
FACULTAD DE QUIMICA

U.N.A.M.

**Entrenamiento Profesional para Metalurgistas
en la Cía. Minera Asarco Mexicana, S. A.**

Informe de la Práctica Profesional
Que para obtener el título de:
Ingeniero Químico Metalúrgico
p r e s e n t a :
CARLOS HECTOR LINARES ENRIQUEZ

México, D. F.

1974





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.

M-1609

CLAS. TESTS
ADQ. 1974
FECHA 1974
PROC. MT-164



QUIMICA

A mis Padres:

Felipe Linares López
Esperanza E. de Linares

Con agradecimiento, respeto y cariño.

A Rosy:

Por su ayuda y comprensión

A mi Hijo

A mis Hermanos:

Felipe,
Sergio,
Araceli,
Edgar y
Mario

A mis Compañeros y Amigos

A mis Maestros:

En agradecimiento a sus enseñanzas.

A los Señores:

Rubén Tello F.

Víctor Ramírez R.

Ing. Alfredo Arriaga L.

Ing. Marco A. Chamorro D.

En agradecimiento a su valiosa y
desinteresada colaboración.

A mi Escuela

A la Cía. Asarco Mexicana, S.A.

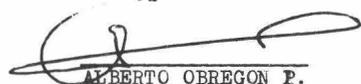
JURADO ASIGNADO INICIALMENTE

PRESIDENTE:	PROF. MANUEL GAVIÑO RIVERA
VOCAL:	PROF. ALBERTO OBREGON PEREZ
SECRETARIO:	PROF. KURT H. NADLER CUNDEISHEIRMER
1er.SUPLENTE:	PROF. CARLOS ARANGO SOLORZANO
2o. SUPLENTE:	PROF. ENRIQUE MARTINEZ MARTINEZ

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA: UNIDAD SAN MARTIN, ZACATECAS



LINARES ENRIQUEZ CARLOS HECTOR
SUSTENTANTE



ALBERTO OBREGON P.
ASESOR DEL TEMA.

I N D I C E

	Pág.
I.- INTRODUCCION	1
II.- GENERALIDADES.	2
III.- ADIESTRAMIENTO	5
1.- Departamento de Geología.	5
2.- Departamento de Molino	15
2a.- Almacenamiento y trituración de mineral	
2a1.- Tolva de gruesos	
2a2.- Bandas Transportadoras	
2a3.- Cribas	
2a4.- Quebradoras	
2a5.- Tolva de finos	
2b.- Molienda y Clasificación	
2b1.- Cálculo del Molino de Bolas	
2b2.- Clasificador	
2c.- Acondicionamiento y Flotación	
2c1.- Cálculo de Acondicionadores	
2c2.- Cálculo de Celdas	
2d.- Espesamiento y Filtrado	
2d1.- Cálculo de Espesadores	
2d2.- Cálculo de Filtros	
2e.- Flujo de Jal y Recuperación de Agua	
2e1.- Presa de Jales	
2e2.- Recuperación de Agua	
2f.- Muestreo	
2f1.- Muestreo de Cabeza de Tolva	
2f2.- Muestreo de cabeza de flotación	

2f3.- Muestreo de Concentrados

2f4.- Muestreo de Carros

2f5.- Muestreo de Colas Finales

2g.- Laboratorio Metalúrgico

2gl.- Pruebas Metalúrgicas

2h.- Oficina de Molino.

IV.- CONCLUSIONES	80
BIBLIOGRAFIA	81

CAPITULO I

INTRODUCCION.-

La Compañía Minera Asarco Mexicana, S.A., ofrece la oportunidad a pasantes de alguna carrera profesional con experiencia o aún sin ella para que se desarrollen dentro de la industria en su especialidad. Realmente la oportunidad que ofrece esta compañía es magnífica ya que una vez terminados los estudios profesionales se enfrenta uno, a una serie de obstáculos que derivan precisamente por la falta de experiencia.

En el caso concreto para pasantes de Ingeniero Metalúrgico, Ingeniero químico Metalúrgico, Ingeniero Químico o Ingeniero de Minas y Plantas de Beneficio, la empresa a través del departamento de Molino de cada Unidad a elaborado un programa de adiestramiento, enfocado a la labor que desempeña el metalurgista en la Industria Minero-Metalúrgica, el cual tiene una duración de 6 meses, siendo éste flexible de acuerdo al aprovechamiento de cada pasante.

Este adiestramiento se llevó a cabo en la Unidad San Martín en forma Teórico-Práctica, ya que esta unidad cuenta con una extensa bibliografía que proporciona datos suficientes para conocer el diseño, operación y mantenimiento de instalaciones, maquinaria y equipo con que cuenta la planta de beneficio, en cuanto a los datos prácticos, se obtuvieron en base a pruebas y muestreos de puntos estratégicos del proceso.

Los fines que persigue la compañía al impartir dicho adiestramiento, es contar con profesionistas capacitados para resolver en un momento dado los problemas inherentes a su trabajo.

C A P I T U L O I I

GENERALIDADES.-

El presente adiestramiento se llevó a cabo en la Unidad San Martín, propiedad de la Compañía Minera Asarco Mexicana, S.A.

La Unidad San Martín se encuentra localizada en la parte NW de la población de Sombrerete, Zacatecas. Tiene una elevación de 2,585 mts. sobre el nivel del mar y su situación geográfica es de 20° 37' 20" latitud norte y 103° 37' 57" longitud oeste con respecto al meridiano de Greenwich.

Sombrerete posee en la actualidad magníficas vías de comunicación, pues está ligado con la capital de la república y con el resto de las ciudades de mayor importancia del país por medio de la carretera Internacional Ciudad Juárez-México-El Ocotil. Sombrerete está situado a 918 Kms al NW de la Ciudad de México, sobre la misma carretera en el Km 928 o sea a 10 Kms de Sombrerete, hay una desviación al SW, es un camino transitable en toda época del año, a 6 Kms a partir de la desviación, se encuentra la Planta de Beneficio de la Unidad San Martín.

Por medio de la Vía Ferrea de Felipe Pescador a Durango que entronca con el FFCC México-Ciudad Juárez en el Km 814, Sombrerete se encuentra también comunicado con toda la república. La distancia de Felipe Pescador al entronque de Sombrerete es de 115 Kms y de éste último a la estación de sombrerete 9 Kms por lo que la distancia de México, D.F. a Sombrerete es de 938 Kms.

El mineral San Martín se encuentra localizado 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 a S y SE de las sierras de Yegual, Capaderos, Parras y Viesca. Estas sierras se desprenden de la Sierra Madre Oriental, prolongándose en dirección W para unirse con los Contrafuertes Orientales de la Sierra Madre Occidental.

Actualmente la planta es abastecida de Mineral únicamente por la mina San Martín, propiedad de la Compañía, la planta de beneficio tiene una capaci-

dad de **740 Tons/día**; los concentrados producidos por esta Planta son transportados por carretera. El de cobre se envía directamente en trailers a la fundición en San Luis Potosi y el de zinc hasta la estación de ferrocarril de Sombrerete, donde se almacena y se embarca posteriormente a la fundición en Nueva Rosita, Coah.

Hidrografía.-

En las planicies zacatecanas no existen, propiamente hablando, ríos, sino corrientes eventuales de carácter torrencial, ya que los arroyos que las cruzan unicamente llevan agua durante la época de lluvias. Refiriéndonos con particularidad a la región alledaña entre la ciudad de Sombrerete y el mineral de San Martín de la Noria, diremos que desde Frío hasta el mineral de la Noria, por donde pasa con dirección Este-Oeste la línea de división de las aguas, estas se vierten hacia el Norte en el río "Suchil" entre las estaciones "Canutillo" y "Gualterio".

De la vertiente oriental del "Cerro del Papantón" baja el "Arroyo de la Marta", que corre primero de poniente a oriente, torciendo después hacia el norte para unirse con el "Arroyo de San Miguel", el que uniéndose a su vez con los de "Ojo de Agua", "Arroyo Salado", "Arroyo de los Padres" y el de "El Agua Zarca", que bajan todos ellos del "Cerro de la Gloria" y de la Región poniente en la cordillera del "Airón", dan origen al importante "Arroyo de los Angeles" que es afluente del río "Nombre de Dios".

El río "Sombrerete" es afluente del río "Suchil"; pero al oriente de la ciudad de Sombrerete las corrientes de agua afluyen al "Río Grande", que es a su vez tributario del "Aguanaval".

Por lo expuesto se verá que existen tres cuencas en el distrito de Sombrerete: La de "La Noria de San Pantaleón" y "Sabinas", la que comprende los cerros de "El Papantón", "La Gloria" y Cordillera del Airón", y la de la ciudad de Sombrerete propiamente dicha.

Clima y Recursos Naturales.-

El clima del municipio de Sombrerete puede clasificarse como templado-frío.

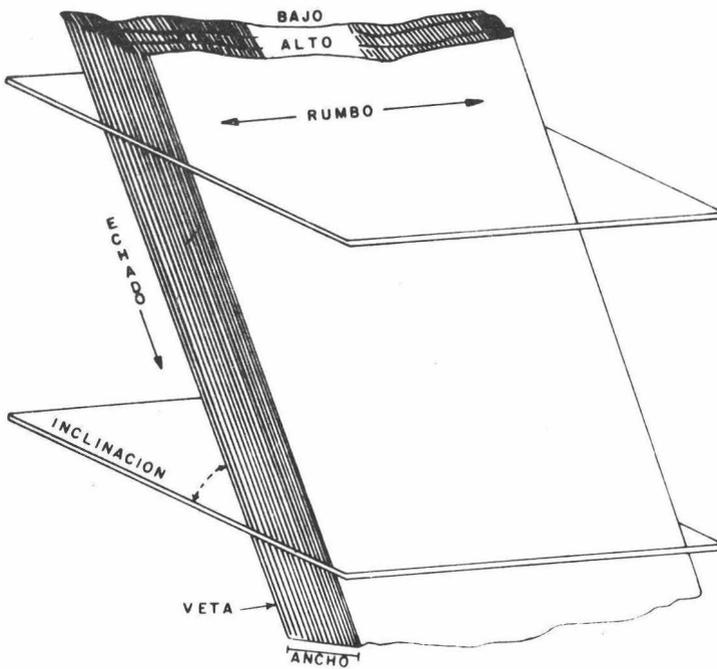
En las planicies y bajíos cuya altura no llega a más de 2200 Mts de altura, la temperatura media anual es de 15°.5C., y en las regiones montañosas cuya altura varía entre 2400 y 3000 Mts., la temperatura fluctúa entre 13°.2 C y 11°C; en los lugares cuya altitud fluctúa entre 2200 y 2400 Mts., dicha temperatura es en término medio de 14° C.

Las lluvias son, en términos generales, moderadas, las heladas y las granizas son fuertes, sobre todo en las partes altas y montañosas.

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 LW.

La vegetación de carácter desértico en lo general, pertenece por completo a la de la tierra fría, con excepción de algunos lugares en que crecen plantas de clima templado. En las montañas predomina la vegetación alpina: encinos, pinos, robles, cedro, pinabete, predominando el árbol denominado regionalmente "táscate".

DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA



U	INFORME PROFESIONAL
N	ADiestRAMIENTO PARA
A	METALURGISTAS
M	C.H. LINARES E. ABRIL 1974

III.- ADMINISTRACIÓN

1.- Depto. de Geología

Labores desarrolladas en el departamento de Geología.-

Es importante para el metalurgista el estar familiarizado con el tipo de depósito mineral, las estructuras y las asociaciones mineralógicas de la mina que abastece de mineral a la planta de beneficio en la cual desempeña sus labores. Así como también es necesario que conozca los métodos de muestreo, métodos de explotación, términos mineros, estimación de reservas etc, aún cuando estos conocimientos sean en forma somera.

El plan a seguir en este departamento de Geología fué en el siguiente orden:

- 1a.- Depósitos minerales
 - 1a1.- Vetas
 - 1a2.- Cuerpos de reemplazamiento.
- 1b.- Identificación de minerales
- 1c.- Muestreo de mina
- 1d.- Exploración
- 1e.- Muestreo de núcleos y descripción de lingotes
- 1f.- Ley media
- 1g.- Levantamientos geológicos
- 1h.- Uso del topary
- 1i.- Cálculo de reserva
- 1j.- Métodos de explotación
 - 1j1.- Método por subniveles o barrenación larga
 - 1j2.- Método por corte y relleno
 - 1j3.- Método de tumba sobre carga
- 1k.- Interpretación de planos geológicos
- 1l.- Glosario de términos mineros.

Los criaderos de San Martín son de dos tipos:

- 1a1.- Vetas
- 1a2.- Cuerpos de reemplazamiento metamórfico, asociados a las vetas.

La explotación inicial de las minas, fué en las vetas, pero conforme se avanzaba en ellas se fueron encontrando los cuerpos de reemplazamiento, de los que ahora procede la mayor parte de la producción.

Las principales vetas a partir del intrusivo, son:

San Marcial del bajo

San Marcial

Ramal Ibarra

Ibarra

Animas

El Gallo y las Víboras.

Las vetas Ibarra y Ramal Ibarra, tienen un rumbo N 45° E y echados al Noroeste.

Las demás vetas mencionadas tienen más corta extensión y son angostas, se encuentran más alejadas del intrusivo que las anteriores.

1b.- Identificación de minerales.

En orden de abundancia las menas que se identifican en la mina San Martín son:

Esfalerita, Calcopirita, Bornita, Arseno Pirita, Pirrotita, Pirita y Galena; todas ellas en una ganga de granate, en especial la variedad Grosularita, Actinolita, Tremolita, Cuarzo, Calcita y Fluorita.

En la zona de oxidación, los minerales más comunes son:

Azurita, Malaquita, Cuprita, Cerusita, Anglesita, Smithsonita, Haluros de plata, Plata nativa y limonitas de fierro-manganeso. (zona ya explotada).

Los criaderos presentan una zona muy marcada a partir del intrusivo; cerca del contacto predomina la calcopirita con menos cantidad de esfalerita; al alejarse del contacto, la esfalerita se incrementa y disminuye la calcopirita casi desaparece y aumenta fuertemente el contenido de galena y esfalerita, aparecen también, algo de estibinita.

La presencia de calcopirita, esfalerita, galena, arsenopirita, pirrotita y

granate, indica una temperatura de formación entre moderada y alta, sin que se pueda precisar la profundidad a la que se efectúa la mineralización.

1c.- Muestreo de Mina.-

El muestreo de mina o muestreo de canales, es el muestreo que se lleva a cabo en los frentes y rebajes de la mina, con el fin de conocer la ley del mineral en sus contenidos de Ag, Cu, Zn, Pb y Fe.

El mineral muestreado se obtiene por medio de cuñas las cuales hacen unas canales y es mandado al laboratorio de ensaye, donde se conoce la ley de los contenidos de Ag, Pb, Cu, Zn y Fe, y determinan si es económico o no la explotación del mineral

Las canales se hacen siguiendo la veta, cada dos metros, y en la zona de reemplazamiento, en los rebajes.

1d.- Exploración. (Métodos)

Los métodos de exploración son dos:

1d1.- Directos

1d2.- Indirectos

1d1.- Los métodos de exploración directos, son los realizados dentro del área de la mina.

1d2.- Los métodos de exploración indirectos son los que se llevan a cabo en la superficie, es decir fuera del área de la mina.

El método de exploración directo usado en San Martín es a base de barrenos de diamante, localizando por medio de cruceros y frentes, estaciones al alto de las zonas de mantos y vetas para su exploración a profundidad y amplitud lateral.

Los barrenos perforan la roca y recuperan los núcleos para mandarles al cuarto de lingotes donde se sigue un proceso para saber si el mineral explotado tiene buena ley o nó.

En esta Unidad no se lleva a cabo ningún método indirecto de exploración

le.- Muestreo de núcleos y descripción de lingotes.-

El muestreo de núcleos se lleva a cabo en el cuarto de lingotes, los núcleos o lingotes son obtenidos por medio de barrenos de diamante que son de tres diferentes diámetros:

El barreno NQ que es de mayor diámetro

El barreno AX que es el intermedio

El barreno EX que es el de menor diámetro.

Los núcleos obtenidos se colocan en unas cajas rectangulares que tienen divisiones longitudinales que se van llenando de izquierda a derecha. Consta también de topes que marca la longitud de penetración del barreno. Una vez en las cajas, los lingotes se van separando en muestras que se es cojen bajo el criterio del muestreador. Se le toma su longitud en metros a cada muestra y su recuperación del mineral en pies.

Los lingotes acomodados en las cajas se parten longitudinalmente por medio de una guillotina; la mitad de cada lingote se manda al laboratorio de ensaye y la otra mitad se coloca otra vez en la caja y se queda en el cuarto de lingotes, por si se necesita hacer alguna aclaración.

Los lingotes son descritos litológicamente para saber el tipo de mineral que se tiene a esa longitud del barreno.

lf.- Ley Media.

En la hoja de reportes de la sala o cuarto de lingotes se anota las longitudes de los lingotes y también se anota el ensaye de las muestras que se mandaron al laboratorio, ya que por medio de estos dos datos y la recuperación, se calcula la ley media del mineral de una cierta distancia a otra y se determina si el mineral es costearable o no.

$$\text{Ley media} = \frac{L_1 \frac{A_1}{L_1} + L_2 \frac{A_2}{L_2} + L_3 \frac{A_3}{L_3} + \dots + L_n \frac{A_n}{L_n}}{L_1 + L_2 + L_3 + \dots + L_n}$$

L = Longitud de muestra

A = Ley de contenido (Cu, Zn, Ag, Fe, Pb).

lg.- Levantamientos Geológicos.-

Los levantamientos geológicos usados en San Martín son:

El mapeo geológico, que se levanta en diferentes puntos de la mina por medio de una cinta métrica y ayudados también por una brújula Brunton. La brújula Brunton que tiene acoplado un nivel y es usada para conocer rumbos, hechados y buzamientos de las vetas estratificadas; una vez tomados los mapeos geológicos de la mina y puntos de referencia en el terreno son pasados a los planos geológicos de los diferentes niveles.

lh.- Uso del tropyary.-

El tropyary es un aparato que consiste de un reloj y una brújula y sirve para medir el rumbo y la inclinación a la cual se dirige un barreno explorador.

El tropyary va colocado en la punta del barreno explorador el cual penetra a una profundidad a un cierto tiempo. El tiempo máximo en el cual el tropyary marca el rumbo y la iniciación del barreno es de 2, 1/2 hr.

li.- Cálculo de reservas.-

Existen una serie de factores que intervienen en el cálculo directo de las reservas minerales, como son:

El peso específico promedio y la dilución del mineral, el precio de los metales en el mercado mundial, el tipo de cambio (si es que se tiene en moneda extranjera), los impuestos aplicados a cada metal.

Según la información que se tenga ya sea geológica o en base a los barrenos de diamante, se adopta una separación por clase de mineral.

Mineral Probable.- Leyes de mena y tonelaje calculado en base a barreno de diamante y evidencias geológicas con certeza de - 75 a 80%.

Mineral de Interés.- Valor poco económico, mineral intersectado por po-

cos barrenos de diamante, pero cuyas manifestaciones geológicas son favorables a continuidad y el mineral no disponible, como el del pilar del tiro.

Mineral Positivo.-Suficiente información, tanto de barreno de diamante, como información geológica, que nos permitan estimar el contenido de mena con una certeza de 85% o más.

La suma de los tonelajes obtenidos de mineral probable, mineral de interés y mineral positivo, nos da el tonelaje total de reserva de mineral.

Tonelaje = Promedio de Area x Longitud x Gravedad específica = Tonelaje total de reserva.

O bien para el caso de areas irregulares se usa la fórmula del prismoide

$$V = \frac{A1 + 4A2 + A3 \times 50 \times g.e.}{6} = TTR$$

Donde:

A1 = Area 1

A2 = Area 2

A3 = Area 3

g.e.= Gravedad específica del mineral

TTR = Tonelaje total de reserva.

1j.- Métodos de explotación

Se llevan a cabo 3 métodos de explotación en la mina San Martín:

Método por subniveles o barrenación larga

Método por corte y rellene

Método de tumbe sobre carga.

1j1.- El método por subniveles o barrenación larga, consiste en meter barrenos largos en forma de abanico en diferentes puntos al bajo del cuerpo que se quiere explotar, los huecos que deja el barreno, son retacados con explosivo y se hacen detonar. El mineral es desalojado por unos chorreaderos hacia el nivel del acarreo de carga.

1j2.- El método de corte y rellene consiste en ir tumbando el mineral en forma de franjas y desalojar el mineral del piso hacia unas tolvas de des

carga. Una vez desalojado el mineral, se rellena el área hueca con tepetate o con jal y se procede a tumbar otra sección de la veta de modo que caiga en el piso relleno y se sigue el mismo procedimiento hasta acabar todo el mineral de esa veta y al mismo tiempo queda relleno.

1j3.- Método de tumba sobre carga.

Este método consiste en ir tumbando en franjas el mineral de la veta, de tal modo que el mineral tumbado sirva de piso desde donde se llevará a cabo el siguiente tumba y se dejará como piso y así hasta acabar con la veta. Una vez comido el mineral es desalojado por tolvas de descarga quedando el rebaje hueco, el cual después puede ser relleno o no.

Descripción de rocas y minerales en los diferentes rebajes de la mina.

Rebaje 4-555.- En este rebaje encontramos calizas gris obscura a clara y silicificada y granatizada (tactitas), además vetas con minerales de calcopirita, esfalerita, galena y algo de pirita; en este rebaje se emplea el método de explotación de tumba y relleno.

Rebaje 4-950.- Se encuentra en reparación. Encontramos caliza granatizada y silicificada, con minerales de bornita, calcopirita, arsenopirita y algo de fluorita. El método que se va a seguir es tumba y relleno.

Rebaje 6-475.- Aquí tenemos, calcopirita, esfalerita, poca galena y zinc marmatítico, aquí se lleva a cabo el método de barrenación larga.

En el nivel 0 se lleva una frente en desarrollo en la parte Sur de la mina, sobre la veta San Expedito Sur, con minerales de galena argentífera, calcopirita y algo de esfalerita en caliza gris obscura con intercalaciones de caliza granatizada.

1k.- Interpretación de planos geológicos y su uso.-

Los planos geológicos se constituyen en base a dos coordenadas.

Las coordenadas astronómicas y coordenadas de mina.

Las coordenadas de mina tienen como base, el centro del tiro principal de la mina, haciéndolas perpendiculares al rumbo general de las vetas.

Los planos geológicos se basan en puntos ya determinados, se toma su longitud en zig-zag y se van determinando los puntos de interés. (mapeo general de re baje).

LL.- Glosario de términos mineros.-

Abras.- Hendiduras o cavidades de rocas, sin mineral o sólo en parte llenas.

Ademes.- Revestimiento de las paredes de las galerías con madera o con cemento.

Afloramiento.- También llamado brotazón de veta o crestón, partes de una ve ta o lecho que se encuentra en la superficie.

Alto.- Muro colgante de una veta, o el mayor ángulo que forma la veta con relación a la horizontal.

Amojonar.- Poner monumentos o mojoneras en los linderos de un lote.

Ampliación.- La ampliación o extensión de una concesión minera.

Avance.- También llamado cuele; distancia recorrida en el trabajo en un tiempo dado.

Bajo.- Llamado también respaldo; pie de una ped de una veta o el menor ángulo que la veta forma con la horizontal.

Bocamina.- Boca de entrada al socavón principal de una mina.

Camino.- Cualquier galería o tiro que sirva para el paso de la gente.

Cañón.- Una galería horizontal dentro de una mina.

Cata.- Cualquier obra abierta sobre veta.

Cielo.- Techo de las galerías.

Contacto.- Veta de contacto entre 2 rocas diferentes.

Contracielo.- Parte superior de un pozo casi vertical.

Cuña.- Estacas de levantamiento.

Dislocación.- Una falla en una veta.

Echado.- La inclinación de una veta.-

Fondo.- Trabajo a la mayor profundidad.

Frente.- Entrada en un túnel o cámara.

Machote.- Una estaca o marca permanente en un túnel que sirve como referencia.

Panino.- Apariencia del mineral o de una veta.

Pertenencia.- Lote de mina.

Piso.- Un nivel abierto bajo la superficie.

Potencia.- El ancho de una veta.

Pozo de arrastre.- Un tiro inclinado hacia abajo.

Puertas.- Obstáculos macizos en una veta.

Reliz del alto.- Muro colgante sobre una veta.

Respaldo.- Pared de una veta.

Respaldo alto y bajo.- el primero es una pared sobre la veta y el segundo, pared bajo la veta.

Socavón.- Túnel.

Socavón a hilo de veta.- Galería dentro de una veta.

Socavón crucero.- Galería transversal a otra principal.

Tepetate.- Materia de una veta sin contenido de mineral, es decir materia estéril.

Tiro.- Pozo de entrada a una mina.

Veta.- Una hendidura entre dos capas, llena de mineral.

Veta clavada.- Veta vertical.

Veta corrida.- Veta continua.

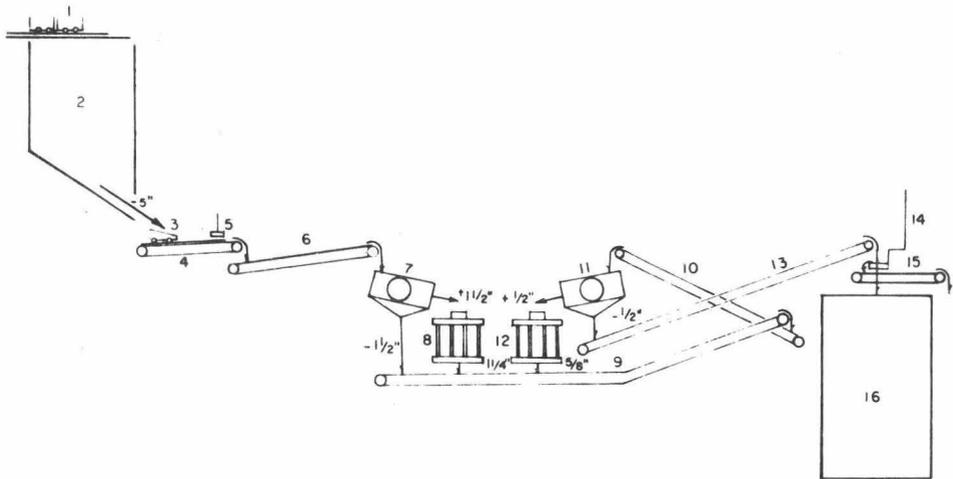
Veta crucera.- Veta que cruce a otra.

Veta echada.- Veta inclinada.

Veta serpenteada.- Veta con cambios frecuentes de dirección.

Veta Ramal.- Ramal desprendido de la veta principal.

Yacimiento.- Un depósito de mineral de forma irregular; una cámara en una veta llena de mineral.



SECCION DE RECEPCION Y TRITURACION DE MINERAL

- 1.— CARROS MINEROS, CAP. 4 TON.
- 2.— TOLVA DE MINA, CAP. 500 TON.
- 3.— VIBRADOR "ERIEZ"
- 4.— BANDA TRANSPORTADORA DE 30"
- 5.— DETECTOR DE METALES
- 6.— BANDA TRANSPORTADORA DE 30"
- 7.— CRIBA VIBRATORIA A. CH DE 3'x6'x $\frac{1}{2}$ " - $\frac{1}{2}$ "
- 8.— QUEBRADORA "SYMONS" STD. DE 4'
- 9.— BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 10.— BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 11.— CRIBA VIBRATORIA A. CH DE 4'x12'x $\frac{1}{2}$ "
- 12.— QUEBRADORA "SYMONS" C.C. DE 4'
- 13.— BANDA TRANSPORTADORA DE 18"
- 14.— MUESTREADOR DE CABEZA DE TOLVA
- 15.— BANDA TRANSPORTADORA DE 18"
- 16.— TOLVA DE MOLINO CAP. 980 TON.

U N A M	INFORME PROFESIONAL	
	ADIAESTRAMIENTO PARA METALURGISTAS	
	C.H. LINARES E.	ABRIL 1974

2.- Departamento de Molino.-

2a.- Almacenamiento y trituración de mineral.

2a1.- Tolva de Gruesos:

[En toda planta de beneficio deben existir instalaciones que permitan almacenar el mineral en sus diferentes tamaños, tal es el caso de la tolva de gruesos.] La capacidad de una tolva debe ser la mínima para trabajo continuo.

[La tolva de gruesos de ésta Unidad, tiene instalado un emparrillado de rieles de acero, que sirve en primer lugar como un medio de seguridad para el operador que descarga el mineral de los carros mineros y en segundo para hacer que la descarga del mineral sea mas suave, ya que éste viene a un tamaño tal que no se atora entre los rieles.]

En realidad la parrilla de rieles debería tener la función de detener el mineral a un tamaño de +5 pulgadas evitando así que éste pase a la sección de trituración, ya que podría atascar el equipo.

Para el cálculo de la tolva de gruesos se obtuvieron los siguientes datos:

C = Capacidad de la planta	=	650	TMSPD
d = Densidad aproximada del mineral	=	3.3	
h = Porcentaje de huecos entre el mineral	=	30	
V = Volúmen de la tolva	=	?	

La capacidad es dato conocido, la densidad se obtuvo en forma práctica al igual que el porcentaje de huecos.

formula:
$$V = \frac{C}{d} + h \frac{C}{d} = \frac{650}{3.3} + 0.30 \left(\frac{650}{3.3} \right) = 256 \text{ m}^3$$

$$650 \text{ Ton/día} \times 7 \text{ días} = 4,550 \text{ Ton/semana molidas por la planta.}$$

Es necesario que la mina tenga todo el mineral listo para cuando principie el turno del quebrador, el cual debe triturar la capacidad del molino más 1/6, ya que en ocasiones tanto la planta de trituración como la mina, no están en condiciones de trabajar en domingo.

$$\frac{4,550}{6} = 758 \text{ Ton/día}$$

Entonces tenemos:

$$V = \frac{758}{3.3} + 0.30 \left(\frac{758.33}{3.3} \right) = 298.6 \text{ m}^3$$

Considerando un 10% de sobre carga o copete, obtendremos la capacidad que - debe tener la tolva de gruesos de carga rodante.

$$V = 298.6 + 29.86 = 328.46 \text{ m}^3 = \text{Volumen de carga rodante requeri do.}$$

En la construcción de una tolva, tanto para mineral grueso como para mineral fino, es de suma im portancia considerar el concepto de ángulo de reposo y de extracción del mineral, ya que el primero nos indica en cuantos puntos se puede vaciar el mineral a fin de aprovechar el máximo de capacidad posible. El segundo, es el ángulo que se forma en cada uno de los lugares por donde se desaloja la tolva y determina el criterio no sólo para establecer el sistema de extracción en sí, sino la cantidad y tipo de chutes que en un momen- to dado pueden evitar atascamiento del mineral.

De acuerdo a los conceptos anteriores, vamos a considerar un 40% más del vo lumen teniendo finalmente:

$$V = 328.46 + 0.40 (328.46) = 459.84 \text{ m}^3$$

2a2.- Bandas Transportadoras:

Las bandas transportadoras tienen como función como su nombre lo indica, trans portar un material de un lugar a otro.]

La mejor banda transportadora es aquella que siempre ofrece costos más bajos por tonelada de material transportado, su elección se basa en el transporta- dor y en su funcionamiento.

Anchura de la Banda.- Es indispensable para determinar la capacidad del transportador, así como el peso de las partes móviles, factores básicos para determinar la tensión y calcular la potencia (HP).

Material transportado.- El tipo, tamaño, peso y temperatura del material transportado determinan la calidad que se requiere en las bandas, así como el espesor de las cubiertas y el cuerpo mínimo de la banda indispensable para resistir el impacto de la carga.

Carga.- La carga deberá expresarse en toneladas métricas o de 2000 lb por hora (TrH). Siempre hay que considerar la carga máxima en las ecuaciones para calcular la potencia.

Velocidad de la Banda.- La velocidad de la banda medida en Mts o Ft por minuto, la operación más eficiente de la banda se obtiene generalmente con la banda más angosta a la mayor velocidad posible, que permite unas buenas condiciones de carga y el mínimo de deterioro en el material.

Distancia entre centros.- La distancia entre centros es la que existe medida en metros (ft) a lo largo de la banda entre las poleas terminales. Se usa para calcular la potencia que se requiere para vencer la fricción de la banda, además de la carga y rodillos del transportador y también para calcular la longitud de la banda.

Declive.- Se necesita conocer la diferencia de altura en metros (ft) entre el punto de carga y el de descarga para calcular la potencia vertical a la cual el material va a ser levantado, normalmente se mide entre las poleas terminales.

Empalme.- El tipo de empalme, vulcanizado o con grapas. Determina la tensión máxima permitida de la banda.

Transmisión.- Es indispensable saber el tipo de transmisión ya sea de una polea motriz o de dos (Tándem), si las superficies de las poleas están recubiertas, así como el arco de contacto total de la polea o poleas, en grados. El cálculo de la tensión en el lado de retorno depende de toda esta información. Deberá especificarse también la forma como van colocadas las poleas de transmisión.

Ajuste.- Es necesario conocer el tipo de ajuste (contrapeso o tornillo) para calcular la tensión en el lado de retorno. La tensión real del lado de retorno de una banda puede determinarse con el empleo de un **contrapeso** conociendo el peso de éste.

Diámetro de las poleas.- Las poleas de determinados diámetros instalados de antemano en un transportador pueden limitar en virtud de éstos, la selección de una banda de reposición. Las poleas con diámetros apropiados contribuyen a prolongar tanto la vida de la banda como la del empalme.

Motor de transmisión.- Es necesario conocer la potencia y las revoluciones por minuto estipuladas en las placas del motor así como su sistema de arranque. Tales valores permiten una comparación con la potencia calculada e indican hasta que punto se puede sobrecargar la banda si llega a ser necesario el uso de toda la capacidad del motor.

Para que una banda proporcione los mejores resultados, al seleccionarla hay que considerar los siguientes factores:

- 1.- Resistencia necesaria para soportar la tensión máxima de la banda.
- 2.- Cuerpo suficiente para resistir el impacto en el punto de carga, y transportarla suavemente.
- 3.- Flexibilidad longitudinal para que la banda flexione fácilmente sobre las poleas terminales.
- 5.- Cubiertas que resistan los impactos, cortes y abrasiones. El servicio al que han de ser destinadas determina el espesor y la calidad de las cubiertas.

Determinación de la potencia necesaria:

La potencia requerida resulta de los siguientes factores:

- 1.- Potencia requerida para girar la banda vacía. Este factor represen-

tado por X se calcula de la siguiente manera;

Sistema Métrico

$$X = \frac{GF \times S \times Lc}{4600}$$

Sistema Inglés

$$X = \frac{GF \times S \times Lc}{33000}$$

2.- La potencia necesaria para mover la carga en sentido horizontal. Este factor representado por Y se calcula de la siguiente manera:

$$Y = \frac{Lc \times Fy \times C}{274}$$

$$Y = \frac{Lc \times Fy \times C}{990}$$

3.- La potencia requerida para levantar la carga se presenta por Z. Este valor será positivo o negativo según sea hacia arriba o hacia abajo la inclinación que tenga la banda, y vale 0 cuando está en sentido horizontal, puede formularse como sigue:

$$Z = \frac{H \times C}{274}$$

$$Z = \frac{HC}{990}$$

La potencia total requerida por la banda en la polea motriz, es la suma de los tres componentes: X + Y + Z.

En las ecuaciones anteriores:

G = Peso de la banda, rodillos, poleas tensoras y todas las poleas terminales giradas por la banda. Se expresa en Kg/Mt (Sistema Métrico), o en lb/ft (Sistema Inglés), de longitud de banda.

F = Coeficiente de fricción de las piezas rodantes:

Fx = El valor de F considerando la potencia necesaria para mover la banda vacía. Suele ser 0.03 para equipo nuevo y 0.035 para cuando el equipo se encuentra ya en mal estado o viejo.

Fy = El valor de la F cuando se calcula la potencia necesaria para

ra mover la carga en sentido horizontal. Comunmente se le valúa en 0.04 para equipo nuevo y en 0.045 para equipo viejo o en mal estado.

L = La longitud del transportador en metros (ft) medida a lo largo de la banda, entre las poleas terminales.

Lc = La distancia ajustada entre centros:

Sistema Métrico

Sistema Inglés

$$Lc = 0.55 L + 35.06$$

$$Lc = 0.55 L + 115$$

H = Distancia vertical en metros (ft) entre puntos de carga y descarga.

S = Velocidad de la banda en metros (ft) por minuto.

C = Carga en toneladas (Métricas o de 2000 Lb) por hora.

Cálculo de la potencia requerida por la banda No. 1 de esta unidad, datos necesarios:

- a) Ancho de la banda = 76.2 cm
- b) Distancia entre centros = 26.94 m = L
- c) Empalme: de grapas
- d) Ajuste: de tornillo de la polea de cola
- e) Elevación: 60 cm = H
- f) Poleas:
- g) Longitud de la banda
- h) Velocidad de la banda
- i) Peso de la banda
- j) Rodillos
- k) Carga máxima por hora
- l) Material transportado: el mineral es transportado a un tamaño -5 " un poco húmedo.
- m) Tipo de transmisión: Polea motriz sencilla colocada en el punto de descarga, arco de contacto = 180°.

Como los puntos a, b, c, d, y e ya son conocidos, se calcularon los siguientes

tes puntos:

f) Poleas: Polea Motriz:

Diámetro exterior	=	72 cm	=	D ₁
Longitud	=	82 cm	=	L ₁
Diámetro flecha	=	10 cm	=	D ₃
Largo flecha	=	166 cm	=	L ₂
Espesor cubierta	=	1.28 cm	=	E ₁
Densidad del acero	=	7.85	/cm ³	
Diámetro caras	=	70.72 cm	=	D ₂
Espesor caras	=	1 cm	=	E ₂
Peso	=	?		

Cálculos:

$$\begin{aligned}\text{Peso de la cubierta} &= \rho \pi L_1 E_1 D_1 = \pi (82 \text{ cm}) (1.28 \text{ cm}) (72 \text{ cm}) 7.85 \text{ g/cm}^3 \\ &= 7.85 \text{ g/cm}^3 \times 23741.45 \text{ cm}^3 = 186,370.38 \text{ g} \\ &= 186.4 \text{ Kg}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Peso de las caras} &= 2 \rho \frac{\pi}{4} (D_2)^2 E_2 = 2 \times 7.85 \text{ g/cm}^3 \times \frac{\pi}{4} (70.72 \text{ cm})^2 1 \text{ cm} = \\ &= 61.7 \text{ Kg}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Peso de la flecha} &= \rho \frac{\pi}{4} (D_3)^2 L_2 = 7.85 \text{ g/cm}^3 \times \frac{\pi}{4} (10 \text{ cm})^2 166 \text{ cm} = \\ &= 102.3\end{aligned}$$

$$\text{Peso de los baleros} = 8.626 \text{ Kg} \times 2 \text{ baleros} = 17.3$$

$$W_1 = \text{Peso de la polea motriz} = \text{Peso de la cubierta} + \text{Peso de las caras} + \\ \text{Peso de la flecha} + \text{Peso de baleros} = W_1$$

$$W_1 = 186.4 + 61.7 + 102.3 + 17.3$$

$$W_1 = 367.7$$

$$\text{Polea de cola} = W_2;$$

Diámetro exterior = 60 cm = D₄
Largo = 82 cm = L₃
Espesor de la cubierta = 1.90 cm = E₃
Diámetro flecha = 7.2 cm = D₅
Largo de la flecha = 135 cm = L₄

Cálculos:

$$\begin{aligned}\text{Peso de la cubierta} &= \rho \pi L_3 E_3 D_4 = 7.85 \text{ g/cm}^3 \times \pi \times 82 \text{ cm} \times 1.9 \text{ cm} \times 60 \text{ cm} \\ &= 7.85 \text{ g/cm}^3 \times 29.367 \text{ cm}^3 = 230,536.29 \text{ g} \\ &= 230.5 \text{ Kg}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Peso de la flecha} &= \rho \frac{\pi}{4} (D_5)^2 L_4 = 7.85 \text{ g/cm}^3 \times \frac{\pi}{4} (7.2 \text{ cm})^2 135 \text{ cm} \\ &= 43.1 \text{ Kg}\end{aligned}$$

$$\text{Peso de los rayos} = 40 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso de los baleros} = 2 \times 8.626 \text{ Kg} = 17.3$$

Peso de la polea de cola = Peso cubierta + peso de la flecha + Peso de los rayos + peso de los baleros.

$$W_2 = 230.5 + 43.1 + 40 + 17.3$$

$$W_2 = 330.9$$

$$\text{Peso de la transmisión} = W_3$$

$$\text{Peso del piñón} = 3.2 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso de la cadena} = 25.0 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso de la corona} = 75.0 \text{ Kg}$$

$$W_3 = \text{Peso del piñón} + \text{peso de la cadena} + \text{peso de la corona}$$

$$W_3 = 3.2 \text{ Kg} + 25 \text{ Kg} + 75 \text{ Kg}$$

$$W_3 = 103.2 \text{ Kg}$$

g) Longitud de la banda:

$$L = 2L + \frac{\pi}{2} (D_1 + D_3) = 2 \times 26.94 \text{ m} + 1.57 (0.72 \text{ m} + 0.60 \text{ m})$$

$$L = 56 \text{ m}$$

h) Velocidad de la banda:

$$S = \frac{\text{LARGO DE LA BANDA}}{\text{TIEMPO (1 REVOLUCION)}} = \frac{56 \text{ m}}{2.02 \text{ min}} = 27.7 \text{ m/min}$$

i) Peso de la banda:

Para obtener el peso de la banda (W_4) se tomó un pedazo de banda con una longitud de 1.415 m y un peso de 8 Kg, y se relacionó con la longitud total de la banda:

Si 1.415 m pesan 8 Kg tenemos:

$$\begin{array}{r} 1.415 \text{ m} \text{ /---} 8 \text{ Kg} \\ 56 \text{ m} \text{ ---} X \end{array}$$

$$X = 316.6 \text{ Kg} = W_4$$

j) Peso de los rodillos:

$$\text{Rodillos de carga} = W_5'$$

$$\text{Número de rodillos} = 24$$

$$\text{Peso unitario} = 14.4$$

$$W_5' = 24 \times 14.4 = 345.6$$

$$W_5' = 345.6 \text{ Kg}$$

$$\text{Rodillos de retorno} = W_5''$$

$$\text{Número de rodillos} = 8$$

$$\text{Peso unitario} = 26.4 \text{ Kg}$$

$$W_5'' = 8 \times 26.4 \text{ Kg}$$

$$W_5'' = 211.2 \text{ Kg}$$

$$W_5 = W_5' + W_5'' = 345.6 + 211.2$$

$$W_5 = 556.8$$

W_6 = Peso debido a la fricción ocasionada por las guías del carro alimentador y una solera colocada al retorno de la banda que sirve para peinar el mineral mojado que se pega a la banda. W_6 lo tomaremos aproximado.

$$W_6 = 200 \text{ Kg aproximadamente}$$

Una vez obtenidos estos datos, podemos calcular "X"

$$X = \frac{GF \times SLc}{4600}$$

Cálculo de X:

$$G = \frac{W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5 + W_6}{L}$$

$$G = \frac{367.7 + 330.9 + 103.2 + 316.6 + 556.8 + 200}{26.94}$$

$$G = \frac{1875.2}{26.94}$$

$$G = 69.6 \text{ Kg/m}$$

$$F_x = 0.03$$

$$S = 27.7 \text{ m/min}$$

$$L_c = 0.55L + 35.06$$

$$L = 26.94 \text{ entonces}$$

$$L_c = 0.55 (26.94\text{m}) + 35.06 = 14.82 \text{ m} + 35.06\text{m}$$

$$L_c = 49.9 \text{ m}$$

$$X = \frac{69.6 \times 0.03 \times 27.7 \times 49.9}{4600}$$

$$X = 0.63 \text{ HP} = \text{Potencia requerida para girar la banda vacía.}$$

k) Carga máxima por hora:

Cálculos:

$$C = \frac{\text{Carga máxima}}{\text{m banda}} \left(\frac{\text{TON}}{\text{m}} \right) \times \text{Vel. banda} \left(\frac{\text{m}}{\text{Hr}} \right)$$

$$C = 195 \text{ Kg/m} \times 27.7 \frac{\text{m}}{\text{min}} \times \frac{60 \text{ min}}{\text{Hr}}$$

$$C = 324 \text{ Ton/Hr}$$

Una vez obtenida la carga máxima podemos calcular "Y"

$$Y = \frac{L_c F_y C}{274}$$

$$L_c = 49.9 \text{ m}$$

$$F_y = 0.04$$

$$C = 324 \text{ Ton/Hr}$$

$$Y = \frac{49.9 \times 0.04 \times 324}{274}$$

$$Y = 2.36$$

Cálculo de "Z"

$$Z = \frac{HC}{274}$$

$$Z = \frac{0.60 \times 324}{274}$$

$$Z = 0.71 \text{ HP}$$

La potencia total requerida (HP):

$$\text{HP} = X + Y + Z$$

$$\text{HP} = 0.63 + 2.36 + 0.71$$

$$HP = 3.7$$

O sea que un motor de 5 HP es suficiente para la potencia requerida. En esta banda No. 1 se tiene instalado un motor de 10 HP que esta muy sobrado de la potencia requerida.

Tensión de operación de la banda de acuerdo a la potencia requerida:

La potencia calculada anteriormente es la que se tiene que proporcionar a la polea motriz para que la banda pueda trabajar en las condiciones especificadas. La tensión desarrollada en la banda por esta potencia se puede expresar como sigue:

SISTEMA METRICO

$$T_e = \frac{HP (4563)}{S}$$

SISTEMA INGLES

$$T_e = \frac{HP (33000)}{S}$$

En donde T_e es la tensión efectiva en Kg/cm o libras/pulgadas de ancho, S es la velocidad en m/min o Ft/min.

Esto no es, sin embargo, la tensión total en la banda. En sistemas de transmisión por fricción (transportadores, elevadores, bandas planas de transmisión y bandas V) hay que introducir una tensión adicional a fin de evitar el deslizamiento en la polea transmisora. Esta tensión adicional es también la tensión de la banda en el lado de retorno. Se le designará como T_2 en las ecuaciones siguientes:

En transportadores con ajuste de tornillo o contrapeso, cuando se desconoce el peso del contrapeso o cuando el contrapeso está colocado a alguna distancia de la transmisión, la tensión adicional del lado de retorno no puede determinarse. Hay que estimarla mediante la siguiente ecuación:

$$T_2 = K T_e$$

T_2 = Tensión en el lado de retorno.

K = Factor de transmisión, basado en el coeficiente de fricción, arco de contacto y tipo de ajuste. Los valores de K para diversas condiciones

nes de transmisión se obtienen de tablas.

En el caso de los transportadores equipados con ajuste de contrapeso colocado cerca de la transmisión y cuando se conoce el peso total del contrapeso.

$$T_2 = \frac{\text{Peso total del contrapeso}}{2}$$

La tensión máxima en la banda T_1 es igual a la suma de la tensión efectiva (T_e) y la tensión en el lado de retorno (T_2). Así tomando los datos de la banda No. 1 obtendremos su tensión máxima:

$$T_e = \frac{HP (4563)}{S}$$

Datos:

$$HP = 3.7$$

$$S = 27.7 \text{ m/min}$$

$$T_e = \frac{3.7 (4563)}{27.7} = \frac{16,8831}{27.7}$$

$$T_e = 609.5 \text{ Kg} = \text{Tensión efectiva}$$

Tensión del lado de retorno:

$$T_2 = K T_e$$

$$K = 1.2 \text{ (De tablas, según sus características de arco de contacto} = 180^\circ \text{ y ajuste de tornillo, sin revestimiento)}$$

$$T_e = 609.5 \text{ Kg}$$

$$T_2 = 1.2 (609.5) = 731.4 \text{ Kg}$$

Tensión máxima de operación = T_1

$$T_1 = T_e + T_2 ; T_1 = 609.5 \text{ Kg} + 731.4 \text{ Kg}$$

$$T_1 = 1341 \text{ Kg}$$

Cálculo de la tensión máxima unitaria:

Por conveniencia se expresa comunmente en lb/pulg de ancho de la banda.

$$T_4 = \frac{T_1}{\text{Ancho de la banda (pulg)}}$$

$$T_1 = 1341 \text{ Kg} = 29.52.4 \text{ lb}$$

Ancho pulg = 76.2 cm = 30 pulgadas

$$T_u = \frac{2952.4 \text{ lb}}{30 \text{ pulg}} = 98.41 \text{ lb/pulg}$$

Tensión máxima unitaria = $T_u = 98.41 \text{ lb/pulg}$

2a3.- Cribas.

Tamizado o cribado, es la separación de materiales en fracciones de tamaños diferentes y tiene en muchos casos gran importancia por constituir el medio de preparar un producto para su venta en el mercado, o para una operación subsiguiente.

El tamizado se realiza haciendo pasar al producto sobre una superficie provista de orificios del tamaño deseado. El aparato puede estar formado por barras fijas o en movimiento, por placas metálicas perforadas, o por tejidos de hilos metálicos. El tamizado consiste en la separación de una mezcla de partículas de diferentes tamaños en dos o más fracciones, cada una de las cuales estará formada por partículas de tamaño más uniforme que la mezcla original.

El tamizado se puede efectuar de dos formas en seco o en húmedo. El tamizado en seco se aplica a materias que contienen poca humedad natural o que fueron desecadas previamente. El tamizado en húmedo se efectúa con adición de agua al material en tratamiento, con el fin de que el líquido arrastre a través del tamiz a las partículas más finas.

Equipos industriales para el tamizado:

X

Los equipos industriales más comunes que se usan son: Tamices de rastrillos, tamices fijos, tamices vibratorios y tamices oscilantes. Para nuestro caso nos concretaremos a calcular tamices vibratorios o cribas vibratorias.

Datos necesarios para calcular una criba vibratoria:

- 1.- Máximo 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 esta disponible, se requiere de un análisis estimativo.
- 3.- El tipo de material y el peso por pie cúbico del material triturado.
- 4.- La separación deseada entre cada etapa.
- 5.- La superficie de mezcla arrastrada por el material. La cantidad de agua en la alimentación si el cribado va a hacerse en húmedo.
- 6.- Las condiciones y requerimientos especiales de operación, deben incluir: temperatura, abrasión, corrosión 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 afectan la selección del tamaño o la capacidad de la criba.

Para calcular el área requerida de la criba nos basaremos en los siguientes datos:

- A = Área de la superficie requerida de la criba en Ft² = ?
T = Tonelaje alimentado a la criba = 110 Ton/Hr
C = Tonelada/Ft²/Hr, de área de cernido = 4.8 (de tabla 2)
M = Factor para porcentaje de sobretamaño en la alimentación a la criba = 1.34 (de tabla 3)
K = Factor para porcentaje de la alimentación que pasa a la mitad de la abertura de la criba = 0.71 (de tabla 4)
Q = Factor adicional que afecta la capacidad = 1.0 (dato)
- X

X

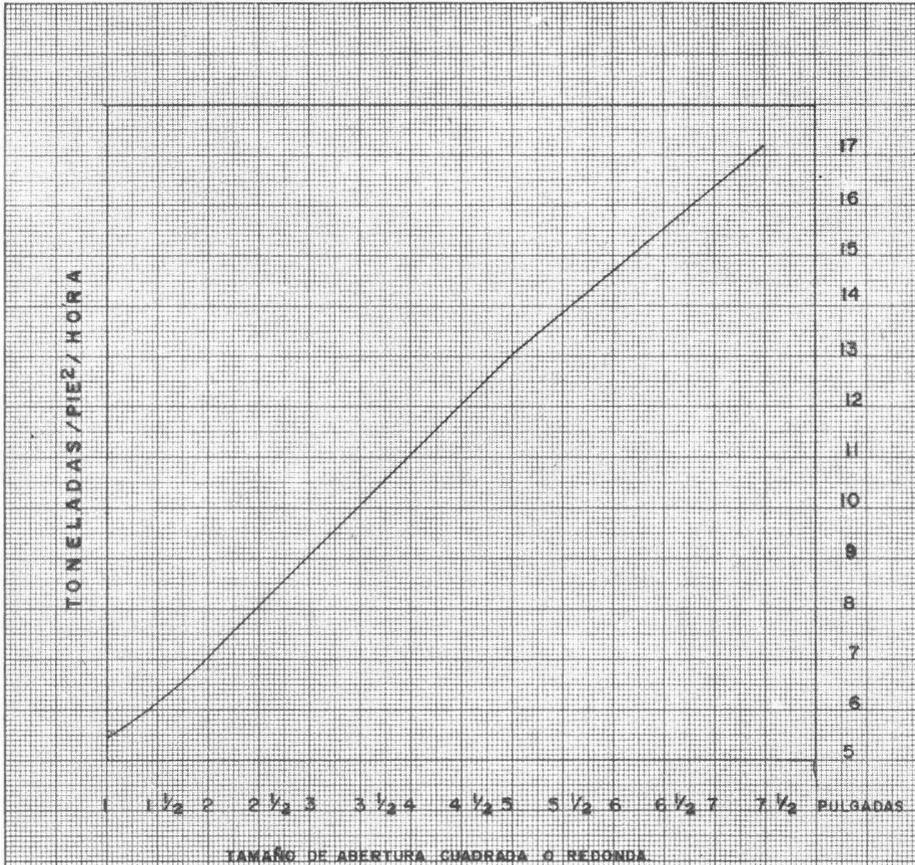


TABLA 2 FACTOR "C"

X

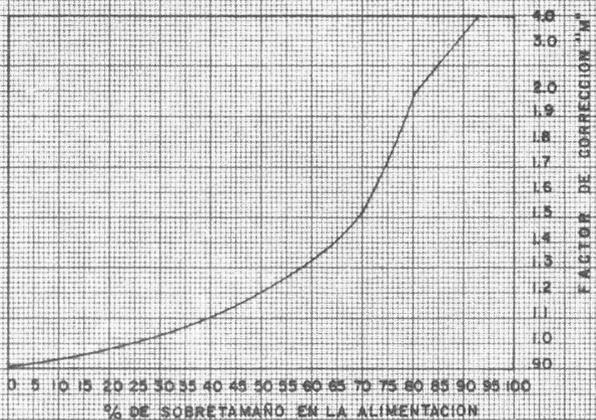


TABLA 3 FACTOR DE CORRECCION "M"

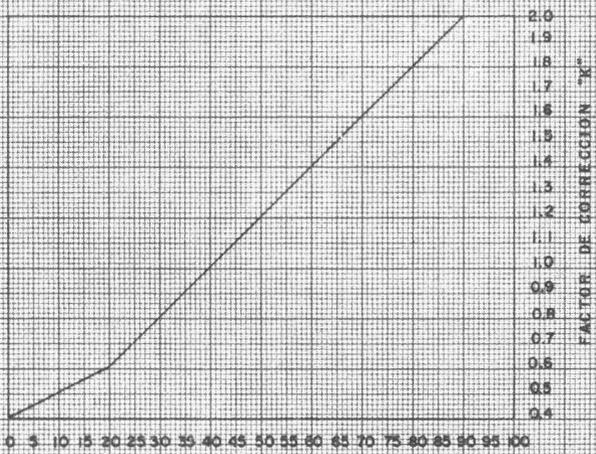


TABLA 4 FACTOR DE CORRECCION "K"

Cálculo del área de cribado de la criba vibratoria 3' x 6' x 1 1/4" - 1/2"

Formula:

$$A = \frac{T}{CMKQ} ; A = \frac{110 \text{ Ton/Hr}}{4.8 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}} / \text{Ft}^2 \times 1.34 \times 0.71 \times 1.0} = \frac{110}{4.5667} = 24 \text{ Ft}^2$$

$$A = 2 a^2 = 24 \text{ Ft}^2$$

$$a^2 = \frac{24 \text{ Ft}^2}{2}$$

$$a = \sqrt{\frac{24 \text{ Ft}^2}{2}} = \sqrt{12 \text{ Ft}^2}$$

$$a = 3.46 \text{ Ft}$$

$$2a = 6.92 \text{ Ft}$$

El cálculo de la eficiencia esta en base a las granulometrías de la alimentación de la criba y la descarga de la criba, se tomaron varias muestras de la banda No. 1 se les hizo su análisis y se tomó un promedio. De la misma manera se hizo un promedio de las muestras tomadas en el chute de descarga de la criba, a continuación tenemos los promedios de las granulometrías de la alimentación a la criba y de la descarga de la misma:

Alimentación a la criba (3' x 6') - 1 1/4" - 1/2"

MALLA	% PESO	% ACUMULATIVO
+ 1 1/4	73.90	73.90
+ 1/2	11.11	85.01
+ 1/4	4.90	89.91
+ 1/8	2.84	92.75
+ 14	1.46	94.21
+ 20	0.83	95.04
+ 28	0.70	95.74
+ 40	0.36	96.10
+ 50	0.37	96.47
+ 65	0.19	96.66
+ 100	0.63	97.29
+ 150	0.09	97.38
+ 200	0.05	97.43
-200	2.57	100.00

Descarga de la criba 3' x 6' x 1 1/4" - 1/2"

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO	RELACION EN PESO	RELACION %
+ 1/2	22.38	22.38	584.118	5.84
+ 1/4	27.70	50.08	722.970	7.23
+ 1/8	18.25	68.33	476.325	4.76
+ 14	9.72	78.05	253.672	2.54
+ 20	5.53	83.58	144.333	1.44
+ 28	4.20	87.78	109.620	1.10
+ 40	1.38	89.16	36.018	0.36
+ 50	1.81	90.97	47.241	0.47
+ 65	0.68	91.65	17.748	0.18
+ 100	2.73	94.38	71.253	0.71
+ 150	0.22	94.60	5.742	0.06
+ 200	0.10	94.70	2.610	0.03
- 200	5.30	100.00	138.330	1.38

Se supuso que todo lo que está a - 1 1/4 + 1/2 pasó por la criba o sea que el 26.10% del mineral alimentado pasó por la criba; por lo que se relaciono con la descarga de la criba.

$$\text{Eficiencia: } E = 100 \times \frac{100 (e - v)}{e (100 - v)}$$

Donde:

e = % del tamaño menor en la alimentación

v = % del tamaño menor en el sobretamaño

$$E = 100 \times \frac{100 (26.10 - 2.94)}{26.10 (100 - 2.94)} = \frac{231600}{2533.27} = 91.42 \% \text{ eficiencia}$$

Cálculo de la eficiencia de la criba 4' x 12' - 1/2"

Se calculó en base a granulometrías efectuadas en la banda 4 y de la descarga de la criba.

Granulometría de la alimentación

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO
+ 1/2	28.40	28.40
+ 1/4	35.34	63.70
+ 1/8	11.16	74.90
+ 14	3.43	78.33
+ 20	2.08	80.41
+ 28	1.65	82.06
+ 40	1.29	83.35
+ 50	1.31	84.66
+ 65	1.34	86.00
+ 100	1.32	87.32
+ 150	0.56	87.88
+ 200	0.72	88.60
- 200	11.40	100.00

Granulometría de la descarga de la criba

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO
+ 1/2	52.35	52.35
+ 1/4	42.14	94.49
+ 1/8	1.23	95.72
+ 14	0.11	95.83
+ 20	0.08	95.91
+ 28	0.12	96.03
+ 40	0.21	96.24
+ 50	0.28	96.52
+ 65	0.37	96.89
+ 100	0.42	97.31
+ 150	0.26	97.57
+ 200	0.34	97.91
- 200	2.09	100.00

$$\text{Eficiencia} = 100 \times \frac{100 (e - v)}{e (100 - v)} = E$$

Donde:

e = % del tamaño menor en la alimentación = 71.60

v = % del tamaño menor en el sobretamaño = 47.65

$$E = 100 \times \frac{100 (71.60 - 47.65)}{71.60 (100 - 47.65)} = \frac{239,500}{3748.26}$$

$$E = 63.90 \%$$

Cálculo de la carga circulante

Una vez obtenida la eficiencia de la criba 4' x 12' - 1/2" y considerando un 20% de sobretamaño en el producto de la quebradora 4' cc podemos calcular la carga circulante.

$$\text{Carga circulante} = R = \frac{100}{\frac{E}{r} - 1}$$

Donde:

E = Eficiencia = 63.90 %

r = % de sobretamaño
en el producto de
la quebradora = 20 %

$$R = \frac{100}{\frac{63.90}{20} - 1} = \frac{100}{3.195 - 1} = \frac{100}{2.195}$$

$$R = 45.56$$

+

2a4.-
QUEBRADORAS.-

El quebrado es una operación mecánica en la cuál una fuerza suficiente es aplicada a partículas sólidas relativamente en tales direcciones, que se provoque la falla de las fuerzas de enlace. La reducción o trituración de minerales se efectúa normalmente por compresión, fracturándose estos en el momento de llegar a su límite elástico, consecuentemente para llegar a tal punto es necesario transmitir a la superficie de los minerales una fuerza de tal intensidad que permita traspasar el límite mencionado. En estas condiciones, cada vez que un mineral se tritura hay un consumo de energía proporcional a la nueva superficie producida.

Cálculo de la quebradora de cabeza estandar de esta unidad.

Quebradora Symons 4' estandar.- El cálculo de la capacidad de trabajo se hizo en forma teórico-práctica, según el folleto de Nordberg Mfg, Co. para una quebradora Symons 4', cuyo tamaño de alimentación es de 6 3/4" y descarga de 1 1/4", tiene una capacidad de 170 tons/hr como lo muestra la siguiente tabla:

QUEBRADORA DE CONO 4' STD						
Tamaño de alimentación	6 3/4"	6 3/4"	6 3/4"	6 3/4"	6 3/4"	6 3/4"
Tamaño de descarga	1/2"	5/8"	3/4"	1"	1 1/4"	2"
Capacidad en Ton/Hr	80	100	120	150	170	185

La abertura de alimentación de la quebradora de esta unidad es aproximadamente de 6 1/2" y su descarga es de 1 1/4", considerando que el 80 % del mineral viene a -5". Como se puede apreciar no existe una diferencia considerable entre las variables de esta quebradora, y las del folleto, por lo que consideraremos para el cálculo una capacidad de 170 Ton/Hr

De acuerdo a la capacidad anterior y con las granulometrías que se obtuvieron en el cálculo de la eficiencia de la criba 3' x 6' 1/2" - 1 1/2" podemos calcular la capacidad de trabajo de la quebradora estandar.

de 170 Ton/Hr de mineral tenemos:

73.90 % Ton/Hr a + 1 1/4"

26.10 % Ton/Hr a - 1 1/4"

$$\text{Capacidad de trabajo} = \frac{73.90}{170} \times 100 = 43.47$$

Para la obtención del consumo de energía en KWH/Ton consideramos los siguientes datos:

$$\text{KW} = \frac{\text{HP}}{1.341 \times \frac{\text{HP}}{\text{KW}}}$$

Para la obtención de este dato se tomaron en cuenta los HP del motor que acciona la quebradora.

HP = 100

Ton/Hr = 170

Donde tenemos:

$$\text{KW} = \frac{100 \text{ HP}}{1.341 \times \frac{100 \text{ HP}}{\text{KW}}} \times 100 = 74.57 \text{ KW}$$

$$\text{KWH/Ton} = \frac{\text{KW}}{\text{Ton/Hr}} = \frac{74.57}{170} = 0.44 \text{ KWH/Ton}$$

2a5.- Tolva de Finos.-

Una tolva para almacenar carga fina debe tener la capacidad suficiente para depositar en ella el tonelaje beneficiado por la planta en 24 horas, más una sexta parte acumulada diariamente, es decir debe tener el doble de la capacidad de la planta.

Dimensiones de la Tolva y cálculo del volumen total

Datos:

D = Diámetro = 25 Ft

h = altura = 40 Ft

(su forma es un cilindro)

Cálculo de la capacidad total:

$$V = \frac{\pi}{4} (D^2)h$$

$$V = 0.7854 (652 \text{ Ft}^2) (40 \text{ Ft})$$

$$V = 19,635 \text{ Ft}^3 = \text{Volumen total}$$



Cálculo de la carga muerta:

Considerando un triángulo a uno de los conos que forma la carga muerta podemos conocer su ángulo y su radio.

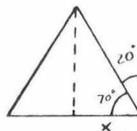
$$= 90^\circ - 70^\circ = 20^\circ$$

$$X = 2.7$$

$$\text{Tg } 20^\circ = 0.364$$

$$\text{Tg } 20^\circ = \frac{X}{h_1}$$

$$h_1 = \frac{X}{\text{Tg } 20^\circ} = \frac{2.7 \text{ Ft}}{0.364} = 7.42 \text{ Ft}$$



Entonces el volumen del cono B será:

$$V_B = 1/3 \pi r^2 h$$

$$V_B = 1/3 (3.1416 (2.7 \text{ Ft})^2 (7.42 \text{ Ft}))$$

$$V_B = 1.05 (2.7 \text{ Ft})^2 \times (7.42)$$

$$V_B = 56.80 \text{ Ft}^3$$

El cono C es igual al cono B

Volumen del cono A

$$Y = 5.4 \text{ Ft}$$

$$h_2 = \frac{Y}{\text{Tg } 20^\circ} = \frac{5.4 \text{ Ft}}{0.364} = 14.84 \text{ Ft}$$

$$V_A = 1.05 (5.4 \text{ Ft})^2 (14.84 \text{ Ft})$$

$$V_A = 454.37 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Volumen de carga muerta} = V_A + V_B + V_C = 454.37 \text{ Ft}^3 + 56.80 \text{ Ft}^3 + 56.80 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Volumen de carga muerta} = 567.97 \text{ Ft}^3$$

Volumen del espacio vacío = Volúmen del cono D

$$Z = 12.5 \text{ Ft}$$

$$\text{Tg } 40^\circ = \frac{h_3}{12.5 \text{ Ft}}$$

$$h_3 = 12.5 \text{ Ft} \times \text{Tg } 40^\circ$$

$$h_3 = 12.5 \text{ Ft} \times 0.8391$$

$$h_3 = 10.49 \text{ Ft}$$

$$\text{Volumen de espacio vacío} = 1.05 (12.5 \text{ Ft})^2 10.49 \text{ Ft} = 172.10 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Volumen de carga rodante} = \text{Vol. total} - \text{Vol de carga muerta} - \text{Vol espacio vacío} = 19,635 \text{ Ft}^3 - 567.97 \text{ Ft}^3 - 172.10 \text{ Ft}^3$$

567.97

$$\text{Volumen de carga rodante} = 18,894.93 \text{ Ft}^3$$

La capacidad de la tolva de finos se determinó en forma práctica tomando 3 muestras diarias en la cabeza de la banda No. 5 que es la que descarga el mineral en la tolva de finos durante un tiempo considerable efectuando sobre

cada una de ellas un trabajo similar al que hace la carga al caer a la tolva y pasar a través de la misma hasta ser descargada, es decir, un acomodamiento de las partículas a medida que avanzan hasta llegar al fondo del depósito.

Pesadas sobre c/u de las muestras

1a.- Recipiente de 1 pie³ sin cernirlo 45.97 Kg

2a.- Recipiente de 1 pie³ cerniendo ligeramente 51.82 Kg

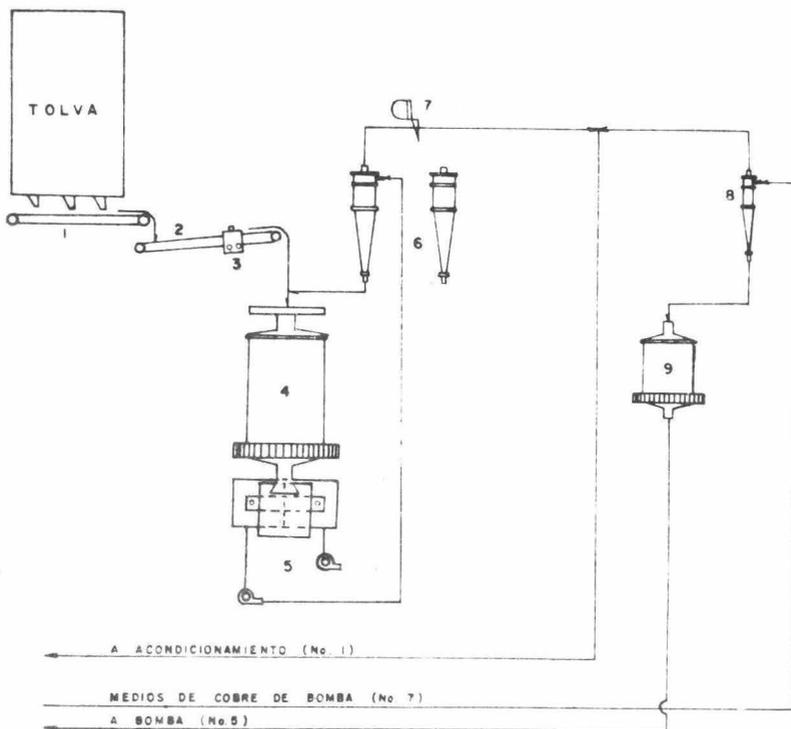
3a.- Recipiente de 1 pie³ cerniendo un poco más 55.13 Kg

$$\text{Carga rodante} = \frac{18,894.93 \text{ Ft}^3 (45.97 + 51.82)}{2} = \frac{1,847.735}{2} \text{ Kg}$$

$$\text{Carga rodante} = 923.87 \text{ TMS}$$

$$\text{Carga muerta} = 567.97 \text{ Ft}^3 \times 55.13 \text{ Kg/Ft}^3 = 31.312 \text{ Kg}$$

$$\text{Carga muerta} = 31.312 \text{ TMS}$$



MOLIENDA Y CLASIFICACION

- 1.— BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 2.— " " " 18"
- 3.— INTEGRADOR "MERRICK" MOD. L—430
- 4.— MOLINO DE BOLAS A. C.H. DE 9' x 11'
- 5.— BOMBAS "DENVER" S.R.L-C DE 8" x 6"
- 6.— CICLONES "KREBS" D20—B
- 7.— MUESTREADOR AUTOMATICO "DENVER"
- 8.— CICLON "KREBS" D10—B
- 9.— MOLINO DE REMOLIENDA "DENVER" 5' x 5'

U N A M	INFORME PROFESIONAL	
	ADIESTRAMIENTO PARA	
	METALURGISTAS	
	C. H. LINARESE	ABRIL 1974

2b.- Molienda y Clasificación.

2bl.- Cálculo del molino de bolas.

Para calcular un molino a nivel planta es necesario relacionarlo con datos del molino a nivel laboratorio.

I.- Molino del laboratorio:

a) Volumen del molino del laboratorio:

$$D = 33 \text{ cm}$$

$$L = 16 \text{ cm}$$

$$V = 10 \text{ Lts} = 0.01 \text{ m}^3 \quad 0.00975 \text{ m}^3$$

$$CB = 0.2044 (0.01 \text{ m}^3) (7.85 \text{ Ton/m}^3) = 1.6 \times 10^{-2} \text{ Ton} =$$

$$CB = 16 \text{ Kg}$$

b) Análisis de cribas (laboratorio)

Alimentación al molino:

Muestra = 1 Kg

MALLA	PESO (Kg)	% PESO	% ACUMULADO
+ 40	0.565	56.60	56.60
+ 50	0.060	6.00	62.60
+ 65	0.035	3.50	66.10
+ 100	0.082	8.20	74.30
+ 150	0.032	3.20	77.50
+ 200	0.006	0.60	78.10
- 200	0.219	21.90	100.00

Descarga del molino (laboratorio) peso = 1 Kg

MALLA	PESO (Kg)	% PESO	% ACUMULADO
+ 40	0.0160	1.60	1.60
+ 50	0.0025	0.25	1.85
+ 65	0.0030	0.30	2.15
+ 100	0.0660	6.60	8.75
+ 150	0.0610	6.10	14.85
+ 200	0.0190	1.90	16.75
-200	0.8325	<u>83.25</u>	100.00
		100.00	

c.- Tiempo de Molienda: (laboratorio)

T_1 = Tiempo de molienda = 13 min

T_e = Tiempo efectivo = ?

c = Tamaño a + 65 malla s - 10 mallas

$$\frac{T_1}{c} = \frac{T_e}{100} ; \frac{T_1 (100)}{c} = \frac{13 \times 100}{66.10}$$

$$T_e = 19.7 \text{ min}$$

d) Capacidad del molino del laboratorio.-

$$\frac{1 \text{ Kg}}{19.7} \cdot \frac{60}{60} \cdot \frac{24 \text{ Hr}}{24 \text{ Hr}} = \frac{1440}{19} = 75.79 \text{ Kg/24 Hr} = 0.07579 \text{ Ton/24 Hr}$$

II.- Molino de la planta

a) Carga de bolas:

$$CE = 0.2044 V \rho$$

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 L$$

D = Diámetro 9 Ft

L = Longitud 11 Ft

$$V = 0.785 (9\text{Ft})^2 \cdot 11 \text{ Ft} = 699.44 \text{ Ft}^3 \times \frac{1 \text{ m}^3}{35.314 \text{ Ft}^3} = 19.8 \text{ m}^3$$

$$\rho = 7.85 \text{ Ton/m}^3$$

$$CE = 0.2044 \times 19.8 \text{ m}^3 \times 7.85 \text{ Ton/m}^3$$

$$CE = 31.77 \text{ Ton}$$

Cálculo de Molinos:

$$\text{Formula: } \frac{T}{t} = \frac{D^2 \cdot 6L}{d^2 \cdot 61}$$

$$\text{(Planta) } T = 650 \text{ Ton/24 Hr}$$

$$\text{(Laboratorio) } t = 0.07579 \text{ Ton/24 Hr}$$

$$d = 33 \text{ cm}$$

$$v = 0.00975 \text{ m}^3$$

Para conocer l tenemos:

$$v = \frac{d^2 l}{4} ; l = \frac{4(v)}{d^2} = \frac{4(0.00975 \text{ m}^3)}{(0.33\text{m})^2} = \frac{0.039}{0.34} = 0.1147 \text{ m}$$

$l = 11.47 \text{ cm} =$ Longitud requerida del molino, y entonces se puede calcular el diámetro requerido para el molino.

$$\frac{650}{0.07579} = \frac{D^{2.6}L}{(1.08)^{2.6}(0.38)} = \frac{D^{2.6}L}{0.39} = 8576.33$$

$$d = 33 \text{ cm} = 1.08 \text{ Ft}$$

$$l = 11.47 \text{ cm} = 0.38 \text{ Ft}$$

$$(1.08)^{2.6} = 1.023$$

$$D^{2.6}L = 8576.33 \times 0.39 = 3344.77$$

$$\text{Si } D = 9 \text{ Ft} ; 9^{2.6} = 300$$

$$L = \frac{3344.77}{300} = 11.15$$

Por lo que quedaría un molino 9' x 11'

Cálculo de la potencia (HP) necesaria para el molino

$$\text{HP} = 0.5418 (1.2 v)$$

$$V = \frac{\pi}{4} D^2L = 0.785 (9 \text{ Ft})^2 (11 \text{ Ft})$$

$$V = 699.43 \text{ Ft}^3$$

$$\text{HP} = 0.5418 \times 1.2 \times 699.43 \text{ Ft}^3 = 454.74$$

$$\text{Motor} = \frac{454.74}{0.85} = 534.99 \text{ HP}$$

Demanda en KW

$$1 \text{ HP} = 0.74565 \text{ KW}$$

$$534.99 \times \frac{0.74565}{1 \text{ HP}} = 398.92 \text{ KW}$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{398.92 \text{ KW}}{650 \text{ Ton}/24 \text{ Hr}} = 14.7 \frac{\text{KWH}}{\text{Ton}}$$

Entonces el molino calculado tendrá

Diámetro = 9 Ft

Longitud = 11 Ft

Motor = 550 HP

Demanda = 412 KW

Volúmen = 699.44 Ft³

Consumo de energía = 14.7 KWH/Ton

Velocidad crítica:

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{F}}$$

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{4.5}} = \frac{54.18}{2.12}$$

$$V_c = 25.56 \text{ R.P.M.}$$

Velocidad de trabajo:

$$V_t = 0.75 V_c$$

$$V_t = 0.75 \times 25.56$$

$$V_t = 19.17 \text{ R.P.M.}$$

Cálculo de la carga circulante:

Para realizar el cálculo de la carga circulante, se llevaron a cabo los siguientes pasos:

- a) Se tomaron muestras durante 6 días de la descarga del molino, el rebalse del clasificador y arenas de retorno al molino.
- b) Se realizó su análisis de mallas de c/u de las muestras y se tomó un promedio de cada uno de los puntos, obteniéndose el siguiente resultado:

1.- Descarga del molino

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO
+ 40	22.80	22.86
+ 50	10.00	32.46
+ 65	8.28	41.14
+ 100	22.86	64.00
+ 150	6.57	70.57
+ 200	1.43	72.00
- 200	<u>28.00</u>	100.00
	100.00	

2.- Rebalse del ciclón

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO
+ 40	1.28	1.28
+ 50	2.00	3.28
+ 65	3.00	6.28
+ 100	14.00	20.28
+ 150	10.00	30.28
+ 200	1.52	31.78
- 200	68.22	100.00

3.- Arenas del ciclón

MALLA	% EN PESO	% ACUMULATIVO
+ 40	32.50	32.50
+ 50	13.00	45.50
+ 65	10.00	55.50
+ 100	25.00	80.50
+ 150	5.00	85.50
+ 200	0.50	86.00
- 200	14.00	100.00

Una vez obtenido el análisis de mallas de los puntos anteriores podemos calcular la carga circulante con la siguiente fórmula:

$$\text{Proporción de carga circulante} = \frac{d - 0}{s - d} = P$$

Donde:

d = % Acumulativo en cualquier malla en la descarga del mclino

0 = % Acumulativo en la misma malla en el rebalse del clasificador

s = % Acumulativo en la misma malla en las arenas del clasificador

$$+ 65 = \frac{d - 0}{s - d} = \frac{41.14 - 628}{55.50 - 41.14} = \frac{34.86}{14.36} = 2.43$$

$$+ 100 = \frac{d - 0}{s - d} = \frac{64 - 20.28}{80.50 - 64} = \frac{43.72}{16.50} = 2.65$$

$$+ 150 = \frac{70.57 - 30.28}{85.50 - 70.57} = \frac{40.29}{14.93} = 2.70$$

$$+ 200 = \frac{72 - 31.78}{86 - 72} = \frac{40.22}{14.00} = 2.87$$

$$- 200 = \frac{28 - 68.22}{14 - 28} = \frac{40.22}{14} = 2.87$$

MALLA	P
+ 65	2.43
+ 100	2.65
+ 150	2.70
+ 200	2.87
- 200	<u>2.87</u>
	13.52

$$\bar{P} = \frac{13.52}{5} = 2.70$$

Tonelaje de carga circulante = T

$$T = FP$$

Si F = 650 Ton/día

$$T = 650 \times 2.70 = 1,755 \text{ Toneladas circulantes por día.}$$

2b2.- Clasificador.-

El equipo mas usado para la separación tipo centrifuga, es el separador ci clónico.

La alimentación entra al ciclón tangencialmente cerca de la parte superior y recibe un movimiento giratorio conforme entra a la cámara propiamente dicha. La velocidad tangencial de las partículas tiende a desplazarlas hacia la periferia. El movimiento espiral del fluido, da como resultado cierta aceleración radial hacia adentro de las partículas, mientras que simultáneamente la fuerza gravitacional les imparte una aceleración hacia abajo. El resultado es que las partículas gruesas se desplazan en una trayectoria espiral hacia abajo y las partículas finas se mueven hacia arriba en el núcleo central. A altas velocidades tangenciales, la fuerza exterior sobre las partículas tienen un valor varias veces mayor que la fuerza de gravedad, por lo cual los ciclones llevan a cabo más rápida y efectivamente la separación que cualquier otro tipo de clasificador.

Cálculo de ciclones:

Tomando como base los datos obtenidos del cálculo de la bomba podemos calcular el ciclón Krebs D-20 de esta unidad.

Datos necesarios:

GPM de agua en la alimentación al ciclón:

$$261.04 \times .2662 = 69.49 \text{ GPM}$$

GPM de la pulpa en la alimentación al ciclón:

$$261.04 \text{ GPM}$$

% en volumen de sólidos en la alimentación al ciclón:

$$261.04 \text{ GPM} \times 3.785 \frac{\text{lt}}{\text{G}} = 988.04 \text{ lt}$$

$$988.04 \text{ lt} \times 2.08 \text{ Kg/lt} = 2055.12 \text{ Kg de pulpa}$$

$$2055.12 \text{ Kg de pulpa} - 1508.05 \text{ Kg de sólido} = 547.07 \text{ Kg de agua}$$

Volúmen de sólidos = $1508.05 \text{ Kg} / 3.4 \text{ Kg/lt} = 443.54 \text{ lt}$
Volúmen de agua = = 547.04
Volúmen total = = 990.58 lt

$$\% \text{ Volúmen de sólidos} = \frac{443.54}{990.58} \times 100 = 44.78 \%$$

Diámetro del ciclón:

El diámetro del ciclón se puede calcular de gráficas de separación vs diámetro ó bien de capacidad óptima del ciclón vs diámetro.

En la grafica de separación vs diámetro se obtiene un diámetro de 20 pulgadas y en la gráfica de la capacidad vs diámetro nos da un valor de 7.8 pulgadas.

Realmente en la gráfica de separación vs diámetro si quisiéramos una separación requerida a -200 mallas siempre nos daría el mismo diámetro, pero si obtenemos el diámetro en base al galonaje alimentado nos dará el diámetro adecuado, para este caso 7.8 pulgadas ya que el galonaje para el cual estamos basando estos cálculos, un ciclón de 20 pulgadas sería demasiado grande, por lo que se escogería un ciclón de 10 pulgadas.

Caída de presión

$$S_a = S_b \times F_g \times F_p \times F_d$$

$$F_p = \frac{S_a}{S_b \times F_g \times F_d}$$

Donde:

S_a = Tamaño de separación actual

S_b = Tamaño de separación básica

F_g = Factor de gravedad específica de sólidos

F_p = Factor de caída de presión

F_d = Factor de densidad de alimentación

$$F_p = \frac{7.4}{74 \times 0.83 \times 10.5} = 0.119$$

Con este factor de caída de presión podemos consultar la gráfica caída de presión vs factor de separación, pero nos resulta una presión muy grande, por lo que las gráficas que tenemos no son adaptables a nuestros datos.

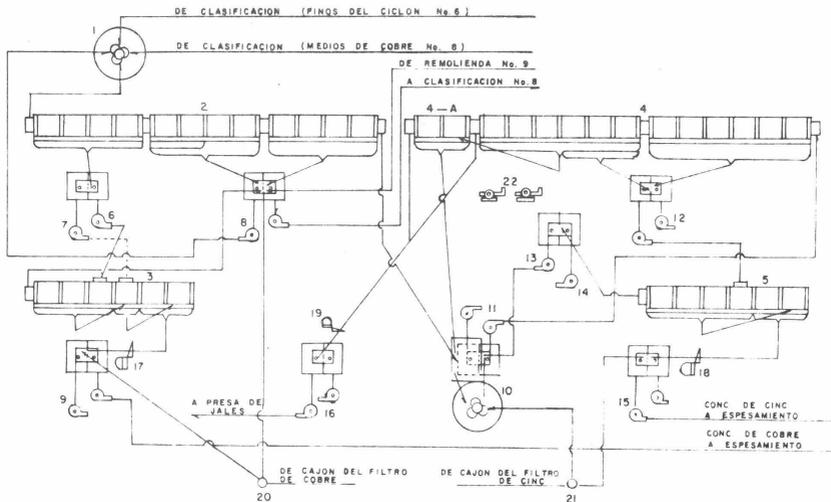
Diámetro del ápice.- Para calcular el diámetro del ápice, nos basaremos en la gráfica diámetro del ápice en pulgadas vs toneladas cortas secas/hora.

$$99.9 \times 1.1/24 = 45.96 \text{ TCSPH}$$

Diámetro del ápice = $2 \frac{1}{4}$ pulgada

Diámetro del vórtice.- Por no tener la curva para el cálculo del vórtice vamos a tomar un diámetro que puede variar de 2 a 3 veces el del ápice.

Diámetro del ápice $4 \frac{1}{2}$ " a $6 \frac{3}{4}$ "



SECCION DE ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION

- 1.— ACONDICIONADOR "DENVER" 8'x8', CIRCUITO DE COBRE
 - 2.— BANCO DE 12 CELDAS "DENVER" DR-24, PARA FLOTACION PRIMARIA Y AGOTATIVA DE COBRE
 - 3.— BANCO DE 6 CELDAS "DENVER" SUB-A-24 PARA LIMPIA DE COBRE
 - 4.— BANCO DE 12 CELDAS "DENVER" DR-24, PARA FLOTACION PRIMARIA Y AGOTATIVA DE CINC
 - 4-A.— BANCO DE 2 CELDAS REFLOTACION AGOTATIVA DE CINC
 - 5.— BANCO DE 6 CELDAS SUB-A-24, PARA LIMPIA DE CINC
 - 6.— BOMBA S.R.L. 2½"x2" CONC. PRIMARIO DE COBRE A LIMPIA
 - 7.— BOMBA S.R.L. 3"x3" CONC. PRIMARIO DE COBRE A LIMPIA
 - 8.— BOMBAS S.R.L. 5"x5" MEDIOS DE COBRE A REMOLIENDA BOMBA EXTRA A ACONDICIONADOR DE COBRE
 - 9.— BOMBAS S.R.L. 2½"x2" CONC. DE COBRE A ESPESAMIENTO
 - 10.— ACONDICIONADOR "DENVER" 8'x8', CIRCUITO DE CINC
 - 11.— BOMBAS S.R.L. 5"x5" CABEZA DE CINC
 - 12.— BOMBAS S.R.L. 3"x3" CONC. PRIMARIO DE CINC A LIMPIA
 - 13.— BOMBA S.R.L. 2½"x2" MEDIOS DE CINC
 - 14.— BOMBA S.R.L. 3"x3" MEDIOS DE CINC
 - 15.— BOMBAS S.R.L. 3"x3" CONC. DE CINC A ESPESAMIENTO
 - 16.— BOMBAS S.R.L. 6"x6" COLAS FINALES A PRESA DE JALES
 - 17.— MUESTREADOR AUTOMATICO "DENVER" PARA CONC. DE COBRE
 - 18.— " " " " " " " " CINC
 - 19.— " " " " " " " " COLAS FINALES
 - 20.— BOMBA "DENVER" S.R.L.V. 1½" x 1¼" RESUMIDERO DE COBRE
 - 21.— " " " " " " " " CINC
 - 22.— SOPLADORES "ARMEE" P/MAQUINAS FLOTACION "DENVER" DR-24
- 25 H.P. 34 m³ CAP.

U N A M	INFORME PROFESIONAL	
	ADIESTRAMIENTO PARA METALURGISTAS	
	C.H.LINARES E.	ABRIL 1974

2c.- Acondicionamiento y Flotación

2cl.- Cálculo de acondicionadores.-

Los tanques de acondicionamiento son generalmente usados para mezclar los reactivos con la pulpa y para controlar el tiempo de contacto con la pulpa.

Cálculo del acondicionador de cobre de esta unidad.-

Datos necesarios:

- 1.- Metros cúbicos de pulpa/min = 1.042
- 2.- Tiempo de acondicionamiento = 10 min
- 3.- Porcentaje de sólidos = 41%
- 4.- Gravedad específica de los sólidos = 3.55

Los datos anteriores se obtuvieron de la siguiente manera:

- 1.- Metros cúbicos de pulpa/min:

Rebalse del ciclón Krebs D-20-B

% de sólidos = 47%

$$\text{Gravedad específica de la pulpa} = G_e = \frac{100}{\% \text{ liq} + \frac{\% \text{ sól}}{G_e \text{ sól}}} = \frac{100}{53 + \frac{47}{3.4}} = 1.496$$

Ton sólidos por día = 650

$$650 \text{ — } 47$$

$$X \text{ — } 53$$

$$X = \frac{\text{Ton liq}}{\text{día}} = 733$$

$$\frac{\text{Ton de pulpa}}{\text{día}} = 650 + 733 = 1383 \frac{\text{Ton pulpa}}{\text{día}}$$

$$1383 \frac{\text{Ton pulpa}}{\text{día}} \times \frac{1}{1.496 \frac{\text{Ton pulpa}}{\text{m}^3 \text{ pulpa}}} \times \frac{1 \text{ día}}{24 \text{ hr}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ min}} = \frac{0.642 \text{ m}^3 \text{ pulpa}}{\text{min}}$$

Rebalse del ciclón Drebs D 10-B

$$\frac{20 \text{ lts pulpa}}{3 \text{ seg}} \times \frac{60 \text{ seg}}{\text{min}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ lts}} = 0.40 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{min}} + 0.642 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{min}} = 1.042 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{min}}$$

2.- El tiempo de acondicionamiento se determinó en base a pruebas de laboratorio.

3.- % sólidos del flujo alimentado al acondicionador

$$\% \text{ sólidos} = \frac{0.642 (47) + 0.40 (31)}{1.042} = \frac{30.17 + 12.40}{1.042} = \frac{42.57}{1.042} =$$

= 41 % sólidos de pulpa alimentada al acondicionador.

4.- Gravedad específica de los sólidos

$$G_s = \frac{0.642 (3.4) + 0.40 (3.8)}{1.042} = \frac{2.18 + 1.52}{1.042} = \frac{3.7}{1.042} = 3.55 \text{ Ge sólidos}$$

Entonces el volumen del acondicionador será:

$$V = 1.042 \text{ m}^3 \frac{\text{pulpa}}{\text{min}} \times 10 \text{ min} = 10.42 \text{ m}^3$$

Entonces para obtener las dimensiones del acondicionador tenemos que considerar el 85% de volumen útil por lo tanto el volumen requerido será.

$$10.42 \text{ m}^3 + 0.15 (10.42 \text{ m}^3) = 11.98 \text{ m}^3$$

Sabiendo que el cilindro de máximo volumen es el que tiene su diámetro y altura iguales tenemos:

$$Vol = \frac{\pi}{4} D h ; \quad V = \frac{\pi}{4} D^3 \quad \text{si } h = D$$

$$11.98 = \frac{\pi}{4} D^3$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \times 11.98}{3.1416}} = \sqrt[3]{15.25} = 2.48 \text{ m} ;$$

Medidas requeridas del acondicionador de cobre

$$D = 2.48 \text{ m} = 8.13 \text{ Ft} \approx 8 \text{ Ft}$$

$$h = 2.48 \text{ m} = 8.13 \text{ Ft} \approx 8 \text{ Ft}$$

Cálculo del acondicionador de zinc:

Datos necesarios:

Tiempo de acondicionamiento = 10 min

Vol. pulpa alimentada por minuto = 33.3 Ft³/min

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 h = \frac{33.3 \text{ Ft}^3 \text{ pulpa}}{\text{min}} \times 10 \text{ min} = 333 \text{ Ft}^3$$

Si $h = D$ para cilindro de máximo volúmen

$$V = \frac{\pi}{4} D^2 D = \frac{\pi}{4} D^3 = 333 \text{ Ft}^3$$

Si el volúmen útil de un acondicionador es del 85% tenemos que:

$$\text{Vol requerido} = 333 \text{ Ft}^3 + 0.15 (333 \text{ Ft}^3) = 383.0 \text{ Ft}^3$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \text{ Vol requerido}}{\pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \times 383.0 \text{ Ft}^3}{3.1416}} = \sqrt[3]{487.6 \text{ Ft}^3} =$$

$$D = 7.87 \text{ Ft} \approx 8 \text{ Ft}$$

$$D = h = 8 \text{ Ft} = 2.44 \text{ m}$$

Como se aprecia las dimensiones calculadas son iguales a las dimensiones de los acondicionadores instalados en esta unidad.

2c2.- Cálculo de Celdas.

Celdas de flotación.- 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 una conducción apropiada para la introducción del aire necesario a la formación de las espumas y a la agitación.

Cálculo de las celdas de flotación.- Para calcular las celdas de flotación de esta planta fué necesario obtener los siguientes datos:

1.- Tiempos necesarios para obtener mayor recuperación de los valores en el laboratorio de experimentación:

Acondicionamiento de cobre	10 minutos
Flotación primaria y agotativa de cobre	8 "
Limpias de cobre (2)	4 "
Acondicionamiento de zinc	10 "
Flotación primaria, agotativa y refluotación agotativa de zinc	7 "
Limpias de zinc (2)	4 "

2.- Gastos en los diferentes bancos de celdas: Vol de pulpa Ft³/min

Acondicionamiento de cobre	37.2
Flotación primaria y agotativa de cobre	37.2
Limpias de cobre (2)	6.6
Acondicionamiento de zinc	33.3
Flotación primaria, agotativa y refluotación agotativa de zinc	38.4
Limpias de zinc (2)	7.7

3.- Capacidad de las celdas de flotación utilizadas en esta planta:

Denver DR - 24 para flotación Rougher y Scavenger = 50 Ft³

Denver Sub A - 24 para limpia y refluotación agotativa = 50 Ft³

Nota; Se debe tomar un factor de aproximadamente 100% en las celdas DR-24
y de 700% para las Sub A-24

Cálculo de la flotación primaria y agotativa de cobre

$$V = 37.2 \text{ Ft}^3/\text{min} \times 8 \text{ min} = 297.6$$

$$\text{Vol requerido} = 297.6 \text{ Ft}^3 + 1 (297.6 \text{ Ft}^3) = 595.2 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Número de celdas requeridas} = \frac{595.2 \text{ Ft}^3}{50 \text{ Ft}^3/\text{celda}} = 11.90 \quad 12 \text{ celdas}$$

Cálculo para la limpia de cobre

$$V = 6.6 \text{ Ft}^3/\text{min} \times 4 \text{ min} = 26.4 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Vol requerido} = 26.4 \text{ Ft}^3 + 7(26.4 \text{ Ft}^3) = 211.2 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Número de celdas requeridas} = \frac{211.2 \text{ Ft}^3}{50 \text{ Ft}^3/\text{celda}} = 4.224$$

Para este caso se necesitan 5 celdas, pero como el motor está acoplado por pares de celdas se requieren 6 celdas.

Cálculo para la flotación primaria, agotativa y refluotación agotativa de zinc:

$$V = 38.4 \text{ Ft}^3/\text{min} \times 7 \text{ min} = 268.8 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Vol requerido} = 268.8 \text{ Ft}^3 + 1 (268.8 \text{ Ft}^3) = 537.6 \text{ Ft}^3$$

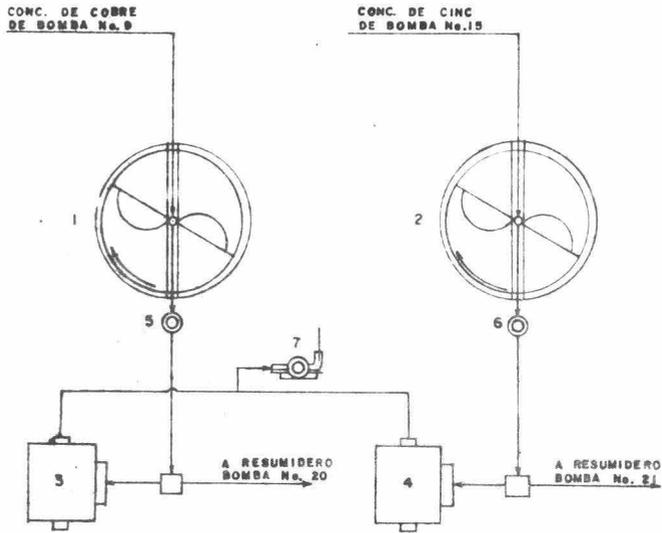
$$\text{Número de celdas requeridas} = \frac{537.6 \text{ Ft}^3}{50 \text{ Ft}^3/\text{celda}} = 10.75 \quad \text{por lo que se requieren 12 celdas.}$$

Cálculo para la limpia de zinc

$$V = 7.7 \text{ Ft}^3/\text{min} \times 4 \text{ min} = 30.8 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Vol requerido} = 30.8 \text{ Ft}^3 + 7(30.8 \text{ Ft}^3) = 246.4 \text{ Ft}^3$$

$$\text{Número de celdas requeridas} = \frac{246.4 \text{ Ft}^3}{50 \text{ Ft}^3/\text{celda}} = 4.93 \quad \text{por lo tanto se requieren 6 celdas.}$$



SECCION DE ESPESAMIENTO Y FILTRADO

- 1.—ESPESADOR "EIMCO" 35'x10' PARA EL CONC. DE COBRE
- 2.— " " " " " " " " " " CINC.
- 3.— FILTRO DE TAMBOR "EIMCO" 8'x10' 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.

U N A M	INFORME PROFESIONAL
	ADIESTRAMIENTO PARA METALURGISTAS
	C.H. LINARES E. ABRIL 1974

2d.- Espesamiento y Filtrado.-

2dl.- Cálculo de espesadores.- Se denomina espesamiento ó sedimentación a la operación consistente en separar de una suspensión un fluido claro que sobrenada y un lodo bastante denso que contenga una elevada concentración de materias sólidas. En la industria, la sedimentación de las suspensiones acuosas es un proceso continuo que se lleva a cabo en los llamados espesadores, grandes depósitos a los cuales llega por el centro o por un lado la suspensión o lodo diluido, y que permiten el rebose del líquido que sobrenada separándolo del lodo espeso que sale por el fondo del aparato.

Las siguientes tablas son datos obtenidos experimentalmente en el laboratorio habiéndose tomado muestras de diferentes puntos como son: alimentación de concentrado de cobre al espesador, alimentación de concentrado de zinc al espesador, colas finales y lamas.

Cálculo del espesador de cobre

Fórmula:
$$A = \frac{1.333 (F - D)}{R}$$

Donde:

A = Pies²/Ton/24 horas

F = Dilución de la alimentación

D = Dilución de la descarga

R = Vel. asentamiento pies/Hr

$$F = \frac{\text{Vol pulpa} - \text{Vol muestra}}{\text{Peso de muestra}} = \frac{1000 - 248/4.4}{248} = \frac{943.64}{248}$$

$$F = 3.8 : 1$$

$$D = \frac{\text{Vol pulpa} - \text{Vol muestra}}{\text{Peso muestra}} = \frac{204 - 248/4.4}{248} = \frac{147.64}{248} = 0.6$$

Para 20% sólidos velocidad de asentamiento

TIEMPO (min)	ml de Agua Clara	Dilución
0	1000	3.8 : 1
18	204	0.6 : 1

$$R = \frac{796 \text{ ml}}{18 \text{ min}} \times \frac{1 \text{ mm}}{2.55 \text{ ml}} \times \frac{60 \text{ min}}{1 \text{ hora}} \times \frac{1 \text{ Ft}}{304.8 \text{ mm}} = \frac{47760}{13990}$$

$$R = 3.4 \text{ pies/hora}$$

$$A = \frac{1.333 (3.8 - 0.6)}{3.4} = 1.25 \text{ Ft}^2/\text{Ton}/24 \text{ horas}$$

$$\text{Area requerida} = 1.25 + 0.25 (1.25) = 1.56 \text{ Ft}^2/\text{Ton}/24 \text{ horas}$$

$$\text{TMSPD Alimentadas} = 30$$

$$30 \text{ TMSPD} \times 1.1 \frac{\text{TCSPD}}{\text{TMSPD}} = 33 \text{ TCSPD}$$

$$\text{Area} = \frac{\pi d^2}{4} = 1.56 \text{ Ft}^2/\text{TCSPD} \times 33 \text{ TCSPD} = 51.48 \text{ pies}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{4A}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \times 51.48 \text{ pies}^2}{3.1416}} = \sqrt{\frac{205.92}{3.1416}} = \sqrt{65.55} = 8.1 \text{ pies}$$

Para 25% de sólidos tenemos:

$$F = \frac{1000 - 310/4.4}{310} = \frac{930}{310} = 3 : 1$$

$$D = \frac{259 - 310/4.4}{310} = 0.61 : 1$$

Velocidad de asentamiento

Tiempo en min	ml Agua Clara	Dilución
0	1000	3 : 1
35	259	0.61 : 1

$$R = \frac{741}{35} \times \frac{1}{2.85} \times \frac{60}{1} \times \frac{1}{304.8} = \frac{44460}{30403.8} = 1.46$$

$$A = \frac{1.333 (3 - 0.61)}{1.46} = 2.18$$

$$30 \times 1.1 = 33 \text{ TCSPD}$$

$$33 \times 2.18 = 71.94 \text{ pies}^2/\text{TCSPD}$$

$$71.94 \times 1.25 = 89.92 \text{ pies}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 89.92}{3.1416}} = \sqrt{\frac{359.68}{3.1416}} = \sqrt{114.49} = 10.7 \text{ pies}$$

$$d = 10.7 \text{ pies}$$

El diámetro requerido para el espesador lo tomaremos del cálculo de menor porcentaje de sólidos = 8 pies de diámetro

Cálculo del espesador de zinc

Para 27% sólidos

$$F = \frac{1000 - 327/4.2}{327} = 2.82 : 1$$

$$D = \frac{275 - 327/4.2}{327} = 0.6 : 1$$

Velocidad de asentamiento

Tiempo (min)	ml de Agua Clara	Dilución
0	1000	2.82 : 1
19	275	0.60 : 1

$$R = \frac{725}{19} \times \frac{1}{2.85} \times \frac{60}{1} \times \frac{1}{304.8} = \frac{43,500 \text{ pies}}{16,504.9 \text{ horas}} = 2.64 \text{ pies/hora}$$

$$A = \frac{1.333 (2.82 - 0.6)}{2.64} = 1.12 \text{ pies}^2/\text{TMSPD}$$

Si tenemos 90 TMSPD x 1.1 = 99 TCSPD

Area requerida = 1.12 + 0.25 (1.12) = 1.40 pies²/TCSPD

$$A = 1.40 \times 99 = 138.60 \text{ Pies}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 138.60}{3.1416}} = \sqrt{176.47} = 13.2 \text{ pies}$$

Cálculo del espesador de colas

Para 30% sólidos

$$F = \frac{1000 - 353/3.3}{353} = 2.53 : 1$$

$$D = \frac{452 - 353/3.3}{353} = 0.98 : 1$$

Velocidad de asentamiento

Tiempo (min)	ml de Agua Clara	Dilución
0	1000	2.53 : 1
30	452	0.98 : 1

$$R = \frac{548}{30} \times \frac{1}{2.85} \times \frac{60}{1} \times \frac{1}{304.8} = \frac{32880}{26060.40} = 1.26 \text{ pies/hora}$$

$$A = \frac{1.333 (2.53 - 0.98)}{1.26} = 1.64 \text{ pies}^2/\text{TMSPD}$$

$$\text{Area requerida } 1.64 + 0.25 (1.64) = 2.05 \text{ pies}^2/\text{TMSPD}$$

$$540 \text{ TMSPD} \times 1.1 = 594 \text{ TCSPD}$$

$$A = 2.05 \times 594 = 1217.7 \text{ pies}^2$$

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 1217.7}{3.1416}} = \sqrt{1550.42} = 39.38 \text{ pies}$$

Cálculo del espesador de lamas

Para 15% de sólidos

$$F = \frac{1000 - 165/3.2}{165} = 5.75 : 1$$

$$D = \frac{216 - 165/3.2}{165} = 1 : 1$$

Velocidad de asentamiento

Tiempo (min)	ml Agua Clara	Dilución
0	1000	5.75 : 1
160	216	1 : 1

$$R = \frac{784}{160} \times \frac{1}{2.85} \times \frac{60}{1} \times \frac{1}{304.8} = \frac{47040}{138988} = 0.34 \text{ pies/Hr}$$

$$A = \frac{1.333 (5.75 - 1)}{0.34} = 18.62 \text{ pies}^2/\text{TMSPD}$$

$$\text{Area requerida} = 18.62 + 0.25 (18.62) = 23.27 \text{ pies}^2/\text{TMSPD}$$

$$130 \text{ TMSPD} \times 1.1 \frac{\text{TCSPD}}{\text{TMSPD}} = 143 \text{ TCSPD}$$

$$A = \frac{\pi D^2}{4} = 23.27 \times 143 = 3327.6 \text{ pies}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \times 3327.6}{3.1416}} = \sqrt{4237} = 65.1 \text{ pies}$$

2d2 Cálculo de filtros.- La filtración es una operación en la que una mezcla heterogénea de un fluido y de las partículas de un sólido se separa en sus componentes gracias al concurso de un medio filtrante que permite el paso del fluido, pero retiene a las partículas del sólido. Esta operación implica por tanto, el flujo de fluidos a través de medios porosos.

En todos los tipos de filtración, la mezcla o lodo fluye debido a alguna acción impulsora, como la gravedad, la presión (o el vacío) o la fuerza centrífuga. El medio filtrante retiene y soporta a las partículas sólidas que van formando una torta porosa sobre la que se superponen sucesivos a medida que el líquido va atravesando la torta y el medio filtrante.

Para calcular el filtro de concentrado de cobre se requieren los siguientes datos:

- 1.- Toneladas métricas de pulpa de cobre por día: 80 (Balance agua pulpa - 60 % sólidos).
- 2.- Dimensiones del filtro actual : 8' x 10'
- 3.- Promedio de toneladas de pulpa filtrada por hora y por pie² = 0.035

Filtro requerido para la capacidad de 650 Ton/24 Horas tratadas por la planta de beneficio.

$$\text{Area filtrante necesaria} = \frac{80/24}{0.035} = \frac{3.333}{0.035} = 95 \text{ pies}$$

$$\text{Area filtrante actual} = 3.1416 \times 8 \text{ pies} \times 10 \text{ pies} = 251.3 \text{ pies}$$

Como se puede apreciar el área filtrante actual es mucho mayor que el área necesaria por lo que la sección de filtración de cobre no presentará ningún problema.

Cálculo del filtro para el concentrado de zinc.

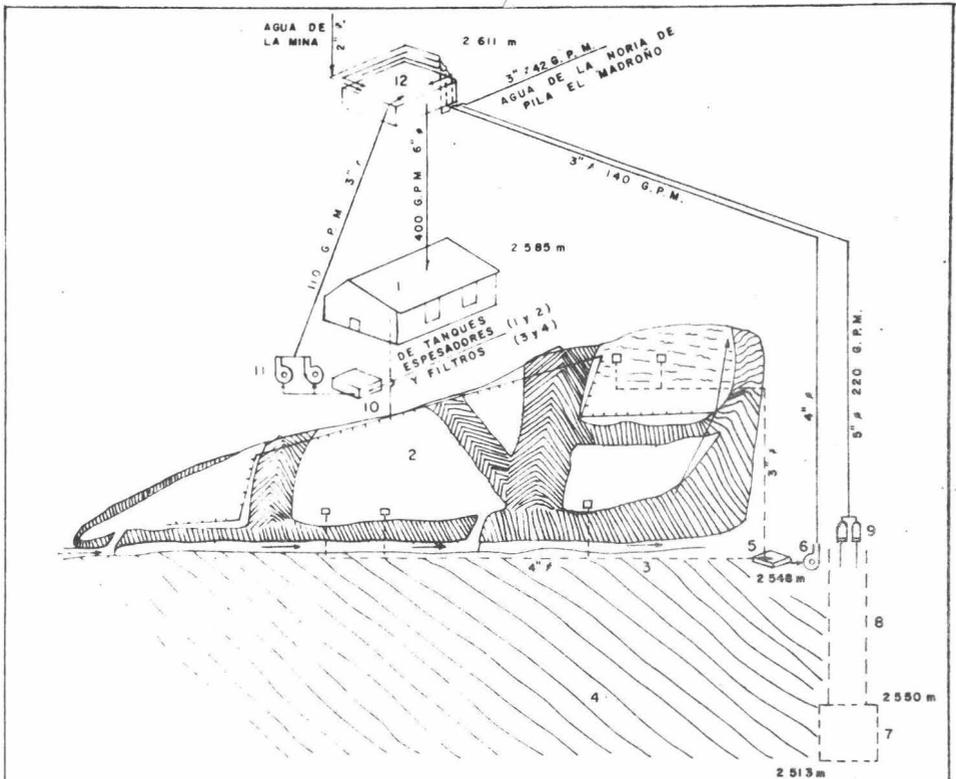
1.- Toneladas métricas de pulpa de zinc por día : 163 (60% sólidos)

2.- Dimensiones del filtro actual : 8' x 10'

$$\text{Area filtrante necesaria} = \frac{163/24}{0.035} = \frac{6.791}{0.035} = 194 \text{ pies}^2$$

$$\text{Area filtrante actual} = 3.1416 \times 8' \times 10' = 251.3 \text{ pies}^2$$

También el área actual para filtrado de concentrado de zinc es mucho mayor que el área filtrante necesaria por lo que tampoco habrá problemas para filtrar el concentrado de zinc.



FLUJO DEL JAL Y RECUPERACION DE AGUA

- 1 - BOMBAS S.R.L. DE 6" x 6" (16) DE LA SECCION DE ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION DEL MOLINO
- 2 - PRESA DE JALES
- 3 - LINEAS DRENAJE DE PRESAS
- 4 - FILTRACIONES DEL AGUA DE LA PRESA DE JALES
- 5 - PILETA PARA RECUPERACION DE AGUA DE JALES
- 6 - BOMBA AUTOMATICA "INGERSOLL RAND" DE 2" AGUA RECUPERADA DE LA PRESA A PILA DEL HOSPITAL (12)
- 7 - CRUCERO PARA RECUPERAR EL AGUA DE LAS FILTRACIONES
- 8 - TIRO No. "2" PARA AGUA FRESCA
- 9 - BOMBAS "BYRON JACKSON" DE 6" PARA EL AGUA DEL TIRO No. "2"
- 10 - PILETA DE RECUPERACION DE AGUA DE TANQUES ESPESADORES Y FILTROS
- 11 - BOMBAS CENTRIFUGAS WORTHINGTON DE 1 1/2" AGUA DE RECUPERACION DE TANQUES Y FILTROS A PILA DEL HOSPITAL
- 12 - PILA DEL HOSPITAL PARA ALMACENAR AGUA FRESCA Y RECUPERADA

U N A M	INFORME PROFESIONAL	
	ADIESTRAMIENTO PARA METALURGISTAS	
	C.H. LINARES E.	ABRIL 1974

2e.- Flujo de Jal y Recuperación de Agua.-

2e1.- Presa de Jales: Las presas de jales por lo regular se construyen a aprovechando el relieve del terreno disponible. Para iniciar la presa se - construyen primero los bordos que sirven para limitar la presa; estos bordos se pueden construir con material compactado ó bien del mismo jal que se va amontonando hasta que los bordos tienen una altura adecuada que sirva de - cortina de la presa. La presa debe contar con un sistema de drenaje a base de chupaderos por donde se desaloja el agua que llevan las colas del molino y pueda ser recuperada en alguna pileta.

Una vez limitada la presa se tiende una red de tubería alrededor de la presa sobre crucetas de tubo ó de madera, la tubería sirve para descargar el - jal y debe contar con tapones distribuidos a una distancia tal que sirva pa ra desalojarlo en el lugar más apropiado, teniéndose mucho cuidado en conservar el vaso de la presa, cuyo punto más bajo deberá ser el de drenaje.

El jal en la presa de esta unidad se distribuye alrededor de cada una de - las 5 secciones con que cuenta la presa, por medio de una tubería que tiene tapones de madera a una distancia aproximada de 6 metros c/u. La cantidad de agua con que cuenta la presa de jales es únicamente la que contienen las colas del molino, ya que el arroyo que desemboca en esta presa, solamente - trae agua en tiempo de lluvias. El agua en una presa de jales debe de estar controlada de tal modo que no ponga en peligro la cortina de la presa.

2e2.- Recuperación de Agua.- El agua que se recupera en esta unidad es la que proviene del drenaje de la presa y es bombeada desde una pila por medio de una bomba automática "Ingersol Rand" de 2" y motor de 40 HP hasta la pila del hospital con capacidad de 640,000 litros.

También se recupera agua del crucero que junta el agua de las filtraciones de la presa y agua clara en el tiro No. 2 donde es bombeada por medio de un par de bombas de pozo profundo Byron Jackson de 6" con motores de 75 HP c/u hasta la pila del hospital.

La planta recupera agua también de los tanques espesadores y filtros en una pileta donde es bombeada por medio de un par de bombas centrífugas Worthington de 1 1/2" con motores de 15 y 20 HP hasta la pila del hospital.

La planta cuenta también con un suministro de agua de la pila del madroño - en la Noria, así como también agua de la mina, pero solo en ocasiones de emergencia cuando el agua de recuperación no es suficiente para satisfacer las necesidades del molino.

La mina utiliza jal para rellene, las colas del molino son enviadas a un ciclón clasificador Krebs D-15, el cual manda la arena a la mina y las lamas las regresa a la presa de jales.

2f.- Muestreo.-

2f1.-Muestreo de cabeza de tolva: El muestreo del mineral triturado se lle va a cabo por medio de un cortador automático Denver, tomando una muestra - cada 5 minutos y depositandola en una pequeña banda transportadora, lo cual descarga en un partidior Johns, descargando una parte de esta a la tolva en tanto que la otra va a través de un chute tubular hasta un tambo de 200 lts de capacidad, del que posteriormente se saca para muestrearla manualmente.

Cuando el mineral cortado es mucho, se muestrea por cuarteo en un lugar cer cano al depósito, tantas veces como sea necesario hasta reducir la cantidad de mineral, para luego llevarse al departamento de muestreo donde se le sigue reduciendo de tamaño y proseguir con el sistema de reducción por cuarteo hasta tener una muestra entre 15 y 20 Kg aproximadamente.

Del mineral eliminado en el primer cuarteo se toma una muestra para formar el compósito mensual, la cual depende de la cantidad de mineral triturado, mientras que el resto del último cuarteo o sean mas o menos 15 a 20 Kg se trituran a aproximadamente - $1/8''$ para luego pasarse a un partidior Johns, - obteniendose entre 1 y 1.5 Kg. Esta cantidad se seca en un horno cuya tempe ratura se mantiene a 110° C, luego se vuelve a pasar por otro partidior Johns mas chico para reducirla todavía más, tomandose finalmente 2 muestras, una para el ensaye y otra como duplicado. La primera se manda a analizar por - Ag, Pb, Cu, Zn, Fe, óxidos e insoluble en tanto que la segunda se guarda pa ra posible comprobación.

Una vez formado el compósito mensual se le muestrea en la misma forma que al de 24 horas, se toman 10 Kg para determinar la granulometría del compósito, otra muestra de 3 Kg para el compósito anual y el resto del último cuarteo se tritura a aproximadamente - $1/8''$ y se toman 2 muestras de 250 g, una se pulveriza a -150 mallas y se envia al ensaye a analizar por lo mismo que la muestra diaria, en tanto que la otra se guarda como duplicado.

Al compósito anual se le practican las mismas determinaciones que al mensual y el muestreo se hace de la misma forma.

La muestra que sobra, tanto de compósitos mensuales como de anuales, se tritura en quebradora de cono a - 10 mallas para luego correr en el laboratorio de experimentación las pruebas metalúrgicas necesarias.

2f2.- Muestreo de cabeza de flotación.- La muestra es cortada en el rebal se del ciclón Krebs D-20 (que manda los finos del ciclón a flotación), por un muestreador automático Denver tomando un corte cada 15 minutos para turno y para 24 horas una vez sacada las muestras de los filtros, se ponen a - secar en un horno por un tiempo aproximado de 2 horas a una temperatura constante aproximada de 110° C posteriormente se secan y una vez frias se pasan por un cedazo de 10 mallas para desmoronarlas y después se mezclan en una - tela ahulada. (50 veces).

De la muestra de turno se toman 2 muestras de 250 gr. c/u, una de las cuales se pulveriza hasta que toda pase por un cedazo de 150 mallas y se manda al ensaye para ser analizada por plata, plomo, cobre, zinc y hierro; en tanto que la otra muestra queda como duplicado para alguna comprobación.

La muestra para 24 horas se muestrea de la misma forma que para turno con la diferencia que para esta muestra de 24 horas se toman 3 muestras, dos de ellas de 200 gr y la otra de 250 gr de las dos primeras una se pulveriza has ta que toda pase por una malla de 150 y se envía al ensaye donde sigue el - mismo procedimiento que la de turno, además de ser ensayada por óxidos e in solubles; la otra muestra de 200 gr se guarda como duplicado, y la muestra de 250 gr se guarda para el compósito mensual. Con el sobrante de la muestra se lleva a cabo un análisis de cribas (con 1 Kg de muestra), con el fin de conocer el grado de liberación del mineral.

Para llevar a cabo el compósito mensual, la muestra recaudada diariamente - se pone a secar y se enfría, después se pasa por la malla de 10 y se mezcla en tela ahulada y se toman 2 porciones, una de 1 kg y la otra de 500 gr. A la primera se le realiza un análisis de mallas y la segunda para formar el compósito anual, no tomándose muestra para ensaye, ya que las liquidaciones se hacen en base al ensaye de los lotes embarcados.

El compósito anual se muestrea de la misma forma que el compósito mensual,

La muestra tomada es de 1 Kg y se le efectúa un análisis de cribas.

2f3.- Muestreo de concentrados de cobre y zinc: Las muestras son obtenidas mediante un par de cortadores automáticos Denver que toman muestras cada 5 minutos para cobre (turno y 24 horas), y cada 10 minutos para Zn. El muestreo para Cu y Zn se lleva a cabo de la misma forma para ambos y también el mezclado en tela ahulada, es igual al del muestreo de finos del ciclón y de colas.

De las muestras para turno se pesan 500 gr y se afinan en un metate hasta que toda pase por un cedazo de 150 mallas, después se mezclan nuevamente en tela ahulada y se toman con espátula dos muestras de 250 gr c/u se mandan al ensaye una de ellas para ser analizada por Ag, Pb, Cu, Zn, Fe, quedando la otra muestra como duplicado para posibles aclaraciones.

La muestra obtenida para 24 horas de los concentrados se muestrean de la misma forma que las de turno con la diferencia que para 24 horas se toman dos muestras, una de 500 gr y otra de 250 gr, de la primera muestra se toman 2 muestras de 250 gr c/u, de las cuales una de ellas se afina y se manda a analizar por Ag, Pb, Cu, An, Fe, óxidos e insolubles, y la otra queda como duplicado. La segunda muestra se guarda para formar el compósito mensual el cual se lleva a cabo de la forma antes dicha, así como también el compósito anual.

2f4.- Muestreo de Carros: El muestreo, tanto de cobre como de zinc se verifica a la hora del embarque en los trailers y carros de volteo para determinar el contenido de valores y humedad, que es la base para elaborar los estados metalúrgicos para los periodos mensuales de operación.

Para el muestreo de trailers la muestra se toma con un tubo de hierro que tiene en un extremo forma de cruz y a lo largo del tubo tiene una ranura, el tubo se introduce en el concentrado en diferentes puntos de la caja del trailer y para que penetre hasta el fondo se le da vuelta, una vez sacado el tubo la muestra queda dentro de él y se saca golpeando el tubo con una varilla.

Existe tambien para este tipo de muestreo el muestreador de taladro que automáticamente penetra en el concentrado y al sacarlo deposita la muestra en un aditamento previamente determinado que sirve como depósito de la muestra, este tipo de muestreador es más efectivo que el de tubo ya que el de tubo no siempre alcanza a penetrar hasta topar con el piso de la caja del vehículo y el de taladro siempre penetra al tope.

Para concentrado de Cu la muestra obtenida del trailer (por lo regular el Cu se embarca a San Luis en Trailer) se extiende en una charola grande y se - cuartea muy bien para tomar una muestra de 1 Kg la cual se deja secar en una mufla por 24 horas, para determinar el % de humedad. El peso seco es mandado a la oficina del molino y despues ésta manda el peso que se debe tomar de muestra, por cada 4 carros se forma un lote el cual es cuarteado y se toman 2 muestras de aproximadamente 250 gr cada una, una de las cuales va al ensaye y la otra queda como duplicado.

Para el muestreo de Zn se sigue el mismo procedimiento del muestreador de tubo pero en carros de volteo.

La muestra tomada se extiende y se toma una muestra de 600 gr se seca y se - sigue el mismo procedimiento que para el Cu, solo que por cada 5 carros se - hace un lote, o sea una muestra de 3 Kg de la cual se toman 2 de 250 gr al - igual que para el Cu.

2f5.- Muestreo de colas finales: Las colas finales son muestreadas exacta- mente igual que los finos del ciclón y su frecuencia de toma de muestras es la misma es decir de 15 minutos, a las colas y a los finos del ciclón se le efectúa diariamente un análisis de cribas.

2g.- Laboratorio Metalúrgico

2gl.- Pruebas Metalúrgicas con diferentes Minerales.- El entrenamiento en el laboratorio metalúrgico está enfocado principalmente a realizar pruebas metalúrgicas de diferentes muestras traídas de la mina de la Unidad, así como de muestras traídas de otras minas.

Las pruebas realizadas en este laboratorio son completas, ya que el mineral - que llega en forma grosera, sigue todo un proceso similar al mineral tratado - en la planta de beneficio. Es decir el mineral es quebrado en una quebradora de quijada para reducirlo hasta un tamaño menor de - 1/2 pulgada, despues es - pasado por una malla de 10, el mineral que está + 10 mallas es pasado por una quebradora de campana hasta que toda la muestra queda a - 10 mallas. Una vez que toda la muestra pasa por la malla de 10, se homogeiniza y se reduce por medio de un partidior Johns hasta tener 2 muestras de aproximadamente 250 gr cada una, de las cuales una se manda analizar para conocer la cabeza del mineral y la otra queda como duplicado para una posible aclaración. El resto de la muestra queda lista para realizarle pruebas de molienda y determinar el tiempo adecuado al cual el mineral tiene una mejor liberación.

Una vez determinado el tiempo adecuado, se procede a realizar las pruebas de - flotación. Estas pruebas pueden ser comparativas de un reactivo vs otro, o - bien pueden ser estandar en base a pruebas ya establecidas en este laboratorio.

Las pruebas realizadas deben tener la finalidad de mejorar o encontrar un proceso adecuado de flotación en base a probar diferentes reactivos como son, colectores, depresores, espumantes, modificadores etc., así como también en base a variar tiempos en el acondicionamiento, flotación primaria, agotativa y limpias, hasta obtener el mejor resultado posible.

Una vez obtenido los concentrados y las colas finales, se pasan a un filtro de presión y posteriormente se llevan a secar a una estufa, despues se preparan (de igual forma que el muestreo de concentrados que se lleva a cabo en la planta) y son mandados a ensaye.

Ya conociendo el ensaye se pueden hacer las modificaciones adecuadas a la siguiente prueba de flotación del mismo mineral antes probado.

A continuación se muestran los resultados de la prueba metalúrgica de 3 ciclos del mineral del rebaje 6-600 de la mina de esta unidad.

Estos datos son un promedio de los 3 ciclos.

OPERACION	TIEMPO MIN	Kg Reactivo /		Tonelada	Cu SO ₄	AF-70	Na CN	Na CN-Zn SO ₄
		Zn SO ₄	Na HSO ₃					
Molienda	15	0.010	0.080					
Acondicionamiento Cu	10			0.022				
Flotación primaria Cu				0.001				
Flotación Secundaria Cu				0.009				
Primera limpia Cu								0.020
Segunda limpia Cu								0.0117
Acondicionamiento Zn	10			0.0283	0.133	0.0183		
Flotación primaria Zn				0.008	0.067	0.003		
Flotación secundaria Zn				0.005				
Primera limpia Zn							0.020	
Segunda limpia Zn							0.0117	

BALANCE METALURGICO:					
	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza:	135	.10	1.6	8.0	9.1

PRODUCTO	PESO Gr	% TOTAL	E N S A Y E S					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES				
			Ag (gr)	Pb%	Cu%	Zn %	Fe %	Ag (gr)	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Cu	182	6.07	1760	3.4	24.4	8.8	21.0	106.832	0.206	1.481	0.534	1.287	81.18	85.12	86.25	6.83	21.77
Conc. Zn	337	11.23	110	.10	1.15	59.0	5.1	12.353	0.011	0.129	6.626	.537	9.39	4.54	7.51	84.81	9.69
Colas	2481	82.70	15	.03	.13	.80	4.9	12.405	0.025	0.107	0.662	4.052	9.43	10.34	6.24	8.46	68.54
TOTAL	3000	100.00						131.590	0.242	1.717	7.822	5.912	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Costo de Reactivo /Ton	Kg usados/ ton	M.N. Costo por Kg	M.N. Costo/Ton Mineral Molido
R-343	0.073	8.138	0.594
Zn SO ₄	0.023	2.350	0.054
Na HSO ₃	0.080	1.750	0.140
AF-70	0.0186	8.500	0.158
Cu SO ₄	0.200	4.850	0.970
Na CN	0.033	6.625	0.219

Costo de reactivos por toneladas de mineral molido \$ 2.135

OFICINA DE MOLINO.-

1) Reporte Diario:

Para elaborar el reporte diario se necesitan los siguientes datos:

- 1a.- Toneladas de mineral recibido
- 1b.- Toneladas de mineral triturado
- 1c.- Toneladas de mineral molido.

1a.- Toneladas de mineral recibido.- Este dato es proporcionado por el departamento de mina y se considera un periodo de 24 horas.

Para establecer el mineral recibido se considera la existencia de las tolvas de gruesos el día anterior, mas el mineral triturado durante el día, y la existencia de mineral grueso al finalizar el período que se quiere conocer.

Mineral recibido = Mineral triturado
+ Mineral a mano hoy (7.00 A.M.)
- Mineral a mano ayer (7.00 A.M.)

1b.- Toneladas mineral triturado.- Para establecer el mineral triturado, se considera la existencia en la tolva de gruesos el día que se quiera conocer más el mineral molido, menos la existencia del día de ayer.

Mineral triturado = Mineral molido
+ Mineral a mano hoy (7.00 A.M.)
- Mineral a mano ayer (7.00 A.M.)

1c.- Toneladas mineral molido.- Para establecer el mineral molido hay varias formas; dos de ellas son las siguientes:

- 1c1) Diferencia de tolva de finos
- 1c2) Por lectura directa del registro pesómetro.

Estos registros son en TM/H por lo que la humedad del mineral se establece de acuerdo a un muestreo para humedades, el cual debe efectuarse lo mas - próximo al lugar de registro de peso ó de la báscula, o en su defecto a la alimentación del molino.

2.- Producción diaria.

La producción diaria de concentrados se obtiene a partir de los siguientes datos:

Tonelaje beneficiado y sus ensayos

Ensayo de concentrado de cobre

Ensayo de concentrado de zinc

Ensayo de colas finales.

Con estos datos y usando la fórmula de la ley bimetálica se obtiene lo siguiente:

Tonelaje de concentrado de cobre producido

Tonelaje de concentrado de zinc producido

Tonelaje de concentrado de colas finales.

Con el tonelaje producido y sus ensayos obtenemos los contenidos metálicos de cada renglón.

La suma de los contenidos en los concentrados y colas finales debe ser igual al contenido en el tonelaje total procesado, y la diferencia no debe ser mayor de 1 Kg arriba o abajo. En este caso se esta aplicando la ley bimetálica para el zinc y cobre, en los cuales debe cuidarse la diferencia antes mencionada.

Además de lo anterior el reporte diario incluye lo siguiente:

Para cada concentrado el tonelaje producido el día y el tonelaje acumulativo del mes.

El tonelaje para cada concentrado, el lugar de embarque y el tonelaje embarcado acumulativo del mes.

En cuanto a la operación de la planta se tiene para molinos y quebradoras: Las horas trabajadas, horas pérdidas y observaciones (razones). Además el consumo de acero en Kgms de bolas y barras diarias, el acumulativo del mes y observaciones (tamaño).

Se incluye también el análisis de cribas del derrame del clasificador y colas; además el % de sólidos de la descarga del molino y la cabeza de flotación. En el lado derecho de la hoja de reporte viene el mineral recibido diariamente y el acumulativo del mes, con sus respectivos ensayos, así como los lugares de la mina de donde proviene el mineral.

Después de lo anterior vienen los resultados metalúrgicos del día, tanto de las cabezas automáticas como del concentrado de cobre, de zinc y las colas finales.

Enseguida viene el consumo de reactivos en Kg por tonelada métrica del mineral beneficiado para los circuitos de cobre y zinc.

3.- REGISTRO DE PRODUCCION.

En este registro van los siguientes datos:

Producción diaria

Producción acumulativa a la fecha (producción)

Tonelaje húmedo embarcado

Contenido de humedad

Tonelaje seco embarcado

Tonelaje acumulativo embarcado

Tonelaje a mano en los patios al empezar el día.

4.- REGISTRO DE EMBARQUES Y LEYES PROMEDIO.-

En libros separados para cada concentrado se lleva registro de lo siguiente:

Para el concentrado de cobre:

Lote-parte

Fecha de embarque

No. de placas de los trailers
Peso húmedo
Contenido de humedad
Peso seco
Ensaye cada 4 trailers.

De este modo al finalizar el mes se tiene el total embarcado y las leyes - promedio.

Para concentrado de zinc:

Lote mina
Fecha embarque
Carro Ferrocarril No.
Peso húmedo
Contenido humedad
Peso seco
Leyes para cada furgón (5 camiones).

En esta forma al cerrar el mes se tiene el tonelaje embarcado en ese periodo con sus leyes promedio.

5.- REPORTE MENSUAL.

Para elaborar el reporte se necesitan los siguientes datos:

Cabeza-Toneladas molidas y sus ensayes. (muestreo diario acumulativo del mi neral recibido).

Para el concentrado de cobre:

Embarque actual y sus ensayes (tomadas del libro)

A mano el fin de mes y sus ensayes

Restándole el a mano del lo. del mes se obtiene la producción mensual.

Con las leyes y tonelaje de cada renglón anterior al de producción se calcu lan los contenidos metálicos para obtener el contenido de la producción actual o al final del periodo. Dividiendo el contenido entre la producción actual se obtienen las leyes promedio.

Lo mismo se hace para el concentrado de zinc.

Para las colas finales se hace un promedio de los ensayos diarios calculados de la muestra del cortador automático.

6.- CALCULO MENSUAL METALURGICO.

Los resultados finales calculados anteriormente se pasan a esta hoja conteniendo los siguientes renglones:

- 1.- Cabeza (tonelaje molido y sus ensayos)
- 2.- Concentrado de cobre y sus ensayos.
- 3.- Concentrado de zinc y sus ensayos.
- 4.- Colas finales y sus ensayos.

Con el tonelaje y sus ensayos se calculan los contenidos para cada renglón. Los contenidos de los renglones 2, 3, 4, se comparan con los de la cabeza - para obtener sus recuperaciones.

Sumando los contenidos de los renglones 2, 3 y 4 se obtienen contenidos totales. Dividiendo estos contenidos totales entre el contenido total de la cabeza se obtiene la recuperación total.

7.- REPORTE MENSUAL DEL MOLINO.

Los datos que se incluyen en este reporte son los siguientes:

7a.- Resultados metalúrgicos.

Esta parte comprende los siguientes renglones:

- 1.- Toneladas de mineral recibido, sus ensayos y recuperaciones.
- 2.- Toneladas de concentrado de cobre, sus ensayos, recuperaciones y relación de concentración.
- 3.- Toneladas de concentrado de zinc, sus ensayos, recuperaciones y relación de concentración.

4.- Toneladas de colas finales, sus ensayos y recuperaciones.

7b.- Resultados Financieros.

En esta parte se incluye el valor neto que paga fundición en moneda nacional por tonelada de concentrado producido, el valor por tonelada de mineral molido, y el valor total de concentrados producidos. Este valor neto que la fundición paga se obtiene de las liquidaciones. A fin de efectuar las liquidaciones de los productos obtenidos en esta unidad. (Concentrado de cobre y de zinc) es necesario tener la siguiente información.

Peso seco en Kg de concentrado.

% de humedad

Leyes

Cotización y tipo de cambio (proporcionado de las oficinas en México).

Valor de los impuestos de producción y exportación (proporcionados de las oficinas en México)

Valor del flete, beneficio L.A.B. planta, ajustes, mano de obra, acarreo, arrastre y la percepción neta federal.

Porcentaje del contenido que paga la fundición.

Relación de concentración.

Con los datos anteriores se obtiene:

El valor bruto por tonelada de concentrado

El valor neto por tonelada de concentrado.

El total de deducciones

Valor por tonelada de mineral molido.

7c.- Tipo de cambio.

Oro Nac.

Peso

Libra

Dólar

Cotización de metales en moneda americana

Plata N.Y.

Plomo Mont.

Cobre Cátodos

Zinc

Cadmio

Pago por Kg en fundición moneda americana.

Plata

Plomo

Cobre

zinc

Cadmio

7d.- Datos de Operación.

Consumo de reactivos-Kg por toneladas molido en circuito de cobre y circuito de zinc.

Análisis de cribas (porciento malla + 65 y - 200 en cabezas de flotación y colas finales).

8.- RECUPERACION ECONOMICA.-

Para efectuar la recuperación económica de cualquier período metalúrgico de una planta de beneficio en la cual se obtienen dos productos finales (en nuestro caso concreto de cobre y zinc), es necesario tener en primer término la relación de concentración y los resultados metalúrgicos correspondientes a:

La cabeza de mineral

Los concentrados de cobre y zinc.

Con los datos anteriores se calcula en primer lugar, el grado de concentración perfecta del concentrado de cobre con la siguiente fórmula:

$$K = C \frac{100}{\frac{1L}{0.8658} + \frac{1C}{0.346}}$$

Donde:

Porcentaje de cobre en concentrado perfecto <u>actual</u>	= K
Porcentaje de cobre en cabezas	= C
Porcentaje de plomo en cabezas	= L
Porcentaje de plomo en concentrado de plomo (Empírico) (% de Pb en PbS)	= 86.58
Porcentaje de cobre en concentrado de cobre (Empírico) (% de Cu en Cu FeS ₂)	= 34.6
Porcentaje de zinc en concentrado de zinc (Empírico) (% de zinc en cierta relación esfalerita, marmatita)	= 62.0

Con los resultados anteriores y datos obtenidos del reporte mensual se obtiene lo siguiente:

- El porcentaje óptimo del grado de cobre
- El porcentaje óptimo del grado de zinc.
- El porcentaje en peso del concentrado perfecto de cobre
- El ensaye de plomo en concentrado de cobre
- El ensaye de planta en concentrado de cobre
- La relación de concentración para cobre y zinc.

$$\text{Eficiencia de molienda} = \frac{\text{Valor actual por Ton Min crudo} \times 100}{\text{Valor por Ton Min crudo de conc. perfecto}}$$

$$\text{Pérdida de Molienda} = \text{Valor por Ton de Min crudo de Conc. Perfecto} - \text{Valor actual por Ton de mineral crudo}$$

Para hacer la recuperación económica es necesario hacer las liquidaciones del concentrado de grado perfecto. Estas liquidaciones se harán en la forma convencional, pero con los valores obtenidos de los cálculos anteriores. Teniendo las dos liquidaciones, puede hacerse la comparación económica.

9.- CALCULO DE VALORES UNITARIOS.

El cálculo de valores unitarios se hace para conocer de un mineral dado:
el valor de un gramo de plata,
el de un (1) por ciento de zinc, plomo, cobre y cadmio.

Los datos necesarios para el cálculo de éstos son los siguientes:

Leyes

La relación de concentración

Los impuestos y deducciones

El valor bruto del metal

La percepción neta federal (P.N.F.)

Con lo anterior se procede la siguiente forma:

Valor bruto - Impuestos y deducciones = Valor neto

$\frac{\text{Valor neto}}{\text{Rel. concen.}} = \text{Valor por Ton procesada}$

$\frac{\text{Valor por Ton procesada}}{\text{Ley cabeza}} = \text{Valor de 1 gr (plata) } \delta$
1 % Pb, Cu, Zn, Cd.

El mismo cálculo se aplica para los valores de P.N.F.

10.- PRESUPUESTOS.

Para poder elaborar los presupuestos para un período determinado hay que contar con los planes de la gerencia, datos proporcionados por ella, estadísticas, y una persona con experiencia y amplio criterio, pues algunos de los datos necesarios no son fácilmente representados con números, de manera que lo anterior se conjugue y los presupuestos sean lo más apegados a la realidad, pues al ir comparando los costos reales con los presupuestados hay que explicar satisfactoriamente las desviaciones ya sean positivas o negativa. El tomar en cuenta estas desviaciones será lo que norme el criterio de la persona que hace los presupuestos para que año tras año los elabore lo más cercano posible a la realidad.

En los diferentes departamentos de una unidad los costos se controlan por medio de ciertos números (centros de costos) establecidos para todas las unidades de la compañía por la gerencia en México.

En el departamento de molino se tienen las siguientes secciones con su centro de costo y unidades de medida.

Seccion	Centro de Costo	Unidad de Medida
Descarga de mineral	811	Ton. Transp. húmedas
Sección de quebradoras	814	Ton. húmedas quebradas
" " muestreo	817	" " "
" " molienda	821	" molidas secas
" " flotación	824	" " "
" " filtros	827	" de Conc. húmedas
Acarreo, carga y descarga de concentrados	834	" " " "
Sección de jales	831	" bombeadas húmedas
Embarque de concentrados	835	" de conc. "
Molino general	890	" molidas secas
Laboratorio de ensaye	964	No. de determinaciones mensuales
Laboratorio metalúrgico	965	No. de pruebas elaboradas

Como ejemplo se menciona a continuación el costo de reactivos para el año 1974:

Datos:

Tonelaje a procesar

Costos de reactivos

Consumo por tonelada procesada

Días laborables al año.

Digamos que el consumo de NaHSO_3 hasta la fecha de elaborar el presupuesto fué de 0.0776 Kg/Ton de mineral molido, entonces para procesar 236,520 Ton se necesitan:

$$236,520 \times 0.0776 = 18,354 \text{ Kg}$$

Ahora, 18,354 Kg a un costo de \$ 1,74 Kg resulta:

$$18,354 \times 1.74 = \$ 31,936.00/\text{año}$$

En esa forma se establece el siguiente costo de reactivos para la planta de beneficio San Martín, según el cuadro a continuación:

Cantidad	Descripción del material	C. Unitario	Total
18,354 Kg	Bisulfito de Sodio	\$ 1.74	\$ 31,936
14,404	Cianuro de Sodio	5.91	85,128
34,437	Sulfato de zinc	1.98	68,185
6,670	Aerofroth 70	8.65	57,696
19,844	Xantato Isopropílico de Sodio	8.16	161,927
69,135	Sulfato de cobre	5.10	352,589
500	Cymax-90	11.00	<u>5,500</u>
			\$ 762,961

El costo anual dividido por 52 semanas nos dará:

$$\frac{762,961}{52} = \$ 14,672 \text{ costo de reactivos semanal}$$

Para un mes de 4 semanas tendremos:

$$14,672 \times 4 = \$ 58,688 \text{ mensuales}$$

y para un mes de 5 semanas:

$$14,672 \times 5 = \$ 73,360 \text{ mensuales}$$

Entonces el costo/Ton de mineral procesada por concepto de reactivos será:

$$\frac{762,961}{236,520} = \$ 3.23$$

En forma similar se presupuesta la mano de obra de mantenimiento y operación, consumo de materiales, etc.

Una buena operación debe acercarse lo más posible a los costos presupuestados. El obtener costos más altos o más bajos es algo inevitable dado que hay un gran número de variables que afectan el proceso y que no son fáciles de controlar.

CONCLUSIONES.-

En la elaboración de este trabajo, he iniciado la adquisición de cierta experiencia en la especialidad de plantas de beneficio. Resalta la importancia de confirmar teórica y prácticamente, los diferentes problemas que presenta, tanto el cálculo de equipo como la operación en esta especialidad de la metalurgia.

Considero de suma importancia para el profesionalista que se inicia, atender al máximo de sus posibilidades, todos aquellos trabajos que le proporcionan la oportunidad de confirmar los conocimientos impartidos en su escuela, ya que de ello depende precisamente, aplicarlos en forma acertada en su trayectoria de profesionalista.

Las actividades que desempeña un metalurgista en esta especialidad, son varias y diversas, donde principalmente se enfoca su atención a conservar con resultados óptimos, la operación que se le encomienda, apoyada con la inquietud de investigar constantemente cada etapa del proceso que le ocupa.

Por lo tanto, este trabajo que hoy presento, me ha dejado satisfacción propia, ya que siento estar colocado en una base firme, de la cual dependerá proseguir con la profesión, que gracias a mi país, a mi escuela y a la empresa que me ha otorgado la oportunidad de iniciarme, conseguire el progreso que como humano anhelo.

Espero a la vez, que este trabajo sirva como un medio mas de consulta para el estudiante de metalurgia, pues aún cuando algunos cálculos se han presentado en forma somera, se pueden aplicar a problemas teóricos y relacionarse a nivel industrial. De ser así, sentire cumplir con mi escuela y el progreso de mi país.

BIBLIOGRAFIA.-

- 1.- Como Seleccionar una Banda Transportadora Correctamente
B. F. GOODRICH EUZKADI
- 2.- Folleto No. 7934
KREBS ENGINEER PALO ALTO CALIFORNIA
- 3.- Handbook of Mineral Dressing
ARTHUR F. TAGGARTH
- 4.- Manuales para quebradoras de cono STD y C.C., No. M-502D y M-50SE
NORBERG MANUFACTURIN COMPANY
- 5.- Prácticas de Trituración y Molienda
ING. LUIS ESPINOSA DE LEON
- 6.- Archivo del departamento de Molino
UNIDAD SAN MARTIN
- 7.- Operaciones básicas de la Ingeniería Química
GEORGE G. BROWN
- 8.- Folleto Dow.- Fundamentos de Flotación
- 9.- Manual Químico-Minera
CYANAMID