ ) y Terpineol ( $C_{10}H_{17}OH$ ).

El ácido Cresílico es un producto de la destilación del Alquitrán de hulla, conteniendo varios fenoles altos, especialmente (Metil fenoles  $CH_3C_6H_3OH$ ).

#### AGENTES COLECTORES.

Los agentes colectores son compuestos químicos que causan la colección de los minerales deseados en la espuma. Son -- compuestos orgánicos, con moléculas que contienen partes polares y no polares a semejanza de los espumantes en este aspecto. Sin embargo, sus grupos polares son definitivamente distingui-bles de los simples grupos polares de los espumantes por su reactividad. Las partes polares del colector son reactivas y frecuente-mente muestran una fuerte tendencia a ionizarse. Esta caracte-rística es más comunmente asociada con la presencia de Azufre, Fósforo, Nitrógeno en ciertas combinaciones, y radicales Acidos Orgánicos tales como el Radical Carboxilo ( $COOH$ ).

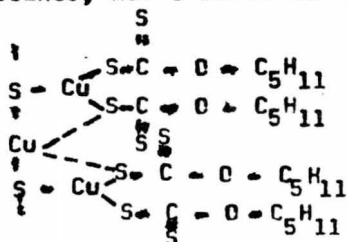
El posible mecanismo de un colector es el siguiente:

Los grupos polares activos hacen las veces de una capa que se adhiere o cubre a la superficie de la partícula de mineral. Los grupos Hidrocarburos no-polares dan a ésta una película superficial o cobertura, sus propiedades de NO HUMECTABLE O REPELENTE DE AGUA, necesarias para que se adhieran a la burbuja y FLOTEN. En general parece que hay una estrecha relación entre el poder colector de un compuesto químico y la insolubilidad de los compuestos que pueden formarse por la reacción entre el colector y los constituyentes catiónicos del mineral. -- Hay también una relación análoga entre la naturaleza del grupo hidrocarburo y el poder colector; dentro de ciertos límites, entre más átomos de carbón contiene mayor es su poder colector.

Como ejemplo de lo anterior pondremos la posible reacción entre la Calcocita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) y el Xantato Amílico de Potasio ( $(\text{K}) \ddagger (\text{SSCO}_5\text{H}_{11}) -$ ) en solución acuosa. El mineral remueve o toma los iones Xantato de la solución en forma permanente, esto es el Xantato no puede recuperarse del mineral por más que se lave con agua. Se ha encontrado en reacciones de sales solubles de Cobre y Xantato, que el Cobre tiene una gran o fuerte tendencia a reaccionar con el grupo Xantato, el cual se enlaza químicamente en un átomo de Azufre del radical Xantato.



En el caso de la Calcocita los átomos de Cobre en la superficie del mineral pueden combinarse y ligar los grupos Xantato al mismo tiempo permanecer ligados a sus posiciones en el arreglo espacial del mineral por fuerzas de atracción de los átomos vecinos, más o menos de la siguiente manera:

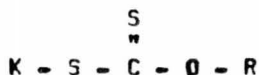


El efecto neto de esta acción es que una sola capa de grupos Xantato fuertemente ligado tiende a formarse sobre la superficie del mineral; ligado a una orientación tal que los grupos hidrocarburos no polares ( $-C_5H_{11}$ ) tienden a proyectarse hacia fuera de la superficie. En esta forma la Calcocita adquiere una superficie exterior no polar y no-humectable, semejante a una superficie parafínica, que es ideal para la flotación. Acompañando este efecto una porción del Xantato puede formar también un compuesto distinto de Xantato de Cobre, no ligado a la superficie en forma orientada, y este compuesto puede o no afectar la flotabilidad del mineral.

#### COLECTORES COMERCIALES

Los reactivos químicos usados en minerales sulfurosos y en cierta cantidad en minerales oxidados incluyen Xantatos, ditiofosfatos y tiocarbanilida. En el caso de minerales no metálicos se han usado ácidos grasos, jabones ácidos grasos y sus derivados.

Los XANTATOS son quizá el más importante grupo de colectores, químicamente se llaman DITIOCARBONATOS y tiene la siguiente fórmula:



Donde -R puede ser cualquier radical hidrocarburo.

Por ejemplo:

- $C_2H_5$             Radical Etilo
- $C_3H_7$             Radical Propilo
- $C_4H_9$             Radical Butilo



Radical Amilo

De aquí tendremos

Xantato Etilico  
 Xantato Propilico  
 Xantato Butilico  
 Xantato Amilico

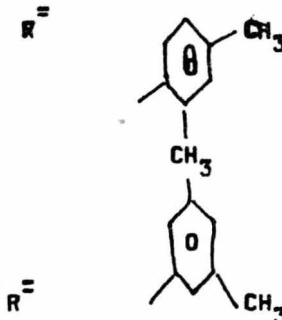
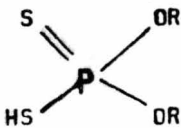
Los Xantatos se hacen de alcohol y de equivalentes ---  
 moleculares de Bisulfuros de Carbón e Hidróxido de sodio o po-  
 tasio. Estos compuestos se disuelven rápidamente en agua y for-  
 man soluciones claras.

Los Dixantógenos son productos de la oxidación de los -  
 xantatos, y tienen como fórmula general:



Bajo ciertas condiciones son buenos colectores de mine-  
 rales sulfurosos, son insolubles en agua y por ello hay que te-  
 ner equipo para emulsificarlos antes de que sean alimentados.

La variedad de reactivos conocidos como DITIOFOSFATO --  
 que se usan mucho, bajo el nombre de AEROFLOATS. Resultan de la  
 reacción del pentasulfuro de Fósforo y Alcoholes o Fenoles. Por  
 ejemplo el Acido Fosfocresílico, base de una serie de Aerofloats  
 se hace de  $\text{P}_2\text{S}_5$  y Acido Cresílico, y tiene la siguiente fórmula:



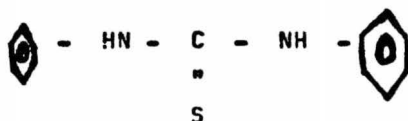
Los ácidos Fosfocresílicos comerciales contienen porcentajes variados de Acido Cresílico, añadido en exceso durante el proceso de manufactura, y entonces tienen poder espumante y son usados ESPUMANTES Y COLECTORES.

El número de un Aerofloat nos indica su poder colector expresado como porcentaje de  $P_2S_5$  empleado en su manufactura.

Los Aerofloats usualmente muestran menor tendencia que los Xantatos a flotar Pirita, y se ha observado que dan buenos resultados en circuitos neutros, mientras los Xantatos requieren de circuitos altamente alcalinos para dar buenos resultados.

En ciertas molindas, ha dado buen resultado usar tanto Xantato como Aerofloat.

La TIOCARBANILIDA es el nombre comercial de la DIFENI-TIOUREA, que tiene la siguiente fórmula estructural:



Su forma comercial es una solución aproximadamente al 15 % en ORTODOLUIDINA, mejor conocida como "Mezcla T-T". Ha sido usada ampliamente, pero debido a su insolubilidad en agua, su costo, y su poca aplicabilidad, ha sido sustituida por Xantatos y Aerofloats. Su uso más importante es en la Flotación de Plomo, ya que tiene poca tendencia a flotar Esfalerita y Pirita como los Xantatos.

Los ACIDOS GRASOS usados como colectores, en la flotación de minerales no metálicos, son los siguientes:

**Acido Oleico, Acido Esteárico y ácido Palmítico.** Son - relativamente insolubles en agua y deben emulsificarse. Los jabones son sales alcalinas de estos ácidos. Los jabones de Sodio se usan frecuentemente en flotación y tienen la ventaja de ser solubles en agua, aunque en agua duras ni los ácidos grasos, ni los jabones dan buen resultado, ya que el calcio y el magnesio forman jabones insolubles, quitando el colector de la solución como un precipitado insoluble.

Recientemente se introdujeron los ácidos grasos y jabones sulfonados con buenos resultados, ya que son mas selectivos y mucho menos sensibles a las aguas duras.

Los jabones y ácidos grasos forman espumas muy duras y estables, semejantes a las jabonaduras conocidas, y que son indeseables para la flotación selectiva. Para remediar esto y --- obtener mejor espuma, se añade aceite de pino en cantidades cuidadosamente reguladas, ya que si se pone una gran cantidad, puede desbaratar completamente la espuma.

#### **AGENTES MODIFICADORES.**

Los agentes modificadores se utilizan para modificar la pulpa, de tal modo que los minerales deseados sean colectados - en la espuma y los restantes no. Podemos decir que su acción es completa a la de los colectores. La flotación diferencial difícilmente es satisfactoria con el solo uso de espumantes y colectores.

De acuerdo a sus funciones, se pueden clasificar de la siguiente manera:

- Reactivos de Control de pH y de Pulpa.



\_Agentes depresores  
 \_Agentes Activadores  
 \_Agentes Sulfurizantes  
 Agentes Dispersores, Defloculadores, Coloides protecto  
 res.

#### REACTIVOS CONTROLADORES DE PH y DE PULPA

El pH de una solución acuosa es el término común usa - do para expresar la concentración del ión hidrógeno. Puede defi nirse como el negativo del logaritmo común de la concentración de hidrógeno.

En neutralidad el  $\text{pH} = 7$

Si el pH es mayor que 7 tenemos condiciones alcalinas

Si el pH es menor que 7 tenemos condiciones ácidas.

La mayor parte de las operaciones de flotación se llevan a cabo en pulpas alcalinas, con un pH que va desde 7 hasta 13,- es muy importante cuidar siempre de que esta alcalinidad exis - ta, ya que es uno de los principales factores en la mayoría de las separaciones selectivas. Las determinaciones de alcalini - dad generalmente se hacen por titulaciones, o por determinaci - ón del pH.

Los reactivos más comunmente usados para el control del pH son: La Cal ( $\text{CaO}$ ) en sus varias formas, El carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) para circuitos alcalinos, Acido sulfúrico en acidos. - Hay que mencionar que muchos de los agentes modificadores de o - tras clases, también afectan el pH, pero ordinariamente no se - utilizan para este propósito.

#### AGENTES DEPRESORES.

En la flotación diferencial de minerales muy semejantes unos a otros, los depresores se añaden para ejercer una acción

específica sobre ciertos minerales y prevenir que no flotan. - - Los reactivos usuales de esta clase, son compuestos químicos i\_norgánicos. Su modo de trabajar ha sido interpretado de varias formas, entre las que están las siguientes:

1).- Reaccionan químicamente con la superficie del mineral para producir películas protectoras o coberturas de naturaleza humectable, que no reaccionan con los colectores.

2).- Por varios mecanismos físico-Químicos, incluyendo adsorción superficial, efectos de acción de las masas, formación de complejos, previenen la formación de la película colectora.

3).- Pueden actuar como solventes de películas activada asociada naturalmente con el mineral o producida naturalmente en la pulpa por reacciones iónicas y de intercambio.

4).- Pueden actuar como solventes de la película colectora.

La cal se utiliza para deprimir pirita. Aunque no se sabe bien en que forma actúa, se ha observado que la presencia de oxidrilos libres en la pulpa, es perjudicial para la flotación de la pirita. Esto y el hecho de que el fierro tiende a formar hidróxidos insolubles indica la posibilidad de formación de una capa protectora de hidróxidos. La cantidad de oxidación de la superficie de la pirita está relacionada con su flotabilidad, - ya que la pirita limpia, flota mucho mejor que la pirita oxidada.

Al usar cal como controlador de pH o como depresor, hay que tener cuidado, ya que puede deprimir el mineral de interés que se quería flotar con Xantato. Demasiada cal reduce la - - -

efectividad de los colectores Aerofloat en la flotación de minerales de Cobre.

El Cianuro de Sodio o de Potasio se usa en ciertos casos con Cal para deprimir Piritita. Su efecto depresor puede estar relacionado con la fuerte tendencia del Hierro a formar Ferrocianuros y Ferricianuros; o también se cree que el Cianuro que remueve de la superficie de Piritita aquellas películas que contienen Cobre y que daban a la Piritita propiedades para flotar. El Cianuro en exceso tiende a deprimir los minerales de Cobre.

En la flotación diferencial, por ejemplo, Zinc-Cobre los minerales de Zinc comúnmente se deprimen con el complejo Cianuro de Sodio-Sulfato de Zinc. El Sulfito de Sodio y Dióxido de Azufre se usan para deprimir Esfalerita. Se usan poco estos últimos porque son menos fuertes que el Cianuro.

El Dicromato de Sodio o Potasio es un depresor de Galena y se usa primeramente para flotar Cobre, y para limpiar concentrados de Zinc. Se cree que forma una capa insoluble de Cromato de Plomo en la superficie de la Galena.

#### AGENTES ACTIVADORES

Ciertos minerales, en particular Esfalerita y algunos no metálicos, no son colectados, en su estado natural por los colectores comúnmente usados. Los agentes activadores se utilizan para causar su colección y para llevar a cabo la flotación de minerales que han sido deprimidos en una etapa previa de la operación.

El Sulfato de Cobre es universalmente utilizado para activar Esfalerita, tanto en la flotación simple del Zinc como en la flotación compleja, en donde ha sido previamente deprimido. Aparentemente forma una capa de Sulfuro de Cobre en el Sulfuro de Zinc, dándole a éste sus características para ser flotado, de

un mineral Sulfuroso, por ejemplo Calcocita o Coovelita.

El Sulfuro de Sodio y el Acido Sulfúrico se utilizan a veces para activar la Pirita que fué deprimida en una etapa anterior. Su función parece ser de renovación de la superficie -- del Sulfuro: el primero sulfurizando la superficie oxidada de la Pirita. Esta puede comprobarse, sabiendo que la oxidación favorece la depresión de la Pirita.

En la flotación de minerales no metálicos con Jabón particularmente Silicatos, la experimentación ha demostrado que -- las sales Metálicas Básicas Solubles de Cobre, Plomo, Fierro, -- Mercurio y otras, pueden ser efectivas como activadores. Aunque actualmente no están en uso para este propósito, es importante saber sus efectos en la flotación con Jabón a fin de prevenir -- la activación de minerales, la oxidación o corrosión del equipo, y fuentes accidentales.

#### AGENTES SULFURIZANTES.

Los óxidos metálicos y minerales oxidados, pueden frecuentemente ser flotados por cantidades prohibitivas de un poderoso Colector de Sulfuros; pero para efectos de economía de reactivos, es necesario darles un tratamiento sulfurizante previo. -- Este tratamiento tiene el efecto de darles una superficie Sulfurosa con propiedades flotativas correspondientes en cierta forma a un mineral sulfuroso.

Un ejemplo típico en la flotación del Carbonato de Plomo. El Sulfuro de Sodio es el Agente Sulfurizante más común aunque también se emplean Sulfuro de Hidrógeno y otros varios sulfuros y Polisulfuros de metales Alcalinos. El Sulfuro de Sodio es fuertemente alcalino y un agente dispersor muy enérgico. En gran cantidad previene la flotación.

**AGENTES DISPERSORES, DEFLOCULADORES, COLOIDES PROTECTORES.**

Se ha observado frecuentemente que una buena flotación implica floculación selectiva del mineral que se quiere flotar y dispersión de la ganga. En muchas plantas de beneficio se ha aplicado este criterio para una buena flotación y se han obtenido buenos resultados, sobre todo en la flotación de minerales metálicos.

Las partículas sólidas con superficies no polares y no humectables muestran fuerte tendencia a flocularse, mientras que las partículas polares y humectables tienden a permanecer dispersas; de aquí la analogía entre floculación y flotación. Desde este punto de vista puede decirse que los agentes depresores son dispersores selectivos para los minerales que deprimen. En la misma forma puede decirse que los reactivos de flotación incluidos bajo los términos comunes de Agentes Dispersores, Defloculadores, Coloides Protectores, son en realidad Agentes Depresores de la ganga.

Los químicos en coloides han mostrado que se mantiene un estado de dispersión por la presencia de iones adsorbidos en las superficies de las partículas dispersas. Estos iones dan a la superficie una carga eléctrica y la aproximación de otras partículas similares cargadas y la consiguiente floculación es prevenida por repulsión electrostática. Ciertos electrolitos pueden neutralizar estas cargas, en cuyo caso ocurre la floculación, y el electrolito que actúa así, es conocido como "Agente Floculante". Los Colectores de Flotación son Agentes Floculantes específicos para los minerales que colectan.

Un fenómeno estrechamente relacionado con las consideraciones anteriores es la formación de capas de lama. La falla de minerales sulfurosos para flotar bajo algunas condiciones puede ser explicada por la presencia, en sus superficies, de coberturas microscópicas de ganga coloidal o casi coloidal de -

- material silicoso. Estas capas se forman aparentemente bajo - condiciones de pulpa en las cuales las partículas de sulfuro y las partículas de ganga están con cargas opuestas. El fenómeno - involucrado aquí parece ser análogo a la mutua precipitación de coloides cargados opuestamente. Estas capas de lama pueden evitarse en cierta cantidad, con el uso de agentes dispersores de ganga.

La presencia de una gran cantidad de material coloidal en la alimentación del mineral, conocido como "Lama primaria", es perjudicial para la flotación y frecuentemente necesita de - Agentes Dispersores.

El Silicato de Sodio o vidrio soluble es el Agente Dispersor más ampliamente utilizado. Su efectividad es mayor cuando la alcalinidad se controla cuidadosamente. El Sulfuro de Sodio también se emplea como dispersor ocasionalmente, lo mismo - que el Acido Cítrico, el Acido Tánico y el Acido Láctico.

Los coloides protectores se utilizan para los mismos pro pósitos que los reactivos inorgánicos. Son compuestos orgánicos de alto e indefinido peso molecular y mantienen un estado de -- dispersión formando capas humectables en las partículas de ganga, de ahí el nombre de coloides protectores. Típicos ejemplos son : El Almidón, la Cola, La Goma Arábica, la Caseína.

En este trabajo se llegó a la conclusión de acuerdo a - les pruebas hechas en el laboratorio que, para el beneficio del mineral de esta unidad se utilizarían los siguientes reactivos:

Xantato 343	(Colector o promotor no colectivo)
ZnSO <sub>4</sub>	(Depresor de Zinc)
CuSO <sub>4</sub>	(Activador de Zinc)
NaCN	(Depresor de Pirita)

NaHSO <sub>3</sub>	(Sulfurizante y controlador de pH)
Aerofroth 70	(Espumante)
Complex 50	(Floculante)
Complejo NaCN-ZnSO <sub>4</sub>	(Depresor pirita-zinc)
Canasol y Diesel	(Deshumectante o Surfactantes).

Estos reactivos han dado buenos resultados hasta la - y para cambiarlos habría que experimentar con reactivos que van produciendo los diferentes laboratorios dedicados a este tipo de fabricación.

#### ALMACENAMIENTO Y DOSIFICACION DE REACTIVOS.

La unidad dispone de un almacén de reactivos que más o menos reúne los requisitos esenciales para la conservación de los mismos, que son: Local seco, Ventilado y fresco.

La preparación de reactivos se lleva a cabo en piletas de concreto, en cuyo interior se encuentra un cajón de madera, que tiene una cubierta de hule en el fondo, y con todos sus laterales perforados, con orificios de un diámetro aproximado de 3/4". Este cajón de madera se descarga directamente el agua de dilución y el reactivo, en forma tal que la caída del agua ayuda a la rápida disolución del mismo. Cada pileta dispone de un alfiler de aire a presión a fin de efectuar la agitación.

Las piletas se encuentran inmediatamente fuera del almacén, a una altura tal, respecto a la planta de beneficio, que permite la alimentación de los reactivos por gravedad a los depósitos - los cuales serán dosificados.

El volumen útil aproximado de cada pileta es el sigui-

PILA	SOLUCION PREPARADA	VOLUMEN UTIL (m <sup>3</sup> )	CONC % PESO
1	CuSO <sub>4</sub>	6.25	10
2	CuSO <sub>4</sub>	2.50	10
3	ZnSO <sub>4</sub>	6.25	5
4	NaHSO <sub>3</sub>	3.75	2.5
5	NaCN-ZnSO <sub>4</sub>	3.75	5
6	NaCN-ZnSO <sub>4</sub>	2.50	5
7	X-343	2.50	5
8	X-343	2.50	5
9	NaCN	1.65	1
10	Reserva	3.55	

Las concentraciones de los reactivos pueden variarse, - pero se ha observado que las que tienen actualmente son las que permiten un mejor funcionamiento de los alimentadores CLARKSON. Si la concentración disminuyera, tendríamos el problema de manejar grandes volúmenes de solución que probablemente nos afectarían la capacidad de los alimentadores y de las piletas, habría necesidad de preparar reactivos con más frecuencia.

De acuerdo a lo que baja de nivel cada pileta por el - gasto diario de reactivos, podemos saber cuantos Kilogramos de reactivos hay que alimentar a cada pileta para tener la concentración requerida.



## CELIDAS DE FLOTACION.

Una celda de flotación es un aparato en el cual se efectúa la flotación del material separándolo de las colas residuales. En esencia, está formado por un recipiente o depósito, provisto lateralmente de un canal alimentador; un rebosadero para la espuma y un dispositivo de descarga para las colas en el lado opuesto, así como de una conducción apropiada para la introducción del aire necesario de la formación de espumas y a la agitación.

Las llamadas CELIDAS NEUMATICAS utilizan aire comprimido para la agitación, lo que provoca una agitación suave y forma una espuma limpia, y relativamente libre de ganga. En general las celdas neumáticas implican un tiempo de contacto un 50% mayor, y la pulpa debe estar perfectamente acondicionada, antes de la flotación.

En las celdas denominadas MECANICAS se dispone de un agitador mecánico que incorpora aire y lo amasa con la pulpa. Debido a la agitación más violenta que se consigue en las celdas mecánicas se logra una flotación más perfecta y las colas quedan más exentas del material que se desea reunir en el concentrado, pero este lleva más ganga que el concentrado producido en las celdas de Agitación menos violentas. En instalaciones situadas a elevadas altitudes se suele aplicar a las celdas mecánicas una corriente auxiliar de aire bajo presión moderada. Estas celdas poseen una mayor capacidad de producción, a igualdad de volumen, y también contribuyen al acondicionamiento de la pulpa, proporcionando una mayor capacidad al acondicionador.

La máquina agitada mecánicamente está constituida por un depósito de sección cuadrada, provisto de una hélice que agita violentamente la pulpa realizando parte del acondicionamiento del mineral. La rotación de la hélice aspira el aire a través de un tubo central que rodea al eje de aquel y los distribuye -

en finas burbujas. La alimentación penetra por un lado al extremo de la batería de celdas y va pasando por el número necesario de las mismas hasta el lugar de descarga de las colas, en el extremo opuesto.

### CALCULOS DE UN PROCESO DE FLOTACION.

Los factores que intervienen y regulan un proceso de flotación son complicados y no fácilmente susceptibles de cálculo; mediante ensayos con aparatos normalizados de laboratorio pueden determinarse cierto número de datos suficientes para servir de guía en los cálculos; estos ensayos se realizan en las mismas - instalaciones de Flotación o en laboratorios especializados de las Sociedades Explotadoras.

Quando se haya decidido sobre las mejores condiciones - operatorias, deberán obtenerse los siguientes datos para cada - unidad de Flotación.

- 1.- Densidades de los minerales que se han de separar.
- 2.- Densidad de la pulpa en la Celda de Flotación expresada, bien como fracción en volumen de los sólidos o por relación en peso, L/S, entre el agua y los -- cuerpos sólidos.
- 3.- Composición de la alimentación y de los productos.
- 4.- Reactivos y cantidades de los mismos a utilizar determinados experimentalmente en cada caso.
- 5.- Tiempo de contacto, expresada generalmente como tiempo medio, en minutos, que la pulpa ha de permanecer en la celda de Flotación.
- 6.- Tipo de celda de Flotación, mecánica o neumática, en la cual se realizó el ensayo de laboratorio.

✓  
SI

A estos datos deben agregarse:

7.- Capacidad deseada de producción, expresada comúnmente en toneladas métricas de sólido o manipulación - por hora o por 24 horas.

8.- Tipo de aparato de Flotación a utilizar.

Con esta información, el proyectista puede calcular:

1.- Capacidad de las series de celdas, y número necesario de máquinas.

2.- Si se usan equipos neumáticos de Flotación, cantidad necesaria de aire comprimido y potencia de los compresores.

3.- Si se utilizan equipos de Flotación mecánicos, potencia necesaria para la agitación.

## CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS PARA EL CIRCUITO DE COBRE.

## COBRE PRIMARIO Y AGOTATIVAS.

## DATOS:

Tonelaje a tratar: 740 TMS/día

Dilución de la pulpa : 2.3 : 1

Gravedad Específica : 3.3

Tiempo de Flotación : 12 Min.

Volumen de las Celdas

DR - 24 : 50 Ft<sup>3</sup>/Celda.

$$N = \frac{\text{Volumen de Pulpa (ft}^3\text{)} \times 1}{1440 \times V}$$

N = Número de Celdas.

T = Tiempo de Flotación (minutos)

V = Volumen de cada celda (ft<sup>3</sup>).

Tiempo de operación = 1 día = 1440 Min.

$$\text{Volumen de 740 Ton. de Mineral} = \frac{740}{3.3} = 224.24 \text{ mt}^3.$$

$$224.24 \text{ mt}^3 \times \frac{35.3 \text{ ft}^3}{1 \text{ mt}^3} = 7915.67 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen de 1702 Ton de Agua} = \frac{1702}{1} = 1702 \text{ mt}^3$$

$$1702 \text{ mt}^3 \times 35.3 \text{ ft}^3 = 60.080.3 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen de pulpa por 740 Ton} = 67,995.97 \text{ ft}^3$$

Sustituyendo en la fórmula tenemos:

$$N = \frac{67,995.97 \text{ ft}^3 \times 12 \text{ min}}{1440 \text{ min.} \times 50 \text{ ft}^3/\text{celda}} = 11.33 \text{ celdas.}$$

Celdas instaladas = 12

**LIMPIADORA DE COBRE: 1a. LIMPIA.****Datos:**

Tonelaje a tratar: 84 ton/24 Hrs.

Dilución de la pulpa: 3:1

Tiempo de flotación: 6 min.

Volumen de Celdas:

Denver Sub - " A " : 50 ft<sup>3</sup>/celda.

Gravedad específica.

de Conc. Prim. : 4.2

$$\text{Volumen de 84 Ton de Conc. Primario} = \frac{84}{4.2} = 20 \text{ Mt}^3$$

$$20 \text{ Mt}^3 \times \frac{35.3 \text{ ft}^3}{\text{Mt}^3} = 706 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen de 252 Ton. de Agua} = \frac{252}{1} = 252 \text{ Mt}^3$$

$$252 \text{ Mt}^3 \times \frac{35.3 \text{ ft}^3}{\text{Mt}^3} = 8895 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen de pulpa de 84 Ton.} = 9601.6 \text{ ft}^3$$

Sustituyendo en la fórmula tenemos:

$$N = \frac{9601.6}{1440 \times 50} = 0.8 \text{ Celdas}$$

Celdas instaladas : 3

Nota: En la misma forma se calculan la 2a. y 3a. Limpias.

**CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS EN EL CIRCUITO DE ZINC****ZINC PRIMARIO Y AGOTATIVAS****DATOS:**

Tonelaje a tratar: 703.5 Ton/24 horas.

Dilución de la pulpa: 2.5 : 1

✓  
81

Tiempo de Flotación: 14 Min.  
 Volumen de las celdas DR-  
 24 (Zinc primario y agotativa)  
 y celdas Denver sub- "A"  
 (Reflotación agotativa). : 50 ft<sup>3</sup>/celda  
 Gravedad específica del mineral : 3.4

$$\text{Volumen de 703.5 Ton de mineral} = \frac{703.5}{3.4} = 206.91 \text{ Mt}^3$$

$$206.91 \text{ Mt}^3 \times \frac{35.3 \text{ ft}^3}{1 \text{ Mt}^3} = 7303.92 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen de 1758.75 Ton de Agua} = \frac{1758.75}{1} = 1758.75 \text{ Mt}^3$$

$$1758.75 \text{ Mt}^3 \times \frac{35.3 \text{ ft}^3}{1 \text{ Mt}^3} = 62.083.88 \text{ ft}^3,$$

Volumen de la pulpa en 703.5 Ton. de Mineral = 69,387.8 ft<sup>3</sup>.  
 Sustituyendo en la fórmula tenemos:

$$N = \frac{69.387.8 \times 14}{1440 \times 50} = 13.5 \text{ Celdas}$$

Celdas instaladas: 14

CALCULO LIMPIADORA DE ZINC: 1a. LIMPIA. 2  
81

DATOS:

Tonelaje a tratar: 140.88 Ton/24 Hrs.

Dilución de la pulpa: 3.1

Tiempo de Flotación 7 Min.

Volumen de las celdas

Denver Sub - "A" : 50 ft<sup>3</sup>/celda

Gravedad específica del mineral : 4.1

Volumen de 140.88 Ton. de Conc. Primario =  $\frac{140.88}{4.1} = 34.36 \text{ Mt}^3$

$$34.36 \text{ Mt}^3 \cdot \frac{35.3 \text{ ft}^3}{1 \text{ Mt}^3} = 1212.9 \text{ ft}^3$$

Volumen de 422.64 Ton. de Agua =  $\frac{422.64}{1} = 422.64 \text{ Mt}^3$

Volumen de la pulpa en 140.88 Ton. de Mineral = 16,132.1 ft<sup>3</sup>.  
Sustituyendo en la fórmula tenemos:

$$N = \frac{16.132.1 \times 7}{1440 \times 50} = 1.57 \text{ celdas}$$

Celdas Instaladas = 4

Nota: En la misma forma se calculan las celdas para la 2a. Limpie.

VII.- PRUEBAS DE FLOTACION Y PREPARACION DE MUESTRAS EN EL LABORATORIO METALURGICO.

MUESTRA: REBAJE 6.600

FACTORES IMPORTANTES

- 1.- Presencia de sales solubles
- 2.- Tiempo óptimo de molienda
- 3.- Tiempos de acondicionamiento y flotación en cada circuito
- 4.- Cantidades de reactivos adicionados en cada punto
- 5.- Preparación de muestras para ensayo
- 6.-Generales

1.- PRESENCIA DE SALES SOLUBLES.

Se hicieron 6 pruebas para tratar de ver si la carga contiene o no sales solubles. Cada prueba se hizo con 50 gr. de muestra y 15 ml. de agua. Las tres primeras se hicieron con agua destilada y las tres últimas con agua corriente.

En todas las pruebas se agregó  $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$  al 10% (0.1 N) y se formó un precipitado blanco. En las pruebas con agua destilada hubo bastante menos precipitado que en las pruebas con agua corriente. Esto es debido desde luego a que el agua corriente ya lleva muchos reactivos en cantidades considerables, agregados en la flotación.

La presencia de sales solubles en el agua corriente se chequeó poniendo  $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$  en agua de la llave y hubo bastante precipitado, también blanco.

Este factor es muy importante, ya que afecta en forma directa el resultado de una prueba de flotación. Se hicieron --



-tres o cuatro pruebas de molienda en el molino experimental - y se encontró que el tiempo óptimo de molienda es de 14 minutos, con la siguiente granulometría:

Malla	% Peso
40	2.1
48	1.8
65	3.3
100	9.9
150	6.8
200	11.3
-200	64.8
	<u>100.0</u>

Para ciertos tipos de material, es conveniente conocer la distribución de valores en la granulometría, para poder hacer una mejor recuperación. Para esto se hace el ensaye por tamaños clasificados a una molienda.

### 3.-TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION EN CADA CIRCUITO.

Los tiempos de acondicionamiento, tanto para el cobre como para el zinc es de 10 minutos. Los tiempos para el cobre primario, cobre secundario, primera y segunda limpieas de cobre, zinc primario, zinc secundario, primera y segunda limpieas de zinc, varían de acuerdo a lo que va sucediendo en cada etapa de la prueba.

Los tiempos aproximados por ciclos, son los siguientes:

PRIMER CICLO	TIEMPO (min.)
Acondicionamiento Cu	10
Primaria de Cu	4
Secundaria de Cu	2
1a. Limpia de Cu	2
2a. Limpia de Cu	2
Acondicionamiento Zn	10
Primera de Zn	4
Secundaria de Zn	2
1a. Limpia de Zn	2.5
2a. Limpia de Zn	2.5

SEGUNDO CICLO	TIEMPO (min.)
Acondicionamiento Cu	10
Primaria de Cu	4
Secundaria de Cu	2
1a. Limpia de Cu	2.5
2a. Limpia de Cu	2.5
Acondicionamiento de Zn	10
Primaria de Zn	4.5
Secundaria de Zn	2
1a. Limpia de Zn	3
2a. Limpia de Zn	3

TERCER CICLO	TIEMPO (min.)
Acondicionamiento de Cu	10
Primaria de Cu	6
Secundaria de Cu	
1a. Limpia de Cu	3
2a. Limpia de Cu	3
Acondicionamiento de Zn	10
Primaria de Zn	6
Secundaria de Zn	
1a. y 2a. Limpia de Zn	4

## OBSERVACIONES.

Los tiempos en el 3er. ciclo son muy variables, de --  
pendiendo de que tanto se hayan recatgado los circuitos, sobre  
todo el del zanc. Normalmente acontece que hay que flotar un -  
tiempo mayor de 4 minutos en la 2a. Limpia de zinc, salvo que -  
se haya tenido mucho cuidado de no recargar este circuito. Es -  
to depende mucho de la experiencia y pericia del operador de --  
pruebas de flotación.

4.- Cantidades de reactivos adicionadas en cada tiempo de una -  
prueba:

	REACTIVOS (ml.)						
	COMPLEJO	AF70	NaHSO <sub>3</sub>	CuSO <sub>4</sub>	NACN	ZnSO <sub>4</sub>	R-1
Molienda			8			10	
Acond. de Cu		1					
Primaria Cu							
Secundaria Cu							
1a. Limpia Cu	1.4						
2a. Limpia Cu	.9						
Acond. Zn		1		8			
Primaria Zn							
Secundaria Zn							
Prim. Limp. Zn					1.8		
Seg. Limpia Zn					.9		
SEGUNDO CICLO							
Molienda			8			10	
Acond. de Cu		1					
Prim. de Cu							
Secundaria Cu							
1a. Limpia Cu	1.7						
2a. Limpia Cu	.8						
Acond. Zn		1		8.5			
Prim. Zn							
Sec. Zn							
1a. Limp. Zn					1.4		

## TERCER CICLO

## REACTIVOS (ml.)

	COMPLEJO	AF70	NaHSO <sub>3</sub>	CuSO <sub>3</sub>	NaCN	ZnSO <sub>4</sub>	R-34
Molienda			8			10	
Acond. Cu		I					1.43
Prim. Cu							
Secund. Cu							.3
1a. Limp. Cu	1.7						
2a. Limp. Cu	.8						
Acond. Zn		I		8.5			2.5
Prim. Zn							.2
Sec. Zn							.2
1a. Limp. Zn					1.4		
2a. Limp. Zn					.8		

## Observaciones:

Observando las cantidades de reactivos utilizados en el circuito de Zn del 3er. ciclo. Podemos notar que estaba bastante cargado dicho circuito, ya que hubo necesidad de usar mayor cantidad de R-343 para obtener todo el Zn, sobre todo el Zn - - greso que fué el que más problemas dió en todas las pruebas realizadas.

Por lo que toca al circuito de Cu en todas las pruebas realizadas, no hubo mayor problema. Se vió siempre un poco sucio y se hubiera agregado un poco más complejo, probablemente se habría limpiado mucho. Esto último no se hizo en ninguna de las pruebas.

Hay que hacer notar aquí nuevamente, que aunque 4 de las pruebas se hicieron con el mismo material, cada pulpa es un problema diferente, y como tal debe tratarse. No podemos establecer un standard, ya que de prueba a prueba hay variaciones notables. El hacer con cuidado las tentaduras, y el guardar en mente el comportamiento en la prueba anterior del mineral, son dos buenas bases para mejorar los resultados.



## 5.- PREPARACION DE MUESTRAS PARA ENSAYE.

Tres cosas muy importantes hay que considerar al preparar una muestra para ensaye:

- a).- Temperatura de Secado
- b).- Muestreo representativo
- c).- Afinación

### a).- Temperatura de Secado.

Debido a que los minerales sulfurados son fácilmente oxidables, la temperatura de secado de los concentrados de cobre y zinc (en nuestro caso), debe establecerse entre 105 y 110 C<sup>o</sup>, para evitar una oxidación que alteraría nuestra muestra y nos llevaría a resultados metalúrgicos erróneos.

### b).- Muestreo representativo:

El método de muestras llamado de "Cono y Cuarteo" puede utilizarse, pero quizá no es el más adecuado para pequeñas cantidades de material, como ocurre en el laboratorio Metalúrgico para los Concentrados que se obtienen.

La forma que se muestra aquí, es mediante el uso de una tela ahulada cuadrada o rectangular. Se deposita en ella el Concentrado que se va muestrear y se homogeneiza lo suficiente tomando la tela por las esquinas. Con una espátula se toman pequeñas porciones de todo el cuerpo del mineral, y se envía la ensaye.

### c) Afinación:

El afinado del concentrado que no pasa la malla 150, se hace en el metate. Aunque se dispone de un pulverizador eléctrico, no se afinan aquí los Concentrados, debido al efecto de fricción que existe entre los discos metálicos del equipo, lo cual genera mucha temperatura que originan cambios en la constitución de la muestra y esto se confirma, ya que al hacerlo hay presen-

-cia de "metálicos" en el producto que se trató de pulverizar - por este medio.

**Observaciones:**

La cantidad de muestra que se envía a ensayo depende de la cantidad material disponible. Normalmente los productos de una prueba cerrada, son cantidades pequeñas, y por ello se envía en ocasiones menos cantidad que en el muestreo normal de embarque.

De todos los factores mencionados en este reporte, depende el éxito de una prueba. La exactitud, la limpieza, la observación, el anotar los sucesos más importantes, son la clave para la buena formación del criterio del metalurgista, ya que el descuidar algún detalle, puede llevarlo a resultados totalmente equivocados.

El estudio detenido de lo anotado en una prueba nos puede marcar la pauta para mejorar los resultados en la siguiente prueba. Checar nuestras observaciones con el ensayo y los resultados es algo que debe hacerse con cuidado y debe ser la forma en que se forma el criterio.

## VIII.- ANALISIS QUIMICO

Los métodos de análisis químico para determinar los elementos que acompañan a los concentrados de Cobre y Zinc son los siguientes:

### METODO GENERAL PARA DETERMINACION DEL ZINC -EXTRACCION POR TIOCIANATO- EDTA.

#### Principio del Método:

Este método está basado en la solubilidad del tiocianato de Zinc,  $Zn(CNS)_2$  en Metil Isobutil Cetona. El zinc extraído, libre de interferencias, es vuelto a extraer hacia una solución de hidróxido de amonio y cloruro de amonio y titulado cuantitativamente con Etilendiamino Tetraceto disódico, mejor conocido como EDTA.

#### Interferencias : Ninguna

#### Reactivos:

Solución estándar de EDTA: 0.05 M. Disuelva 18.6 gm de sal EDTA disódico en agua, y diluya hasta un volumen de 1000 ml. También puede usarse aquí la solución de EDTA para plomos altos; es casi de la misma fuerza y puede estandarizarse fácilmente como sigue: Disuelva 100-150 mg de zinc puro en 5 ml de ácido HCl al 20%, agregue 5 ml de ácido  $H_2SO_4$  (1-1) y haga a volumen de 50-60 ml con agua.

En un embudo separador, se lleva la extracción como por muestra y continúe como en el procedimiento de titulación para muestra.

Tiocianato de amonio, R.A. : 500 gm en 1000 ml de agua.

Fluoruro de amonio, R.A. : 250 gm en 1000 ml de agua.

Metil isobutil-cetona: 4-metil-2-pentanona (práctico).

"Bufere" (fijador del pH) de 10.0: Disuelva 54 gm de cloruro de amonio en agua, agregue 350 ml de hidróxido de amonio -

concentrado,  $\text{NH}_4\text{OH}$ , y diluya a 1000 ml con agua.

Cianuro de potasio, R.A. : 100 gm en 1000 ml de agua.

Formaldehido: 37% R.A.

Indicador E.B.T.: Disuelva 200 mg de indicador negro - de Eriocromo T (Eastman Kodak P 6361) en 50 ml de partes iguales de alcohol etílico y trietanolamina (2,2', 2" nitrilotrietanol)

Solución para lavar: Mezcle 100 ml de tiocianato de amonio,  $\text{NH}_4\text{CNS}$  (500/1000 ml), 50 ml de fluoruro de amonio,  $\text{NH}_4\text{F}$  -- (250.1000 ml) y 350 ml de agua. Agregue 15 ml de ácido  $\text{HCl}$ . Mezcle.

Acido ascórbico.

Tiourea, R.A. Cristales o una solución saturada.

NOTA: Las soluciones de fluoruro de amonio, cianuro de potasio, y la usada para lavar deben ser guardadas en frascos de plástico.

### Procedimiento:

- 1). Pase una muestra que contenga de 50 a 150 mg de zinc a un vaso de 400 ml. o a un matraz de forma de pera para cobre.
- 2). Disuelva en los ácidos adecuados. Llevándolo finalmente a humos de ácido  $\text{H}_2\text{SO}_4$  con exceso de 3-4 ml de ácido sulfurico. 10 ml de  $\text{HCl}$ , 5 ml de  $\text{HNO}_3$  y despues de hacer la solución, 10 ml de ácido sulfúrico (1-1) es una buena combinación.
- 3). Enfría. Agregar 30-40 ml de agua y hervir 1-2 minutos.
- 4). Filtrar a un embudo separador de 500 ml, lavando el precipitado de modo que el volumen del filtrado más el del lavado sea 50-60 ml.



- 5). Agregue 30-35 ml de tiocianato de amonio (500/1000 ml).
- 6). Agregue suficiente fluoruro de amonio (250/1000 ml) para decolorar la solución, y luego un exceso de - 5-6 ml.
- 7). En caso de que persista un color rojizo, agregue 1-2 gm de tiourea.

Análisis de rutina por zinc:

- 8). Agregue 200 ml de metil iso-butil cetona al embudo separador y agite fuertemente durante 30 segundos.
- 9). Quite y deseche la capa de abajo. Deje que se haga bien la separación.
- 10). Agregue 20 ml de solución de lavar y agite fuertemente durante 15 segundos. Deseche la capa de abajo. Repitase el lavado solamente si las muestras son altas en cadmio.
- 11). Agregue 20 ml de fijador de pH, 10 y 30 ml de agua al embudo separador. Agite fuertemente por 15 segundos, quite la capa de abajo, recibiendo la en un vaso de 400 ml.

Nota: Esto separa al Zn de la capa de MIBK y lo pasa a la capa de agua.

- 12). Agregue 30 ml de agua y 10 ml de fijador de pH, 10 al embudo separador y agite fuertemente durante 15 segundos. Junta la capa de abajo en el mismo vaso de 400 ml.
- 13). Repita el paso 12, usando 20 ml de agua solamente.

14).- Agregue 15-40 mg de ácido ascórbico al vaso de 400 ml, 10 ml de solución de cianuro de potasio y 5-6 ml de trietanolamina.

15).- Agregue 3-4 gotas de EBT. si la solución es roja, agregue KCN hasta que cambie a azul. (No pasar de 15 ml de KCN en total).

16). Agregue formaldehído de 0.5-1.0 ml en cada vez, titulando Zinc liberado con EDTA hasta un punto final azul. (Se alcanza el punto final cuando una adición de formaldehído no cambia el color azul a rojo. Generalmente se requieren de 4-5 ml de formaldehído).

#### Cálculos:

Estandarización del EDTA:  $\frac{A}{B}$  es igual a F

En donde A= mg de Zinc

B= ml de EDTA usado para titular.

F= factor =  $\frac{\text{mg Zinc}}{\text{ml EDTA}}$

Cálculo del ensayo de la muestra:

$\frac{B \times F}{C} \times 100 = \% \text{ Zinc}$

En donde B= ml de EDTA usado

F= Factor de EDTA (mg/ml EDTA)

C= Peso de muestra usada, en mg.

#### NOTAS:

- 1). La cantidad de muestra usada no debe titular más que 50 ml de la solución de EDTA. Con titulaciones hasta 50 ml se obtiene mejor exactitud. En muestras que contienen altas cantidades de fierro y cobre puede ser necesario hacer una separación preliminar de ellos.

- 2). La adición de tiourea en el paso (3) Antes de la solución de fluoruro de amonio le permitirá mantener el fierro en solución, cuando hay mucho cobre presente.
- 3). Hay que tener presente que el MIBK se puede usar 3 o 4 veces, pero el volumen usado para cada extracción tiene que ser de 200 ml. Debe ser filtrado por papel filtro antes de usarse otra vez.
- 4). Debe evitarse la pérdida de gotas del tubo del embudo separador cuando se quita la capa de abajo por primera vez, (paso # 5) porque el Zinc está a un volumen de solución concentrada.
- 5). Los estándares de Zinc deben ser llevados a cabo por el procedimiento de extracción.

La solución de EDTA es la misma que se usa para las determinaciones de plomo.

Como la agitación de la solución antes y durante la titulación es bastante importante, conviene el uso de un agitador magnético con luz. Se facilita el trabajo y se ahorra tiempo y fuerza.

METODO CORTO, DIRECTO (SIN SEPARACION) PARA COBRES VOLUMETRICOS**Principios:**

Una cantidad determinada de muestra se disuelve en ácido perclórico, ahumando bien la solución, se agrega ácido sulfúrico y agua. Hierva bien la solución hasta disolver las sales solubles y precipitar el sulfato de plomo. Se filtra, recibiendo el líquido filtrado en vaso de 400 ml. Se agrega fluoruro de sodio o amonio en cantidad suficiente para hacer un complejo de fierro evitando su precipitación con hidróxido de amonio. Luego agregue suficiente hidróxido de amonio hasta alcanzar el color azul de cobre-amonio. Agregue ácido acético como de costumbre. Se enfría y se titula con una solución estandarizada de tiosulfato.

Se debe notar que este método es muy rápido, y aparte de ciertas limitaciones, es el método más exacto para la determinación de cobre.

No se hace ninguna separación de Cobre. Se eliminan los pasos de precipitación, filtración e ignición. La poca manipulación de este método da lugar a los menos errores posibles que hay en el método regular de separación.

**Reactivos:**

Fluoruro de amonio,  $\text{NH}_4\text{F}$ , R.A. cristales.

Fluoruro de Sodio,  $\text{NaF}$ , R.A. polvo

Acido Perclórico,  $\text{HClO}_4$ , R.A. 70-72 %

Solución de tiosulfato de sodio: 20 gm de tiosulfato de sodio disueltos en 1000 ml de agua dan una solución en la que 1.0 ml =  $\frac{1}{2}$  5.0 mg de Cu. Mezcle bien y deje en reposo uno o dos días antes de usarse. Mientras más tiempo respese, más estable será la solución. Agregando 12 bolitas de hidróxido de sodio a 18 litros de esta solución ayudará a estabilizarla.

Indicador de almidón: haga una pasta de 2 gm de almidón en 25 ml de agua, ponga 500 ml de agua hirviendo y agítela. Después de enfriar, agregue 1-2 ml de cloroformo para prevenir acción bacterial.

Procedimiento:

1). Cambie una cantidad de muestra que contenga de 100 a 300 mg de cobre a un vaso de 250 ml. Agregue 1012 ml de ácido  $\text{HClO}_4$ . Se calienta suavemente hasta disolución completa, luego ahumando. Termine ahumando sobre un mechero de gas por unos 30 segundos.

2). Enfríe el vaso un poco antes de agregar 75-100 ml de agua y 5-10 ml de ácido  $\text{H}_2\text{SO}_4$  (1-1). Hierva la solución suficiente para poner en solución el cobre. Enfríe bien para permitir que el insoluble y  $\text{PbSO}_4$  puedan asentarse bien.

3). Filtre la solución, recuperando en el papel filtro la materia insoluble y el  $\text{PbSO}_4$ , recibiendo el líquido filtrado en un vaso de 400 ml. Lave bien el papel filtro.

4). Aumente el volumen del líquido filtrado a 150-200 ml con agua. Agregue 1-10 gm de fluoruro ( $\text{Na}$  o  $\text{NH}_4$ ). La experiencia pronto le indicará la cantidad de fluoruro que se necesita. El color verdoso de la solución desaparece cuando el complejo de fierro está formando completamente, dejando solamente un color azul.

5). Agregue cuidadosamente  $\text{NH}_4\text{OH}$  hasta que el radical púrpura-azul de cúprico amoniacal apenas se desarrolle. Agregue 5-10 ml de ácido acético dejando enfriar hasta el momento de titular.

6). Agregue 5-10 gm de yoduro de potasio o sodio ( $\text{KI}$  o  $\text{NaI}$ ) (Se puede usar el grado U.S.P.) a la solución, y titule -- con una solución estándar de tiosulfato de sodio al punto final normal, usando una solución fresca de almidón como indicador.

7). Debe estandarizarse la solución de tiosulfato tratan do una cantidad de cobre puro de la misma manera como de la mues tra. La titulación debe ser aproximadamente el mismo número de milímetros gastados por el estándar y por la muestra para máxima exactitud.

Calculos:

Estandarización de la solución de tiosulfato.

$$F \text{ o factor} = \frac{A}{B}$$

donde A = mg de cobre pesado

y B = Volumen (ml) de solución usada para la titulación.

$$F \times T \times 100 = \% \text{ de Cu}$$

donde F = Factor

T = Volumen (ml) de solución.  
usada para la titulación

c = peso (mg) de ma muestra.

Calcule el valor de la solución. Tal valor puede ajustar se de manera que 1.0 ml = 5.0 mg de Cu.

NOTAS:

- 1). Acido perclórico ahumando puede ser peligrosamente explosivo. Debe usarse con todas las precauciones de seguridad, y en una campana construida de manera de evitar este peligro.
- 2). Agregando un po o de  $\text{HNO}_3$  con el  $\text{HClO}_4$  evitará cual quier peligro por contacto de materia orgánica con el  $\text{HClO}_4$ .
- 3). Se recomienda el uso de un poco de ácido HF a las muestras de altas cantidades de  $\text{SiO}_2$ . Cantidades -- grandes de arsénico y antimonio se pueden eliminar,

agregando ácido bromhídrico (HBr) al ácido  $\text{HClO}_4$  ahumando. Hay que quitar el vaso del calor antes de hacer eso.

- 4). La disolución de una muestra de sulfuro y la ahumada rápida que sigue necesitará únicamente la cuarta parte -- del tiempo gastado con el tratamiento convencional con varios ácidos.

Ha sido posible que nuestro laboratorio use esta disolución con  $\text{HClO}_4$  para varios minerales y la mayor parte de subproductos de planta. Se ha demostrado que para los sulfuros no hay mejor manera para efectuar la solución.

No hay peligro de pérdida física de la solución o de la muestra agregando agua caliente a la solución caliente de ácido  $\text{HClO}_4$  ahumada, no hay pérdida de tiempo como en el caso de ahumar con ácido  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

- 5). Se desarrolla este método mejor, ahumando con ácido  $\text{HClO}_4$ . En caso de que no sea factible ahumar con  $\text{HClO}_4$ , y es necesario ahumar con ácido  $\text{H}_2\text{SO}_4$  conviene agregar 2-3 ml de ácido  $\text{HClO}_4$  antes de ahumar con ácido  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

- 6). El ion de Fluoruro destruye el vidrio, de modo que se recomienda el uso de vasos de 400 ml de pared extra gruesa.

- 7). Usando un alto volumen de solución para titular, ayuda a notar el punto final si se agregan 2-3 gotas de solución de  $\text{AgNO}_3$ , antes de la titulación.

- 8). El ion de fluoruro forma complejo con el fierro, Agregando cantidades excesivas no tiene efecto sobre el análisis, pero si se acorta la vida de los vasos.

- 9). El método pierde algo de su exactitud en muestras menores de 7% de cobre. En muchos casos, conviene usar el método colorimétrico para muestras con menos de 7% de cobre.

**NOTA ESPECIAL:**

Aunque el uso diario del ácido perclórico puede causar un poco de descuido en su manejo, el químico nunca debe olvidar los peligros, y deberá tomar siempre las debidas precauciones en su uso.

**NOTA:**

Se puede recibir la solución filtrada del  $PbSO_4$  en un vaso de 400 ml, siguiendo las indicaciones antes anotadas para la determinación del cobre.



P L O M O.PLOMO (Pb) Peso atómico = 207.22

DETERMINACION DE PLOMO EN CONCENTRADOS, MINERALES Y MUESTRAS MISCELANEAS, POR TITULACION CON EDTA:

Como la determinación del plomo por el reactivo EDTA in volucra adelantos y mejoras considerables en el análisis del -- plomo, en comparación con el método antiguo del molibdato y el ácido tánico, es necesario analizar en forma cuidadosa los detalles del método.

La titulación de un sulfato de plomo puro con EDTA, es bastante simple y muy exacto; sin embargo, la experiencia ha de mostrado que en algunos tipos de muestras de mineral y de productos de plantas concentradoras, puede haber elementos que presenten dificultades al hacer la titulación, si no se toman en consideración y se aplican ciertas medidas para eliminar tales impurezas e vencer esas dificultades. Esto es ocasionado por alta capacidad del EDTA para reaccionar con otros elementos, o -- por los indicadores internos usados en la titulación del plomo.

Los elementos que causan más dificultades, en particu-- lar, son el Titanio y Zirconio. Estos elementos son más abundantes en los minerales de Parral y Santa Bárbara, y se presentan - en lugares adecuados, más adelante.

La determinación del plomo por EDTA es básicamente semejante a la misma operación ejecutada por el método ordinario de molibdato, con excepción de la titulación final del  $PbSO_4$ .

## REACTIVOS:

- 1). Acido Clorhídrico,  $HCl$ , R.A.1.18-1.23 dens. esp.
- 2). Acido Nítrico,  $HNO_3$ , R.A., 1.42-1.48 dens. esp.
- 3). Acido Sulfúrico,  $H_2SO_4$ , R.A., conc. y (1-1)
- 4). Acido Perclórico,  $HClO_4$ , R.A. 70-72%

- 5). Acido Bromhídrico, HBr, R.A. 48%
- 6). Acido Ascórbico, R.A., Mallenckrodt o Baker.
- 7). Bromuro de Potasio, KBr. R.A., Crist.
- 8). Perclorato de Potasio,  $KClO_3$ , R.A., Crist.
- 9). Agua de Bromo, solución saturada en agua, de Br.
- 10). Acido especial para disolver: a 1200-300 ml de  $HClO_4$ , al 72%
- 11). Acetato de amonio,  $NH_4C_2H_3O_2$ , R.A. Crist. disolver - 380 gm de sal en agua, agregar 25 ml de ácido acético y diluir a 1000 ml con agua. El pH es de  $\pm$  5.5.
- 12). Disolvente de cloruro:
 

Calentar una solución de HCl al 10% hasta 70-80°C, y saturada con cloruro de sodio, mezclar bien y enfriar.
- 13). Indicador PAN: Disolver 100 mg en 100 ml de alcohol.
- 14). Solución Cu/EDTA: Su surtirá una solución preparada a los laboratorios que la necesitan.

NOTA: Los dos indicadores anteriores ya han sido casi abandonados.

15). Indicador anaranjado de xilenol: Fisher X-15 o X-11 Matheson, Coleman y Bell también es buena marca.

Disuelva 200 mg de sal tetra-sódico en 100 ml de agua. - prepare nueva solución a lo menos una vez al mes. Use de 4-8 gotas por muestra.

16). Acido Fluobórico  $HF_4$ , 37-40%

Se presenta preparada en la forma siguiente: Agregue 25 ml de HF (49%) a 200 ml de una solución saturada de ácido bórico. Mezcle. Esta solución tiene aproximadamente 1/15 de la fuerza de la solución concentrada. Use 2-5 ml en lugar de 5-6 gotas. Guarde la solución en botellas de plástico.

17). Hexametenotetramina (Metilamina)

18). Solución de EDTA:

Para plomos de altos porcentajes: Pese 18 gm de sal disódica por 1000 ml. (1.0 ml =  $\pm$  10.0 mg de plomo). Para plomos

de bajo porcentaje: pese 4.5 gm de sal disódica por 1000 ml - - (1.0 ml =  $\frac{1}{2}$  2.5 mg de plomo).

Hay tres pasos principales para efectuar un buen análisis de plomo.

Primer paso: Hacer la disolución completa de una porción apropiada de la muestra de los reactivos - que son más apropiados.

Segundo paso: La filtración y el lavado del precipitado de  $PbSO_4$ .

Tercer paso: La disolución del precipitado de  $PbSO_4$  los reactivos adecuados, y la titulación subsecuente con una solución de EDTA de fuerza conocida.

Estos pasos deben efectuarse en el orden indicado y según el detalle expuesto bajo "procedimientos".

#### Procedimientos:

Primer paso: cambie hasta 1.00 gm de muestra fina, bien preparada (que contenga no más de 400 mg de plomo) a un vaso de 400 ml (en los trabajos rutinarios diarios pueden usarse vasos de 250 ml en muchos casos). Agregue 5 ml granitos de carburo de silicio # 14, o de un producto similar. Esto ayuda a evitar sacudidas en los pasos frecuentes de disolución y ebullición.

Hay tres combinaciones apropiadas de reactivos para efectuar la disolución completa de la muestra.

a) La combinación usual de HCl y  $HNO_3$ , con unas de HF y un poco de  $KClO_3$  cuando sea necesario agregar estos últimos. -- Después de efectuar la solución, agregue 25 ml de  $H_2SO_4$  (1-1) y lleve hasta ahumar. En casos necesarios agregue cantidades pequeñas de HBr o KBr para separar el As y el Sb antes del ahumado final. Enfríe. Agregue 75-90 ml. de agua, de 2-3 ml de  $H_2O$ .

de 2-3 ml de  $H_2O_2$  y un poco de pulpa de papel filtro. Hierva suavemente durante 7-10 minutos. Enfríe bien.

b). Dependiendo del tamaño de la muestra, agregue de 7-12 ml de  $HClO_4$ , 72%.

Si la muestra tiene Sb, As, Sn o Se, agregue de 3-5 ml de HBr o agua de  $Br_2$ .

Si es alto el contenido de  $SiO_2$ , agregue 1-3 ml de HF. Tape el vaso y póngalo en calor medio hasta que se efectúe la solución. Una vez efectuada la solución, haga el cambio a calor más fuerte hasta que el ácido  $HClO_4$  esté ahumando y refluyendo bien. Debe ahumar el contenido fuertemente por 1-2 minutos, pero debe evitarse el exceso de evaporación; deben quedar en el vaso de 4-5 ml de  $HClO_4$ . Enfríe ligeramente y agregue de 75-90 ml de agua, 5 ml de  $H_2SO_4$  (1-1), de 2-3 ml de  $H_2O_2$ , y un poco de pulpa de papel filtro

Hierva suavemente durante 7-10 minutos. Enfríe bien.

c). Agregue 25 ml de ácido especial (cuya preparación se ha dado bajo reactivos). Caliente con cuidado la solución y luego déjela ahumar fuerte. Enfríe bien. Agregue de 75-90 ml de agua, de 2-3 ml de  $H_2O_2$ , un poco de papel filtro en pulpa y hervir suavemente durante 7 o 10 minutos. Póngalo a un lado a enfriarse.

NOTA 1. Esta preparación parece dar buenos resultados, sobre todo a los químicos acostumbrados a su uso.

Segundo paso: La filtración y lavado del precipitado de  $PbSO_4$ .

Se debe enfriar bien la solución obtenida del primer paso. Después de lavar la tapa y los lados del vaso, haga el filtrado usando papel filtro. Después de vaciar el vaso y lavarlo por dentro, debe lavarse el precipitado de  $PbSO_4$  con un mínimo de agua fría no menos de 4 o 5 veces.

Tercer paso: Disolución del precipitado de  $PbSO_4$  y titulación con EDTA.

a). Usando una solución de acetato de amonio.

NOTA II. Tiene que usarse la sal de acetato de amonio. El neutralizador ácido acético con amonio no da resultados satisfactorios cuando se titula con EDTA (Parece deberse esto al pH.)

Es preferible lavar directamente del papel filtro al vaso original el precipitado de  $PbSO_4$  con un mínimo de agua, despegar el papel poniendolo en el vaso. Agregue de 15 a 35 ml de la solución preparada de acetato de amonio, según la cantidad de plomo contenida en la muestra. Tape y hierva suavemente durante 2-3 minutos. Diluya a 250-300 ml con agua caliente y ponga a hervir suavemente durante 5-10 minutos más.

Titule con EDTA de fuerza apropiada, usando indicador anaranjado de xilenol, 4-5 gotas, o usando indicador PAN, más 2 gotas de solución Cu/EDTA. Con ambos indicadores, el cambio de color al final es rojo o amarillo limón. El departamento de investigaciones prefiere el uso del anaranjado de Xilenol.

b). Por medio del disolvente de cloruro.

Este reactivo está indicado especialmente para muestras que contienen bario, bismuto o calcio en altas cantidades.

#### PROCEDIMIENTOS NORMAL DE TITULACION:

Después de pasar el precipitado de  $PbSO_4$  al vaso original, como se indica en (a), agregue 50 ml de disolvente de cloruro de amonio. Hierva suavemente durante 3-5 minutos. Quite el vaso del calor y agregue inmediatamente agua caliente hasta completar un volumen de 300 ml.

NOTA III. No es necesario el uso de agua caliente, aunque parece que da mejor punto final esta reacción, si al titu

larse se tiene la solución a una temperatura de 50-70°C.

Agregue 3-5 gotas de ácido  $\text{HBF}_4$  (37-40%) o 2-5 ml de ácido  $\text{HBF}_4$  preparado en el laboratorio y agite bien. Agregue 30-50 mg de ácido ascórbico (para reducir el Fe, si lo hay) y agite bien durante un minuto. Agregue 4-8 gotas de anaranjado de xilol. Agregue unas porciones pequeñas de 0.5-1.0 gm de hexametileno tetramina (Metilamina), agitando después de cada adición, hasta que el color cambie de amarillo a púrpura rojizo. Titule la mayor parte del plomo hasta que el indicador esté casi amarillo otra vez: en este punto agregue 1-2 gm en exceso, de hexametileno tetramina. Acabe de titular con cuidado hasta un punto final preciso de color amarillo limón.

Es importante evitar un exceso de hexametileno tetramina al principio de la titulación porque puede causar hidrólisis del plomo, condición que es indicada por la repetición del punto final. Con la última adición de hexametileno tetramina, se reduce el pH a 5.6-6.0, el cual es ideal para la titulación del plomo y de un punto final muy preciso y notable.

Para facilitar el manejo de la sal de hexametileno tetramina se sugiere poner la cantidad necesaria para las titulaciones en una cacerola de porcelana tamaño adecuado, y usar una cuchara de cuerno para hacer las adiciones apropiadas a la muestra.

Debe usarse un agitador de vidrio para cada muestra para evitar una posible contaminación, al pasar un solo agitador de vidrio de una muestra a otra.

#### TITULACION CON EDTA:

En el caso de los concentrados de plomo, que contienen cantidades apreciables de manganeso, si la muestra ha sido disuelta con  $\text{HClO}_4$ , el manganeso se precipita como  $\text{MnO}_2$  cuando la muestra es hervida con agua. Este precipitado de  $\text{MnO}_2$  es re-

cogido junto con el  $PbSO_4$  y titulado con EDTA, dando como resultado un plomo alto. Se puede evitar eso, agregando  $H_2O_2$  (3-4 gotas de 30% o 2-3 ml de 3%) a la solución en ebullición, para reducir el  $MnO_2$  a  $Mn^{+2}$ , que es soluble. Hirviendo la solución después como se explica en el Primer Paso, (a), (b) ó (c) hasta para destruir el exceso de  $H_2O_2$ .

#### ESTANDARIZACION DE LAS SOLUCIONES DE EDTA:

Deben llevarse los estándares de plomo puro de la misma manera que la muestra, usando cantidades de plomo que titulen muy cerca de las titulaciones de las muestras.

Por ejemplo: los estándares para los concentrados de -- plomo cerca de 55%, y los demás estándares para las muestras, -- cerca de 5.0 %.

Después de la estandarización preliminar de las soluciones de EDTA, estas pueden ser ajustadas por adición de agua o de sal EDTA, en cantidades apropiadas, hasta un valor exacto, -- para evitarse hacer cálculos diariamente.

#### TITULACION DE EDTA:

Parece que se consigue un punto final mejor si no se -- agrega indicador anaranjado de xilenol a las soluciones de temperaturas superiores a  $60^{\circ}-70^{\circ}C$ .

## DETERMINACION DE ORO Y PLATA EN LOS MINERALES.

## METODO DE FUSION

## INTRODUCCION:

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

Por último, el oro se separa de la plata por disolución de ésta, en ácido nítrico diluido.

## FUNDAMENTO:

El mineral finamente molido y tamizado (100 mallas por pulgada), se mezcla en un crisol de barro refractario de capacidad adecuada, el cual debe llenarse como máximo 2-3 partes, con PbO y C (harina o azúcar) y un escorificante conveniente (borax, bicarbonato de sodio, etc.) y se funde la mezcla introduciendo el crisol en una mufla a 900 o 950°C. El C reduce durante la fusión una parte del PbO o Pb metálico, el cual se liga con los metales nobles que no se oxidan, depositándose por su peso, en el fondo del crisol, mientras la ganga y metales comunes en forma de óxidos, quedan en la escoria. El calentamiento de los crisoles no debe ser muy rápido y cuando ha cesado el ruido característico de ebullición, por el desprendimiento de gases tales como SO<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub>, vapor de agua, etc., se dejan los crisoles a fusión tranquila de 10 a 15 minutos.

Se saca el crisol de la mufla, se mueve y se golpea suavemente para asentar el plomo fundido y se vacía poco a poco en payonera caliente y recubierta previamente con ceniza de hueso.



y óxido férrico, para evitar que se pegue la fusión, se deja en friar, se separa la escoria del plomo y se martillea éste, para formar un cubo pues de este modo es fácil tomarlo con las pinzas para colocarlo en su copela respectiva, la cual ha sido numerada con los crisoles antes de meterse al horno, en el horno se llevan a sequedad completa.

#### COPELACION:

Después de colocados los plomos en sus respectivas copelas, se cierra la puerta del horno unos 2 minutos, si es necesario y se abre enseguida para que una vez fundida la liga de Pb, Au y Ag, entre oxígeno suficiente y se oxide el Pb. Parte del  $PbO$  es absorbido por la copela y parte se volatiliza, quedando en la copela un régulo de metales nobles. Los humos que se desprenden en la copelación, sirven para indicarnos si es correcta la temperatura de operación, pues si ascienden rápidamente, es alta, si descienden y se condensan en las copelas, es baja; una velocidad regular nos indica una buena temperatura.

El régulo, debe sacarse con cuidado de la copela, para evitar "el galleo de la plata" que se presenta con frecuencia cuando el botón es grande.

Los régulos se retiran de las copelas cuando se enfrían con pinzas finas y se limpian sobre un cepillo de cerdas duras, quedando listos para ser pesados.

#### APARTADO:

Una vez pesados los régulos de plata mixta, se atacan con  $HNO_3$  diluido 1:5, en crisolitos de porcelana barnizada, de 10 o 15 c.c. de capacidad hasta disolverlos totalmente; se decanta el  $AgNO_3$  con cuidado y se lava 2 o 3 veces con agua destilada; se secan los crisoles y su contenido, se calcinan y una vez frío el oro, se pesa en balanza de "Cros".

Se calculan los porcentajes para hacer el reporte de la determinación.

**REACTIVOS:**

Oxido de plomo.  
Bicarbonato de sodio.  
Tetaborato de sodio  
Harina.  
Nitrato de Potasio  
Acido Nitrico (dil. 1:5)  
Ceniza de hueso u óxido férrico

**APARATOS:**

1 Horno de Mufia con pirómetro.  
1 Balanza de "Oros"  
2 Crisoles de porcelana barnizada  
1 Pinza para régulos.  
1 Pinza para copels.  
1 Pinza para crisol de barro.  
1 par de guantes largos de asbesto.  
1 Careta de plástico verde.  
1 Balanza granataria.  
6 Crisoles de barro refractario.  
1 Payonera (6 moldes)  
1 Yunque.  
1 Martillo  
1 Tamiz de 100 mallas / pulg.  
1 Molde para hacer copels.  
1 Pulverizador.

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

Aún cuando el planteamiento de este trabajo está orientado a un problema específico; la teoría y las secuencias de cálculo están dadas en forma tal, que pueden tomarse como base para cualquier otro problema de requerimientos de plantas de beneficio, siendo ésta la pretendida utilidad del presente trabajo.

Con esto se demuestra cada una de las etapas de un proceso de concentración de minerales, a la vez se da el método de cálculo en los puntos principales y se aporta la teoría básica.

Como consecuencia de lo observado en base a los cálculos damos la solución para cada una de las etapas del proceso:

a).- Quebradora.- aquí se trata de disminuir la carga de finos aumentando la eficiencia de la criba y disminuyendo así las cargas circulante y de esta manera evitar que las quebradoras se vean frecuentemente saturadas.

b).- Molino.- En molienda se llegó a la conclusión que la revisión constante, buena lubricación y buen montaje aseguran un buen funcionamiento y alta eficiencia.

c).- Cribado.- Con respecto a las cribas concluimos que es imposible predecir la eficiencia de la criba bajo un conjunto de condiciones nuevas, basadas en la eficiencia actual de la criba y bajo condiciones conocidas y además de que no se puede hablar de un método estándar para dicho cálculo, dado que para determinarlas normalmente se usa laboratorio y las cribas y tamices usados manualmente, no corresponden en abertura y diámetros de alambres a las que verdaderamente hay en las cribas.

d).- Celdas de Flotación.- En el cálculo de las celdas de flotación, los factores que intervienen son complicados y no fácilmente susceptibles, y llegamos a la conclusión de que mediante ensayos con aparatos de laboratorio puede determinarse ciertos números de datos suficientes para servir de guía en los cálculos.

BIBLIOGRAFIA.

- 1.- Teoría y Prácticas de Trituración y Molienda  
Ing. Luis Espinosa de León (Director)  
Comisión de Fomento Minero, 1972,
- 2.- Handbook of Ore Dressing: Arthur F. Taggart,  
John Wiley and Sons, Inc. New York, 1964
- 3.- Principles of Mineral Dressing: A.M. Gaudin Mc Graw  
Hill  
Book Company, New York and London, 1967.
- 4.- Flotation: V.A. Glembotskii, V.I. Klassen and I.N.  
Plaksin primary Sources, New York, 1963.
- 5.- Flotation: A.M. Gaudin, Mc Graw Hill Book Company,  
Inc. New York, 1932.
- 6.- Manual Cyanamid de productos químicos para la Minería:  
Publicación de Cyanamid de México, S.A. de C.V. 1970
- 7.- Denver Equipment Index: Denver Equipment división.  
Denver, Colorado, 1968.
- 8.- Manual de Laboratorio, Asarco Mexicana S. A.  
1969, George J. Abel Jr.  
Edwin j. Paytón  
Metodo Analitico para determinaciones Cuantitativas.