UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

FLOTACION SELECTIVA DE PLOMO Y ZINC EN ARSENICO PLOMOSAS

T E S I S

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

REFUGIO RAMOS VILLARREAL

- 1973 -

Universidad Nacional Autónoma de México
UNAM
Biblioteca Central
Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

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.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

FLOTACION SELECTIVA DE PLOMO Y ZINC EN MINERALES PLUMBOSOS

TESIS PROFESIONAL

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE

1973

A MIS PADRES:

Sr. José Ramos Saucedo y
Sra. Ma. Luisa V. de Ramos.

A MIS HERMANOS:

José Fernando,
Roberto,
Luis Alfonso y
Ma. Luisa.

A MIS MAESTROS.

A MI ESCUELA.

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE

PRESIDENTE Prof. MARIO MEDINA VALENZUELA

VOCAL * Q.M. JOSE GERMAN SOLORIO MUNGUIA

SECRETARIO * ALBERTO OBREGON PEREZ

1er. SUPLENTE * EMILIO BARRAGAN HERNANDEZ

2o. SUPLENTE * MA. LUISA FLORES GARCIA DIEGO

Sitio donde se desarrollo el tema:

Unidad Plomosas. ASARCO MEXICANA, S. A.

Plomosas, Chihuahua.

Asesor del tema: I.Q. ALBERTO OBREGON

SUSTENTANTE: RODOLFO RAMOS V.

CONTENIDO

		Pág.
	CAPITULO 1	
	INTRODUCCION.....	1
	CAPITULO 2	
	GEOGRAFIA .	
2.1	Localización.....	2
2.2	Vías de Comunicación.....	2
2.3	Clima.....	2
	CAPITULO 3	
	MINERALOGIA.	
3.1	Generalidades.....	3
3.2	Descripción de los Principales Minerales..	3
	CAPITULO 4	
	GENERALIDADES DE LA FLOTACION	
4.1	Flotación.....	4
4.2	Mecanismos.....	4
4.3	Flotación Diferencial o Selectiva.....	6
4.4	Reactivos.....	6
	CAPITULO 5	
	DESCRIPCION TIPICAL DEL EQUIPO E INSTALACIONES	
5.1	Sección Quebrado y Trituración.....	12
5.2	Sección Molienda y Clasificación.....	16
5.3	Sección Flotación.....	16
5.4	Piso de Bombas.....	20
5.5	Preparación de Reactivos.....	21

CAPITULO 6

Pág.

METALURGIA DEL PROCESO

6.1 Descripción del Tratamiento 27
6.2 Diagrama de Flujo 30

CAPITULO 7

DETERMINACION EXPERIMENTAL DE LA PROPORCION Na_2SO_4/NaCN OPTIMA PARA LA FLOTACION DE ESTA MINERAL

7.1 Concepto 31
7.2 Procedimiento 33
7.3 Esquema de una prueba metalúrgica de tres ciclos 34
7.4 Disoluciones para las pruebas 35
7.5 Esquema de Resultados, resultados de las pruebas y Balances Metalúrgicos 35
7.6 Cálculo del consumo de reactivos en Kg/Ton. 36

CAPITULO 8

RESULTADOS EXPERIMENTALES

8.1 Introducción 37
8.2 Tratamiento Actual 38
8.3 Opción de Tratamiento No. 1 44
8.4 Opción de Tratamiento No. 2 50
8.5 Opción de Tratamiento No. 3 56

CAPITULO 9

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1 Conclusiones 60
9.2 Recomendaciones 62

CAPITULO 1

INTRODUCCION

El motivo principal de este trabajo, es tratar de demostrar la importancia de las pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio. Describo las conclusiones con los datos obtenidos en las pruebas, para proteger qué tan conveniente es determinado tratamiento.

Cabe hacer la aclaración, que lo que de estas pruebas se concluya, no es precisamente lo que sucedería a nivel industrial, se aproximaría solamente, ya que sólo es un método probado en el laboratorio, con el que se pretende mejorar los resultados tanto metalúrgicos como económicos. Tampoco quiero decirles, que el método que se explicará en este trabajo, sea el mejor para investigar la eficiencia de un determinado proceso.

Sólo es sólo una parte del método llamado científico de investigación, utilizado por la administración moderna, y especialmente que mis conclusiones aquí no serán ideales para completarlo, la falta de su culminación.

Antes de adentrarnos al estudio experimental, se da una descripción somera del mineral de Pachuca; se describen los principios básicos de la flotación, el equipo utilizado y el tratamiento empleado para la concentración del mineral.

Quiero expresar mi agradecimiento a las personas, tanto directivos como profesores de la Unidad Profesional de Azcapotzalco del I.P.N., M.A., por la ayuda prestada en la realización de este trabajo, que espero sea de utilidad a mis compañeros ahora estudiantes.

C A P I T U L O 2

O R O G R A F I A

2.1 Localización

2.2 Vías de Comunicación

2.3 Clima

2.1 Localización

El Mineral de Plomosas, pertenece al municipio de - Villa Aldama en el Estado de Chihuahua, y está situado— a 60 kilómetros al norte de la ciudad de Chihuahua.

Sus coordenadas geográficas son las siguientes:

29° 08' 30" —— Latitud Norte

105° 15' 10" —— Longitud Oeste del Meridiano de — Greenwich

y una elevación de 990 m. sobre el nivel del mar.

2.2 Vías de Comunicación

En la carretera Chihuahua-Ojinaga, en el kilómetro-90, se encuentra la desviación a Plomosas; a partir de— allí, hay un camino de terracería con una longitud de 2) kilómetros. La Estación Pinacate, distante 3 kilómetros— de este mineral, pasa el Ferrocarril Chihuahua al Pacífico, a 130 kilómetros de la ciudad de Chihuahua, y la más— cercana distancia a Ojinaga. La compañía cuenta con una pista de aterrizaje para aviones chicos.

2.3 Clima

El clima es tipo semi-desértico, registrándose en— tiempo de invierno temperaturas de 0° bajo cero y en Verano 40° C o más.

C A P I T U L O 3

M I N E R A L O G I A

3.1 Generalidades

3.2 Descripción de los Principales Minerales

3.1 Generalidades

Los minerales extraídos son esfalerita (ZnS) y galena - (PbS), encontrándose en algunos sectores del yacimiento, cla vos de galena argentífera. La ganga asociada a estos minera les, está constituida principalmente por calcita y pirita, - existe cuarzo, pero en cantidades tan insignificantes, que no justifica su mención.

3.2 Descripción de los Principales Minerales

3.2.1) Galena

Composición: 86.6% de Pb y 13.4% de S, color y ra ya: gris plomo; brillo: metálico; grado de transparencia: opaco; tenacidad: quebradizo; exfoliación: perfecta; dureza: 2.5; gravedad específica 7.5; cristalografía: cúbica, hexaoctaédrica.

3.2.2) Esfalerita

Composición: 67.1% de Zn y 32.9% de S; el color varía mucho; lo mismo; raya: blanca a amarilla y - castaño; brillo: submetálico; resinoso; grado de transparencia: translúcido a opaco; tenacidad: quebradizo; exfoliación: dodecaédrica perfecta, el grado no fue determinado; dureza: 3.5; gravedad específica 4.1; cristalografía: cúbica, hexaoctaédrica.

El beneficio del mineral en cuestión sólo por su contenido de galena y esfalerita por lo tanto, puede considerarse como únicamente de plomo y cinc, para análisis específicos han demostrado baja ley de cobre y oro y baja de plata.

Un ensaye típico del material en la cabeza - del mineral en el siguiente:

Pb---- 6.7%	Fe---- 6.5%	Ag---- 3.5 Oz/ton.
Zn---- 11.5%	Cu---- 0.01%	Au---- Trazas

C A P I T U L O 4

GENERALIDADES DE LA FLOTACION

4.1 Flotación

4.2 Mecanismos

4.3 Flotación Diferencial o Selectiva

4.4 Reactivos

4.1 Flotación

La flotación en espuma, es un método físico-químico de concentración de minerales finamente molidos. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral, a fin de crear condiciones favorables para la adición de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan consigo los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada que se recoge mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa.

En términos generales, no pueden recuperarse de esta manera efectiva, partículas de mineral sulfurado que sean mayores a la malla 48 (aberturas de 0,295 mm. a 0,295 mm. de diámetro). Consecuentemente, para que un mineral pueda flotarse, es necesario primero molerlo a un tamaño lo suficientemente fino, para que el mineral deseado pueda todo, o sustancialmente todo, más lo menos que este tamaño límite.

4.2 Mecanismos

Como ya se dijo, el mecanismo esencial de la flotación, comprende la adición de partículas minerales a las burbujas de aire, de tal modo, que dichas partículas son llevadas a la superficie de la pulpa mineral, donde pueden ser removidas. Este proceso abarca las siguientes etapas:

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

4.22) Preparar las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados, a las burbujas de aire.

4.23) Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.

4.24) Formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.

4.25) Extraer la espuma cargada de mineral.

Aunque estrictamente hablando, la molienda del mineral no forma parte de la flotación, tiene una importante influencia sobre el proceso. Para lograr resultados óptimos con la flotación, en la etapa de la molienda, los minerales valiosos deben ser liberados completamente de la roca desechable (ganga) y ser separados uno de otro. Sin embargo, en la práctica, a menudo esto no es económicamente factible, y aún cuando se logre una separación completa, pueden presentarse otros factores negativos para el proceso. Por ejemplo, los molinos de bolas o barras, generalmente usados para la molienda, pueden formar considerables lamas de ganga que complicarán las subsiguientes etapas de flotación.

La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire, se logra con una máquina de flotación, la que produce burbujas, bien sea mediante la agitación mecánica de la pulpa de mineral, y/o la introducción directa de aire bajo presión. Estas operaciones pueden considerarse como los ajustamientos mecánicos del proceso de flotación.

Para obtener la adherencia de las partículas minerales deseadas, a las burbujas de aire, y de allí la formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, se debe formar una película de superficie -

hidrofóbica sobre las partículas a flotar, y una película hidrofílica o humectable en todas las demás, y esto se logra por medio de colectores y modificadores.

4.3 Flotación diferencial o selectiva

Todos los procesos de concentración por flotación, - son selectivos o diferenciales, ya sea un mineral o - un grupo de minerales son flotados para separarlos de la ganga que los acompaña. Ordinariamente, sin embargo, la separación de minerales flotables, como los sulfurados de los no sulfurados, se conoce como "flotación colectiva" (bulk) y el término de "flotación diferencial", se restringe a aquellas operaciones que subsecuentes la separación de tipos similares de mineral. En la planta de beneficio que ASARCO MEXICANA, S.A., tiene en la Unidad de - Plomosas, se lleva a cabo este procedimiento de flotación para la separación de los sulfuros de plomo y zinc contenidos en el mineral.

4.4 Reactivos

Los reactivos de flotación, pueden clasificarse como:

Colectores o Promotores
Espumantes
Depresores
Activadores
Reguladores de pH

4.41) Colectores

Son los reactivos que proporcionan la película hidrofóbica sobre la superficie del mineral. Cada molécula colectora tiene un grupo polar y uno no polar. Cuando se adhieren a la partícula mineral, estas moléc

culas quedan orientadas en tal forma, que el grupo - no polar o hidrocarburo queda extendido hacia afuera. Tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral.

Los colectores pueden ser aniónicos y catiónicos. Son aniónicos cuando el extremo de la molécula que imparte repelencia al agua a la superficie del mineral contiene una carga negativa. Si por el contrario, este extremo del promotor está cargado positivamente, el colector es catiónico.

Como todos los colectores trabajan de la misma forma, la selección del más adecuado dependerá más - de su costo y efectividad relativa, que de su modo de actuar.

Mediante la aplicación adecuada de agentes modificantes, se puede lograr la separación diferen- cial, usando el mismo agente colector durante todo - el proceso. Otros minerales, sin embargo, pueden - responder en forma diferente, haciendo necesario el uso de un colector distinto, en cada etapa de la flotación. El bajo costo y el alto poder colector de - los xantatos, un hecho que desde su introducción ha - más de 50 años, sean los más ampliamente utilizados de todos los colectores de minerales sulfurados.

4.42) Aceites

Tienen la propiedad de reducir la tensión superficial del agua, la cual posee una alta tensión superficial, más alta que la de cualquier otro líquido (a excepción de los metales líquidos como el mercurio). Entonces cualquier producto líquido que no-

añade al agua tendrá el efecto de reducir esta tensión superficial. Cuando un detergente, con una menor tensión superficial, se añade a una pulga, la solución resultante tendrá tener una tensión superficial menor a la del agua sola. Las moléculas del agua tienen entre sí, una atracción mayor que la que existe en la solución entre el detergente y el agua. Las moléculas del detergente responden a esta condición, y son atraídas hacia la superficie en contacto con el aire, creando una película que está bajo la tortuga.

Todos los detergentes actualmente en uso, son como los anteriores, moléculas orgánicas heteropolares. El radical orgánico no polar, rechazado al agua, se llama hidrofóbico, mientras que el extremo polar (hidrofílico), es un bitrella, OH^-, que tiene afinidad por el agua.

En consecuencia de esta naturaleza, se obtienen el equilibrio de las moléculas activas en las proximidades de la tortuga, con el extremo polar orientándose a la fase agua, y el extremo no polar orientado hacia la fase gas. Por lo tanto, las moléculas del detergente se concentran en la interfase aire-líquido.

La práctica usual, en las plantas de tratado que la eficiencia de la floculación depende de que la capa de espuma sea lo suficientemente ligera para permitir un derrame constante de la celda, dejando el nivel justo flotante. La textura de la espuma deberá ser suficientemente ligera como para "mantenerse"

(que indica buena selectividad) pero a la vez deberá ser suficientemente consistente para lograr una capacidad óptima para cargar minerales.

Los estimados principiantes en el orden en que la técnica de flotación ha mejorado, son: Aceite de pino, fenol cresílico, alcoholes alifáticos, y los más recientes, los glicoles.

4.4)) Depresores

Los agentes depresores ayudan a la separación de dos minerales entre sí, cuando la flotabilidad de ambos es muy semejante al usar cierto promotor. Antes de que aparecieran en el mercado los depresores específicos, era imposible separar minerales que tenían la misma o muy semejante flotabilidad, usando una combinación determinada de promotor espumante. - De los depresores conocidos, los más adecuados para separar la galena de la esfalerita y la pirita, son el dicromato de sodio y el sulfato de zinc; estos tienen la propiedad de impedir o impedir la absorción del colector por una partícula mineral, causando así que ésta no flote.

4.4v) Activadores

Son los reactivos usados para activar y poder flotar partículas minerales que por sí solas no responden a los colectores usuales; la esfalerita es un claro ejemplo de este mineral, y para flotarla tiene que ser previamente con sulfato de cobre. La absorción química del colector xántico (xantato), es en realidad una reacción sobre la película del sulfato de co—

bre que cubre la partícula de esfalerita, indicando - que la esfalerita responde como una partícula de cobre.

El cianuro actúa de manera similar, ya que permitiendo un perfil adecuado de acondicionamiento. Este perfil es muy necesario, debido a que las partículas de esfalerita, ya sean de tamaños finos o gruesos, pueden estar cubiertas de alteraciones químicas originadas de la acción de los depresores en el circuito de plomo.

Otros activadores, que nada tienen que ver en la flotación de minerales de plomo y cinc, son: sulfato de cobalto, sulfato de níquel, nitrato de plomo y cloruro de amonio.

4.4) Reguladores de pH

La efectividad de todas las clases de agentes de flotación, depende en gran parte del grado de alcalinidad o acidez de la pulpa.

Hay siempre un valor óptimo de pH para lograr máxima eficiencia de reactivo y mineral. El pH es uno de los pocos factores de cada celda flotación en una pulpa de flotación.

Los reguladores de alcalinidad más comunmente empleados, son la cal y la sosa cáustica, este último puede llevar a cabo varias funciones; además de regular el pH puede ser un activador para la pirita, un depresor para la galena y un dispersante de pulpa.

Por su bajo costo, la cal es la más usada en casi todos los países de clima cálido, aunque debe adicionarse con precaución porque deprime algunos - elementos existentes, particularmente la galena y - la pirita. La cal se añade al circuito de cianuración con pH que depende de la finura de la pirita. Un pH de 9 ó 10 es generalmente el requerido para lograr una acción deprimente, y en ciertos casos, es necesario un pH de 11.— De esta forma el sulfato de cobre adicionado es absorbido por, activa en su mayor parte esfalerita, y sólo un poco de pirita, pues el intentar hacer flotar completamente, mediante la adición de un - exceso de cal, causa una depresión considerable de esfalerita, disminuyendo la recuperación.

C A P I T U L O 5

DESCRIPCION GENERAL DEL EQUIPO E INSTALACIONES

5.1 Sección Quebrado y Trituración

5.2 Sección Molienda y Clasificación

5.3 Sección Flotación

5.4 Plan de Bombeo

5.5 Preparación de Reactivos

5.1 Sección Quebrado y Trituración

Tolva de Mina. Está construída de estructura de acero y madera; se encuentra apoyada con 16 columnas de doble ángulo de 12.5 x 6.5 cm. con alturas de 7.) y 2.6 metros empotradas sobre bases de concreto. Sus dimensiones son: ancho 3.74 m., largo 7.14 m., altura 4.60 m., y 1.80 m.; forrada con planchas de acero de 1/2" de grueso, tiene una boquilla de descarga de 60 x 50 cm., con un alimentador de cadena tipo Redler. La tolva tiene una capacidad de 100 toneladas.

Alimentador #210. Consiste en una cortina formada por una gruesa cadena sin fin que descansa sobre el mineral; al moverse la cadena, el mineral se mueve también y desciende por el vertedero.

El alimentador es accionado por un motor de 1 HP con reductor de velocidad; éste oscila entre 78 rpm máxima y 24 rpm mínima y es reducida a su vez por una transmisión marca Sterling. Cada eslabón de la cadena de alimentación tiene por dimensiones: 1-1/2" de grueso, 12" de largo y 7 de ancho.

Banda No. 1. Tiene 30" de ancho, una longitud de - - 172' y una velocidad de 60 ft/min.; está montada sobre 21 rodillos de carga y 7 de retorno; los 7 primeros rodillos de carga y el último, tienen una inclinación de 20° y el resto está inclinado a 35°.

Las poleas de cola y de cabeza son de 24" de diámetro por 32" de largo. Las flechas de éstas, son de 2-15/16" de diámetro por 54" de largo y las chumaceras son marca Dodge tipo "F" de 2-15/16"; la polea de retorno es de 16"-

de diámetro x 10" de largo con fleche y alojamientos del mismo tipo y dimensiones. Esta banda es accionada por un motor de 7,5 HP con reductor de velocidad.

Rodillos de guiado. Son de la marca Allis Chalmers tienen 10" a 10" de ancho entre pestañas, y están diseñados para una capacidad de 30 ton/hr, con pestañas móvil y fija ambas de acero al manganeso y son accionados por un motor marca General Motors de 1"" rpm y 10 HP. La velocidad de texturado cada es 4".

Banda Transportadora No. 2. Dimensionamiento ancho 10",- longitud 52', velocidad 75 fpm. Esta maneja entre la - medición de carga y la de retorno.

La celda de medida es tipo Load Cell Mettler magnética. - Tiene 10" de diámetro por 10" de largo; la fleche es de 1- x 1/2" y los alojamientos son marca Rodge tipo "B". La polea de celda tiene 10" de diámetro por 10" de largo. Esta banda es accionada por un motorreductor marca Falk de 1,5 HP y 10- rpm.

Tolva Vibratoria. - de 1' a 1' con malla de 1/10" x 1/10", marca Sy tron F . . . . 1000 de los U. S. Tyler - le. Esta tolva de sujetará a la celda y se accionará por un motor de 1,1 HP y 1110 rpm.

Rodillos de soporte. Es ayuda de 1' dia., de cinco en excéntrico, marca Mathey Reg Co. Es movido por un motor de 10 HP y 1100 rpm.

Banda Transportadora No. 1. Tiene 10" a 1'0" está ligeramente 1" y se mueve por medio de un motor de 1.1 - - fi/min., sobre el cual hay de carga y la de retorno. En - -

accionada por un motor de 7.5 HP con reductor de velocidad.

Traslación de la banda No. 1. Es una báscula suspendida con tres tensores y estará hecha para dirección para una resistencia máxima de 50 toneladas, pero como el tonelaje por m. lineal transportado por la banda es mucho mayor, esta resistencia se aumentará en capacidad cuando sea necesario, lo que se logrará fácilmente con nuevo aprovisionamiento y un contrapeso.

Distribución de descargas. Será constituida por una banda de 14" de ancho con 100.5' de longitud que tiene un contrapeso de tensión y se mueve con una velocidad de 175.5 r/min. Es accionada por un motor de 15 HP y 1740 rpm.

Tolvas No. 1. Será instalada horizontalmente y sobre los rieles de vías, se mueve en dos sentidos, según el objeto de descarga en las tolvas. Tiene un ancho de 10" y una longitud de 20' y corre a cuenta de 1" fijas, será accionada con 1" posición de carga y 5 de descarga. Es accionada también por un motor de 7.5 HP dirigido a un reductor de velocidad tipo Sodge.

Tolvas de almacenamiento. La marca Weiver, para no - los más bien a distintas alturas debido a la inconveniencia que presenta en tener los elevadores de descarga - del otro lado de la vía férrea. Tendrá un ángulo de muerte - de 30 grados. Se descargará con un sistema de riffles - que serán de fácil operación cada 5 minutos. El sistema - es el mismo.

El - final - descarga - de - un - particular Jones Lil,—

o sea que una parte cae a la banda No. 7 y la otra a una tolva de muestras que tiene una capacidad de 1.5 toneladas. La muestra en la tolva correspondiente a cada día de operación se mezcla a retazos, para luego en una relación fácil, mediante otro partidor de rifles situado en - la descarga de la tolva; 1/2 parte de la carga cae a la banda No. 7 y entran al molino, y la otra parte constituye la muestra final que tomada así resulta bastante representativa del tonelaje muestreado.

Tolvas de finos. Son 3, y cada una está diseñada para una capacidad máxima de 700 tons. Son de lámina de fierro de 1/4" de espesor con diámetro de 19.8 ft de diámetro y 21.5 ft de altura y están soportadas por viguetas de acero. Cada tolva tiene en su parte inferior dos boquillas de descarga.

Alimentadores Vanderbiest. Son seis alimentadores de banda sin fin, dos por tolva, y están accionados por un motor de 1 HP para cada uno, con su respectivo reductor de velocidad. Las bandas sin fin de los alimentadores - tienen 24" de ancho x 9" de longitud.

Banda Transportadora No. 5. Es de 18" x 77.6'; se mueve con una velocidad de 9" ft/min.; está soportada sobre 12 rodillos de carga y 4 de retorno.

Banda Transportadora No. 6. Es del mismo ancho que la anterior, tiene una longitud de 19.7 ft y su velocidad es de 150 ft/min.

Ambas bandas, 5 y 6, son accionadas por un motor de 3 HP acoplado a un reductor de velocidad sobre ángulo.

Banda No. 7. Tiene 18" de ancho por 100.4' de lon-

gitud, minuto que recorre por minuto. Es accionada por - un motor de 3 HP y 1150 rpm, con un reductor de velocidad tipo Dodge también.

Espesador en la banda No. 1. Es también marca Ke- - rrick, del mismo tipo que el de la banda No. 3, pero diseñado para una capacidad máxima de 25 ton/hr. Este espesador se calibra cada 15 días con una cadena de peso constante.

5.2 Sección Molienda y Clasificación

Molino Marca. Es un molino de bolas de 7' x 7.5'; - da 21 rpm; es accionado por un motor de 250 HP y 705 rpm. Su capacidad máxima de diseño es de 700 ton/día y opera en circuito cerrado con un clasificador. Trabaja con bolas de acero forjado de 3".

Clasificador de rastrillos. Es del tipo de espiral- marca Kenco de 6'6" x 23' 3", de 4 1/2 rpm y es accionado- por un motoreductor de 7.5 HP.

5.3 Sección Flotación

Toda el proceso de flotación, tiene lugar en 24 celdas:

6 de 70	primaria	3 sub A No. 21 Exp. de 50	ft^3/celda
		6 SR No. 21 - - - - - " 40 "	"
2 " "	scavenger	(SR No. 21) - - - - - " 40 "	"
4 " "	1a. limpia	(SR No. 18 Exp.)- - " 24 "	"
4 " "	2a. limpia	(Sub A No. 18 Exp)- " 24 "	"
10 "	2a primaria	(SR No. 24)- - - - - " 50 "	"
8 " "	1a. limpia	(Sub A No. 18 Exp.) " 24 "	"
3 " "	2a. limpia	(Sub A No. 18 Exp.) " 24 "	"
3 " "	3a. limpia	(Sub A No. 18 Exp.) " 24 "	"

4 de 2a ta. limpia (DR No. 21) - - - - de 40 ft³/celda

4 del 1er. Denver Fagergren No. 56
4 del 2o. Denver Fagergren No. 56 — Limpiadores de Celda

Todas las máquinas son accionadas por motores de 10- y 15 HP; un motor para cada dos celdas.

Tanques Espesadores

Espesador de concentrado de plomo

Es marca Dorco de 30' x 10' y tiene una capacidad de 3141.6 ft³ (88.9m³), es de láminas de fierro de 1/4" de espesor, el agitador de rastrillos es tipo Dorr y de 1/2 — rpm; es accionado por un motor de 1.5 HP y 1750 rpm con- reductor de velocidad.

Espesador de concentrado de zinc

Es un tanque marca Dorco de 30' x 10' construido con láminas de acero de 1/4" de espesor; los rastrillos del es pesador dan 1/2 rpm y son accionados por un motor de 2 HP con reductor de velocidad.

Espesador de medios de plomo

Es exactamente igual que el de concentrado de plomo.

Espesador de lamas

Es marca Dorco de 30' x 10' y de 1/4' de espesor. — Está diseñado para una capacidad volumétrica de 19650 ft³, de 1/2 rpm, es accionado por un motor reductor de 3 HP.

Filtros

Filtro de plomo

Es Dorr Oliver de 3 discos de 10 sectores c/u, de 1/2

rpm y es accionado por un motorreductor de 3 HP. Tiene una capacidad de 60 ton/día y trabaja a una presión al vacío de 40 Kg/cm^2.

Filtro de cinc

De marca Oliver de 4 hojas, también de 10 sectores c/u el cual es accionado por un motorreductor de 3 HP y de 1/2 rpm. El vacuómetro instalado en el filtro registra el mismo vacío que el de plomo.

Acondicionador de cinc

De un tanque de 7' x 7' (2.1) m. x 2.1) m.), tiene una capacidad volumétrica de 7.6 m^3 y es accionado por un motor de 10 HP y 1'150 rpm; una polea en la flecha reduce la velocidad del impulsor tipo propela a 240 rpm.

Flotación

Son siete, dos para el concentrado de plomo y dos para el de cinc; dos para celdas de cinc y una para celdas de plomo. Todas son marca Krebs. Los cuatro primeros son de 1' y los de medios de 10".

Un compresor y dos sopladores Spencer suministran el aire a la flotación.

Un soplador Roots suministra el aire para los filtros.

Para el vacío de los filtros se dispone de dos bombas, una Nash y la otra Ingersoll Rand. Cualesquiera de las dos está de emergencia cuando la otra está trabajando.

Hay dos bombas de diafragma, una para el concentra-

de de piano y otra para el de cine, ambas con puertas abiertas de 2m.

En el departamento de Tipografía se tienen instaladas tres máquinas Linotype modificadas, para composición de planos, cinco y seis filas, por medio mecánico cada una, y 32 matrices respectivamente. Se encuentran en proceso de instalación particularmente en la Sección D, 3 y 4 máquinas cada una. Todas las máquinas van en cimentaciones por debajo de 1 m.

Bodega de Semiterminados

En un edificio de bodega de 1 nivel cerrado de 4m x 6m. En él irán todos los semiterminados de la sección y se entregarán de por un lado de 4 m.

Sección No. 2

Tiene 1m de ancho por 1m de largo está dividida por la pulidora de cantos con tiempo una longitud de un 1m. Tiene 1 pulidora de platinas y de cantidad por lo 4 motorreductor de 1 HP.

Sección No. 3

De las mismas características que la anterior, se encuentra por el mismo entrepaño.

Sección No. 11

Con las mismas características que la anterior, está dividida por la pulidora de cantos y la rectificadora, y encuentra por un motor de 1 HP con reductor de velocidad entre ambas.

Sección No. 12

En 1m de ancho y 1m de profundidad cuenta entre 1m y

do de plomo y otra para el de zinc, ambas son marca Denver de 2".

En el departamento de flotación se tienen instaladas tres muestreadores Denver automáticos, para concentrados de plomo, zinc y cola final que toman muestras cada 10,- 15 y 20 minutos respectivamente. Un muestreador de cabeza fue instalado recientemente en la banda No. 7 y toma muestras cada 15 minutos. Todos los muestreadores son accionados por motores de 1 HP.

Molino de Remolienda

Es un molino de bolas de 1" marca Denver de 4' x 6'. Un 5% pulg tiene una capacidad de 24 ton/día y es accionado por un motor de 40 HP.

Faja A No. 1

Tiene 187' de centro por 120' de largo; está soportada por 14 rodillos de carga que tienen una inclinación de - 10°. Tiene 4 rodillos de retorno y es accionada por un - motoreductor de 5 HP.

Banda No. 1

De las mismas características que la anterior, es accionada por el mismo motoreductor.

Banda No. 12

Con las mismas dimensiones que la anterior, está soportada por 14 rodillos de carga y 4 de retorno, y es - - accionada por un motor de 5 HP con reductor de velocidad- marca Dodge.

Banda No. 11

De 18" de ancho y 114' de longitud corre sobre 13 ro

diida de carga y bieie y de retorno: es accionada por - un motorreductor serie Falk de 10 HP.

3.4 Piso de montaje

En la planta baja del departamento de fisiología, se van instalando las siguientes bombas:

Bomba 1-A Fairfax y
Bomba 1-B Fairfax y
Bomba 2 ZSKL y X y
Bomba 3-A ZSKL y X y
Bomba 3-B ZSKL y X y
Bomba 3X-A ZSKL y-1/2 X y
Bomba 3X-B ZSKL y-1/2 X y
Bomba 4-A ZSKL y X y
Bomba 4-B ZSKL y X y
Bomba 5-A ZSKL y X y
Bomba 5-B ZSKL y X y
Bomba 6 ZSKL y X y
Bomba 7-A ZSKL y X y
Bomba 7-B ZSKL y X y
Bomba 8-A ZSKL y X y
Bomba 8-B ZSKL y X y
Bomba 9-A ZSKL y X y
Bomba 9-B ZSKL y X y
Bomba 10-A ZSKL y X y
Bomba 10-B ZSKL y X y
Bomba 11-A ZSKL y X y
Bomba 11-B ZSKL y X y
Bomba 12-A ZSKL y X y
Bomba 12-B ZSKL y X y
Bomba 13-A ZSKL y X y

Bomba 14-A GRL 5" X 5"

Bomba 14-B GRL 5" X 5"

Bomba 15 Wilfley 1-1/2"

Bomba 16 GRL 3-1/2" X 3"

Bomba 17 GRL 3-1/2" X 3"

Todas las bombas son accionadas por motores de 7.5 y 10 HP.

4.5 Preparación de Reactivos

Los reactivos utilizados en el tratamiento actual, - son:

Reactivo	Propiedad	Dilución
Xantato No. 343 (Isopropílico de Sodio)	- Colector	7.5%
$Ca(OH)_2$	- Regulador de pH	10.0%
$CuSO_4$	- Activador de Esfalerita	10.0%
NaCN	- Depresor de Pirita	7.5%
$ZnSO_4$	- Depresor de Esfalerita	7.5%
Separán 30/3%	- Floculante	0.5%

El aerofroth - 70 (espumante) es un alcohol alifático y se adiciona a la flotación sin dilufrse, tal y como lo surte el proveedor (Dynamit).

C A P I T U L O 6

M E T A L U R G I A D E L P R O C E S O

6.1 Descripción del tratamiento

6.2 Diagrama de flujo

6.1 Descripción del Tratamiento

El proceso se inicia cuando el skip con una capacidad de dos toneladas descarga por el tiro carola y descarga el mineral en la tolva de finos, llenándola. A esto se le llama muestreo y se hace cada vez que el mineral triturado y almacenado en las tolvas de finos, sea suficiente para alimentar el molino; entonces el mineral es sometido a un proceso de muestreo.

(.11) Muestradores

De la tolva de finos, el mineral con un tamaño desde 1" a 3/8", es sacado por un alimentador Ross que carga la banda No. 1. Esta es la banda de alimentación a la muestradora primaria de cuijada, la cual reduce el mineral a un tamaño de 3-1/2" a 1", descargando sobre la banda transportadora No. 2 que lo conduce a una criba vibratoria. El mineral de menor tamaño a las aberturas de la criba, 3/16", cae hasta la banda No. 3 y el de mayor tamaño de 3/16", alimenta a la muestradora Dynamic secundaria. El producto de criba y muestradora, todo a 3/16", es transportado por la banda No. 3 hasta un elevador de cangilones, pasando previamente por un pesómetro que registra el tonelaje muestreado por hora de operación. El elevador de cangilones alimenta a la banda No. 4 que reparte el mineral en tres tolvas (tolvas de finos). Un muestreador automático instalado exactamente bajo la descarga del elevador, corta muestra cada 5 minutos, como ya se dijo al describir el equipo.

El mineral de las tolvas se descarga por las-

boquillas que éstas tienen en su parte inferior. Cada boquilla tiene un contrapeso, que es con el que se regula la carga alimentada a las bandas 5 y 6. - Según está la cabeza del mineral, se alimentará más o menos carga de una tolva que de la otra, con ayuda del contrapeso. Las bandas 5 y 6 descargan el mineral en la banda No. 7 y en esta la que lo conduce al molino. Un pesómetro en la banda No. 7 registra el tonelaje molido que no debe exceder de 25 ton/hr., - ya que la planta está diseñada para una capacidad máxima de 600 ton/día, y operar a esta capacidad es -- muy difícil con cabezas tan altas. Generalmente se manejan un promedio de 17400 ton/mes.

6.1.) Molienda

La carga se alimenta al molino, por el cucharón de éste y se diluye con agua para su molienda a razón de 750 gal/min., de tal manera que la pulpa en la descarga del molino, tiene siempre una relación-líquido-sólido entre 1 y 1½ de sólido.

Para ir acondicionando las partículas liberadas en la molienda, se adicionan al molino: xantato 343, aerofroth - 70, $CaCO_3$ y NaCN. De esta forma,-- la esfalerita y pirita se mantendrán deprimidas para flotar el plomo (galena).

6.1.) Clasificación

El molino descarga en un clasificador DENVER,- en circuito cerrado con él. En este, la pulpa se diluye con agua, hasta tener un 30% de sólidos en el - derrame del clasificador. Para que la pulpa esté en

condiciones de entrar a flotación, el 61% de los sólidos en el derrame debe estar a menos 200 mallas, - lo que se logra regulando la inclinación del clasificador. Las partículas gruesas, mayores de 48 mallas son retornadas al molino. La eficiencia del clasificador es en estas condiciones de 61 a 65%.

Es necesario algunas veces adicionar espumante y sulfato de zinc al derrame del clasificador, y las cantidades adicionadas dependen de la ley en la cabeza del mineral.

6.14) Flotación de plomo

El derrame del clasificador es la cabeza del circuito primario de plomo, y mediante la bomba No. 1 se bombea al cajón de alimentación de la primera máquina de flotación. En la primera, tercera, séptima y novena celdas de plomo primario es necesario a veces adicionar xantato, ya que no siempre es suficiente el adicionado al molino. El criterio para determinar el punto de adición y la cantidad necesaria de este reactivo, se obtiene haciendo tentaduras en los diferentes puntos, principalmente en la cola de plomo, en donde ya no debe haber nada de plomo, sólo debe contener esfalerita y pirita deprimidas por el $ZnSO_4$ y el NaCN adicionados al molino.

La adición de xantato a la primera, tercera, - y séptima celdas de plomo, son el objeto de flotar - todo el plomo posible en las primeras ocho celdas, - produce en las dos últimas celdas de plomo primario, - un concentrado muy sucio llamado plomo scavenger. -

Este se manda por gravedad al clasificador y entra - así a formar de nuevo parte de la cabeza de flotación. El derrame de las primeras ocho celdas (concentrado Rougher), se tratan con la bomba No. 9 al primer banco de cuatro celdas limpiadoras de plomo, - y el derrame de éste (concentrado de primera limpia) entra por gravedad a una segunda oficina limpiadora, también de cuatro celdas. De esta oficina la que - produce el concentrado final de plomo, el que también se lava en el plato para hacer una determinación visual de su contenido de impurezas.

Comparando los ensayes de los productos de - flotación, con los concentrados vistos en el plato, - puede calcularse aproximadamente su contenido de impurezas, y en la misma forma puede determinarse el - porcentaje de valores en las colas.

El concentrado de plomo cae a un cajón en el piso de bombas en donde un muestreador automático toma muestras cada 10 minutos y es bombeado con la bomba No. 4 hasta un ciclón. Este clasifica las partículas, mandando las gruesas al filtro y las finas al tanque espesador. Una bomba duplex de diafragma, o en su defecto, las 10, saca del tanque, el concentrado de plomo y lo manda al filtro. El floculante utilizado, es el cajarán 2010, y se adiciona a los tanques espesadores de plomo y cinc a razón de 600cc/min. aunque esta cantidad depende siempre del contenido - de humedad en el concentrado.

El objeto de espesar las partículas finas, es evitar la pérdida de concentrado en el agua de fil—

trato, pues dichas partículas son tan finas que si - no se colectaran, pasarían las telas del filtro.

El concentrado de plomo ya filtrado y con una humedad entre 8 y 10% es transportado por la banda No. 8, que lo descarga en la banda No. 10, y esta lo conduce a la tolva.

Las telas de las limpiadoras (medios de plomo), se lavan con una bomba, la número 10, a un ciclón que separa los finos a un tanque espesador, y el producto grueso, tanto del ciclón como del tanque se mandan al clasificador.

5.1.7) Flotación de zinc

La cola de plomo es la cabeza de zinc y se - bombea al acondicionador con la bomba No. 5. En el acondicionador se activa la esfalerita con $CuSO_4$ y - se le adiciona cal hasta que la pulpa tenga un pH entre 10 y 11; el tiempo de acondicionamiento es de - una hora. De aquí, el zinc pasa a la primera de 10 celdas de "zinc primario", donde se le adiciona xantato y aceite; también a la quinta celda se le adiciona xantato. Todo el zinc debe flotar en estas 10 celdas. El exceso de $CuSO_4$, es muy nocivo, pues la esfalerita se agriota o flocula el concentrado. Cuando la cantidad adicionada de este reactivo es insuficiente, la recuperación disminuye y se observa esfalerita al hacer tentaduras en la cola de zinc. Cuando esto sucede, se adiciona también sulfato de cobre a la cola de zinc. Para recuperar este zinc, se dispone de dos máquinas Wemergreen.

Cuarta lavada de pisos

El terreno de las 12 primeras celdas de cianuración (Clar Kruger) es lavado por la bomba No. 7 a una velocidad de 7 celdas hidráulicas de pisos.

Segunda y tercera lavada de pisos

El terreno de la segunda exterior, se le adiciona cal y se lavados con la bomba No. 6, hasta una velocidad de 4 celdas. De las tres primeras, el concentrado se lleva por gravedad vat y en las otras tres, se le da una tercera lavada.

Cuarta lavada de pisos

El concentrado de tercera lavada es bombeado con la bomba No. 1, hasta una velocidad lavadora de 4 celdas, en donde se le da una cuarta lavada, velocidad más baja aquí el concentrado tiene un porcentaje de 11 y 12. Este es el concentrado final; se - - succiona y con la bomba No. 11 se manda a la cisterna, los 1.5 van al espesador y los gruesos al filtro. Posible para el concentrado de cian fisculado en el vacuum, se lleva de una bomba de diafragma que lo manda al filtro.

Lavado de los tanques de concentrado

Estos lavados de los tanques de concentrados y de solido de pisos, se realizan en un tanque, el de - -, en donde son colocados estos tanques de descarga por el fondo y con la bomba No. 5, la carga de tanques pasa al clasificador.

Salida de pisos

Estos son los pisos de las cuatro lixiviaciones

de cinc. Los medios de primera, segunda y tercera - limpiadoras se mandan por gravedad a un cajón en el piso de bombas y la No. 1 las bombea a un ciclón; en - te clasifica las partículas y manda la parte fina a - un cajón localizado en el tanque acondicionador y las partículas gruesas a un molino de remolienda.

El producto de remolienda es bombeado con la bomba No. 11 al mismo cajón de molino, y de aquí es- bombeado otra vez al ciclón, para cerrar el circuito.-- Los medios de la cuarta limpiadora no necesitan remoliendo y van a dar por gravedad al cajón de la celda de plomo, bruto con la bomba No. 5 se mandan al acondicionador de cinc.

Celda de cinc

Esta se bombea con la bomba No. 12 hasta el- cajón de alimentación de la primera máquina Fagergren, donde se le adicionan xantato y aerofroth-70.- La correspondiente adición de cianuro para deprimir el- fierro que pueda flotar con el cinc. En esta máquina debe flotar casi todo el cinc, contenido en la celda; esta se bombea con una bomba, la No. 13, al cajón de alimentación de la primera máquina de cinc primarios. Para flotar el cinc que no fue posible recuperar en la primera máquina Fagergren, se dispone de otra máquina del mismo tipo. El derrame de esta última flota por gravedad hasta el cajón de la bomba - No. 14 y se cierra el circuito. Todo el material de primitivo, con un contenido muy bajo en plomo y cinc,- constituye la cola final del proceso y se manda con- la bomba No. 15 a la presa de jales situada a 900 m.

al sur de la planta de beneficio.

El molino opera tres turnos por día y para ello un trabajo cada 15 días para mantenimiento. Para reparación de cualquier máquina durante la operación, se dispone de línea de emergencia.

La energía eléctrica, la proporciona la planta de fuerza de la Central, con generadores acoplados a máquinas Diesel, situada a 7 k. al sur de la planta.

El agua para el proceso, es proporcionada por la mina. Esta agua está almacenada en una pila de almacenería, con capacidad de 500 m³ a 350 metros al poniente y 40 metros sobre el nivel de la sección de oficinas. El agua del jigueo es recuperada, para lo cual, se dispone de una pileta de recuperación, una de retiros y un tanque de agua de retorno también, y aquí una vez que esta agua se pierde por infiltración en la presa de jales.

Muestras representativas de los productos de la flotación se mandan al laboratorio de ensayes, donde son analizadas por plomo, cinc y fierro. Un ejemplo de los resultados que este laboratorio da, es el siguiente:

	Ensayes		
	Pb	Zn	Fe
Concentrado de Plomo	70.0%	6.1%	5.2%
Concentrado de Cinc	1.0%	60.4%	2.0%
Cola Final	1.0%	2.1%	5.2%

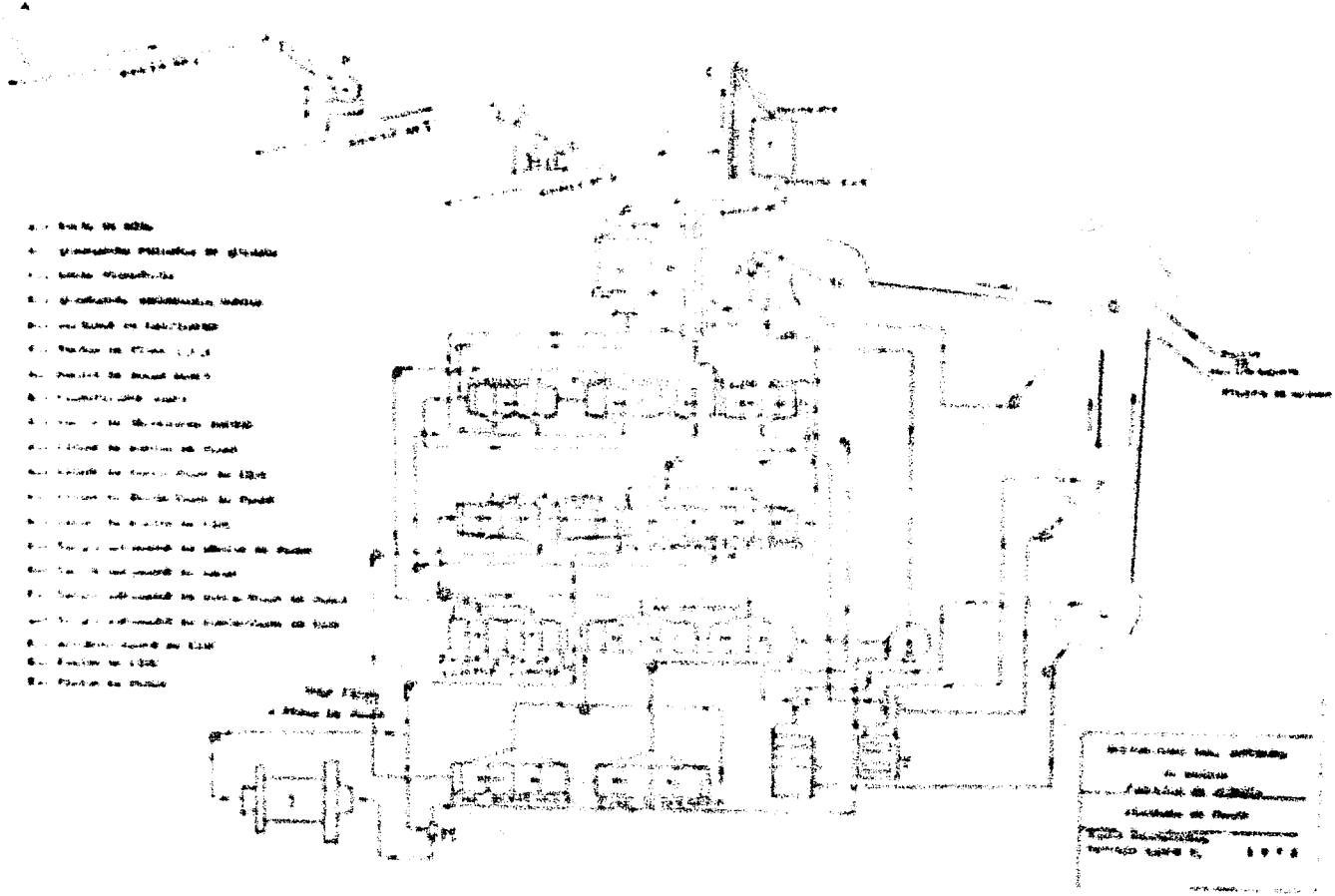
Desde luego, estos resultados se obtienen partiendo de una cabeza como la ya señalada al inicio

ción este estudio.

La relación de concentración, es aproximadamente 10 para el concentrado de plomo y 5 para el concentrado de cinc, es decir, que con 10 toneladas de mineral, pueden producirse 1 tonelada de concentrado de cinc y una tonelada de concentrado de plomo. Esto da una producción diaria de 10 a 30 toneladas de plomo y de 100 a 110 toneladas de cinc. Los edificios de producción se hacen directamente en la edificación del molino, también para este caso los resultados que a este edificio hacía el laboratorio de ensaye, y se hacen los dimensionamientos correspondientes.

El concentrado de plomo se hará en camiones a la fundición de Aguilar, Salta, y el de cinc se embarcará en vagones de ferrocarril a Nueva Salta, - - Dpto.

4.: Diagrama de Flujo



C A P I T U L O 7

Determinación experimental de la Relación Lodo/Reactivo óptima para la flotación de cada mineral

7.1 Comentario

7.2 Procedimiento

7.3 Pruebas de una prueba metalúrgica de tres - - ciclos

7.4 Especificaciones para las Pruebas

7.5 Consumos de Reactivos; Resultados de las Pruebas y Balances Metalúrgicos

7.6 Cálculo del consumo de reactivos en Kg/ton.

7.1 Comentario

Con el siguiente estudio experimental, se pretende - mejorar los resultados que la planta de beneficio obtiene con el tratamiento actual. Se proponen tres opciones de tratamiento, se diferencian del actual, sólo en la preparación en que el ZnSO4 y el NaCN son adicionados.

Se recomienda aclarar que sólo se estudió el comportamiento de estos dos reactivos, y que de ninguna manera, existe la certeza de el mejor grado de concentrados y la mejor recuperación de estos, solamente de la proporción en que estos reactivos se adicionan.

Un exceso en la cantidad adicionada, de cualesquiera de los dos reactivos, debe afectar los resultados, negativamente (perjudicialmente) un exceso en la adición puede convertir a la sustancia (ZnS, FeS2), encontrada como óptima, en no ser tal, pues tratemos de ejemplo, que algunas partículas que flotan en el concentrado de plomo, son partículas de esfalerita / pirita que no han sido completamente liberadas de la galena durante la molienda. La depresión de estas partículas de impurezas, que llevan consigo generalmente, mejora el grado del concentrado de plomo, pero generalmente también una baja en la recuperación de plomo en ese concentrado. El mejor grado de concentrado, debe tratarse ingresando a un balance de la recuperación, para determinar en cuál de los productos contenidos en el mineral, -- es decir, si se pierde en el concentrado de plomo, o bien, -- se perderá en el concentrado de zinc, o bien, -- se perderá en los dos.

Durante la recuperación de plomo en el concentrado de

plomo es buena, el grado de concentrado de cinc mejora, y es muy poco el plomo que se pierde en las colas. Si además de obtenerse una buena recuperación de plomo en el concentrado de plomo, se pudiera también mejorar el grado de este concentrado, mejoraría también la recuperación de cinc en el concentrado de cinc, puesto que una buena parte de las impurezas de cinc que flotaron en el concentrado de plomo, al ser separadas, pasarían a integrarse al concentrado de cinc para aumentar así la producción de ese concentrado.

De todo lo anterior, puede deducirse, que aunque el $ZnSO_4$ y el NaCN sean eficientes solo en el circuito de plomo, el concentrado de cinc es afectado también por esa adición, y que la composición de reactivos que se encuentre como óptima, es válida solo para una determinada molienda.

El correr pruebas en el laboratorio metalúrgico tiene la gran ventaja de que la carga a probar puede homogenizarse perfectamente, al iniciar la prueba, de modo que cualquier parte que se tome de esa carga, tiene las mismas características granulométricas, y el mismo contenido metálico que el resto de la carga, y con estas condiciones, pueden probarse cuantos tratamientos se quieran.

Es en cambio, muy peligroso, probar nuevos tratamientos en la planta industrial, pues además de correr el riesgo de tener muy malos resultados metalúrgicos que ocasionarían una pérdida económica considerable, no se puede concluir qué proporción de reactivos es la más conveniente, porque nunca se sabe a qué variables se deben los cambios en los resultados, ya que el mineral cambia de una hora a-

otra y muy raramente es posible controlar o aún determinar todas las variables que puedan presentarse.

7.7 Procedimiento

Con 100 Kg. de carga, se hicieron 10 pruebas metalúrgicas de tres ciclos cada una. La carga probada fue una muestra representativa de 1,000 toneladas del mineral molido en la mina.

La secuencia a seguir en este tipo de pruebas, es exactamente la misma que en la planta, pero para la mejor comprensión, se ilustrará con un esquema.

Se hicieron cuatro series de cinco pruebas metalúrgicas cada una. La primera serie, donde la proporción - - $ZnSO_4$/Ton fue 1:1, representa el tratamiento actual. Para las otras tres series (opciones 1, 2 y 3), se mantuvieron todas las condiciones de tratamiento, tiempos de molienda y acondicionamiento, cantidades de reactivo utilizadas y los puntos de adición de cada reactivo. El agua utilizada para las pruebas, fue agua del proceso. La única variable fue la proporción $ZnSO_4$/Ton adicionada. Esta fue la siguiente:

1:1 para la opción No. 1
1:1 " " " No. 2
1:1 " " " No. 3

La carga una vez molida, tiene la siguiente granulometría:

Malla	%
+ 48	3.0
+ 65	5.0
+ 100	7.0
+ 150	10.0
+ 200	11.0
- 200	65.0

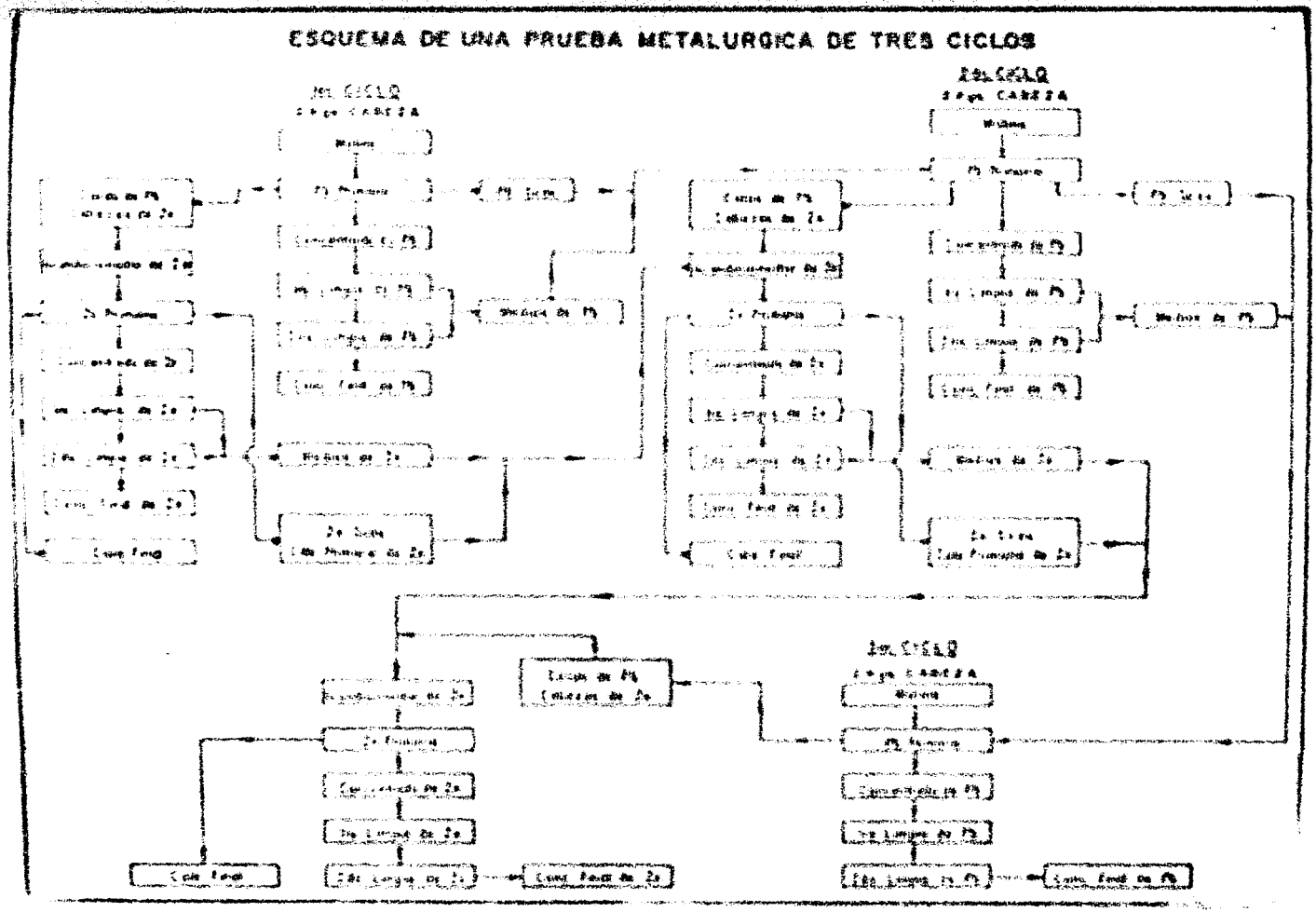
% sólidos _____ 50
gravedad específica _ 3.67
pH _____ 7.8

En base promedio de los productos obtenidos en cada cinta prueba y el ensaye de una muestra representativa de dichos productos, se tomará como base para los balances metalúrgicos del tratamiento actual y las opciones de tratamiento.

De presente a consideración un diagrama de flujo para una prueba de tres (3) días en adelante de las reactivos utilizados en cada prueba, indicando los puntos de adición y los resultados obtenidos en cada paso de prueba con sus correspondientes balances metalúrgicos.

7.) Reseña de una prueba metalúrgica de tres días.

ESQUEMA DE UNA PRUEBA METALURGICA DE TRES CICLOS



7.4 Disoluciones para las pruebas

I - (K) - - - - - - - - - - 1%

$ZnSO_4$ - - - - - - - - - - 1%

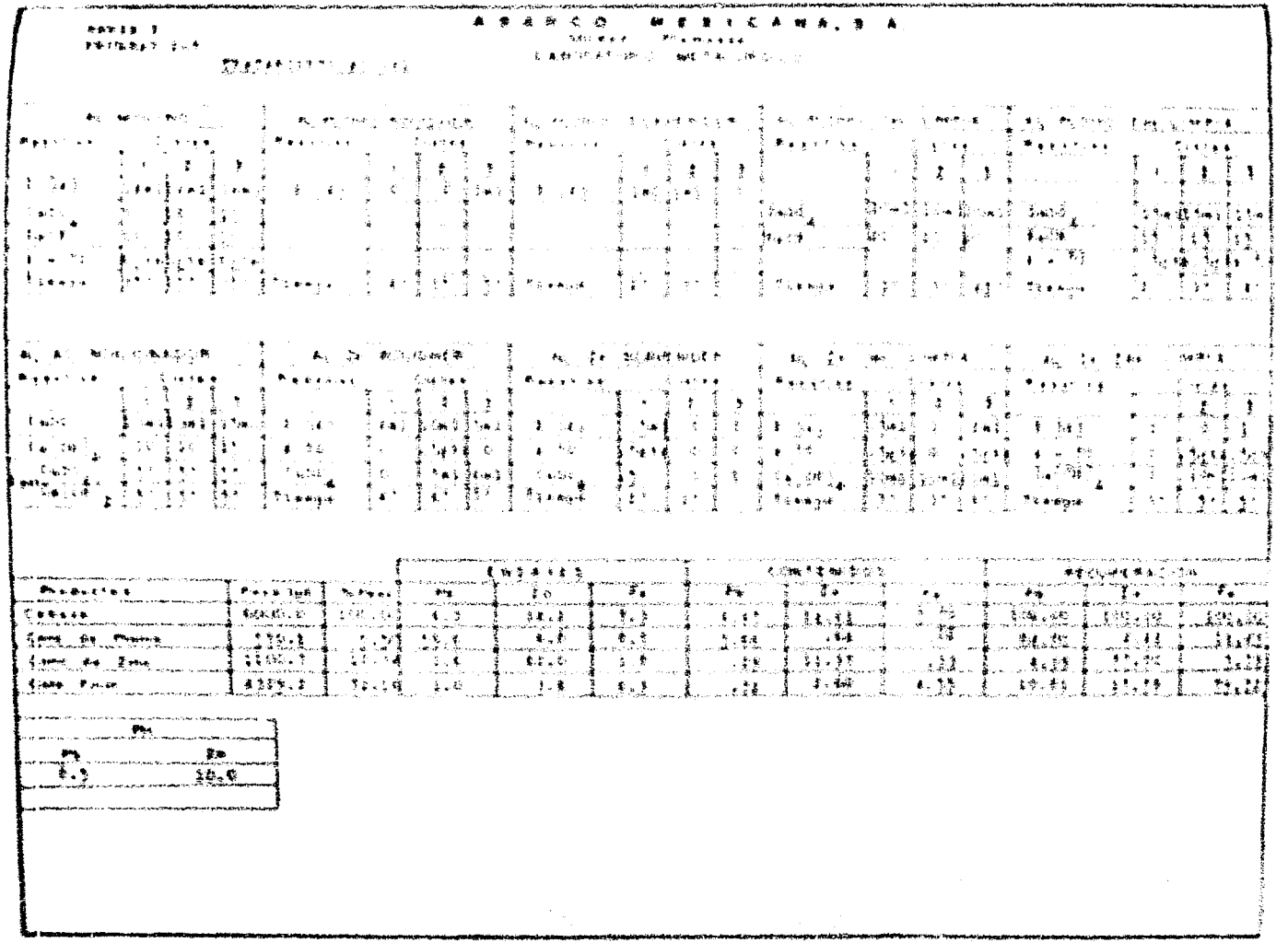
NaCl - - - - - - - - - - 1%

Ca $(OH)_2$ - - - - - - - - 10%

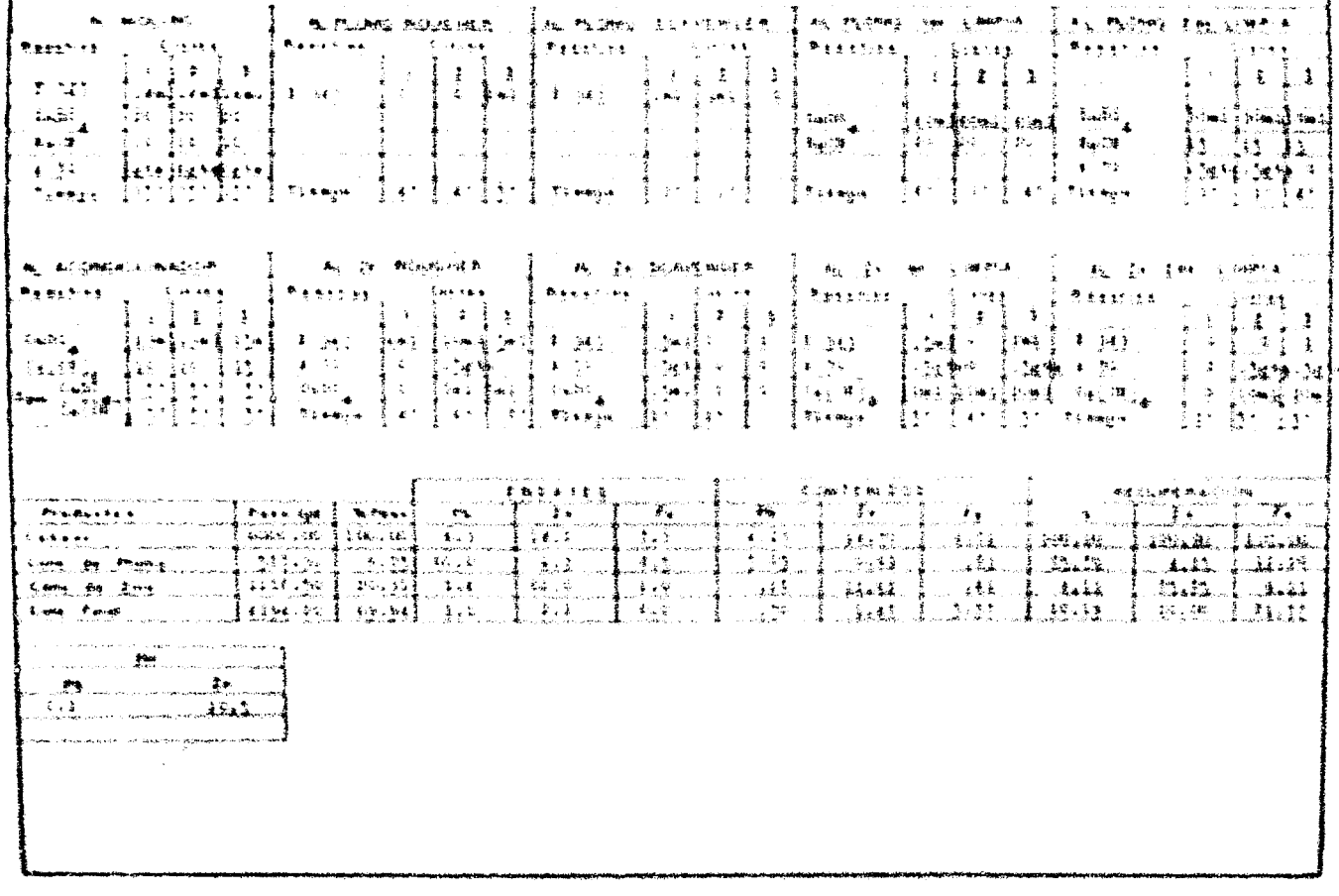
$CuSO_4$ - - - - - - - - - - 5%

A - D - - - - - - - - - - De aplica sin diluir

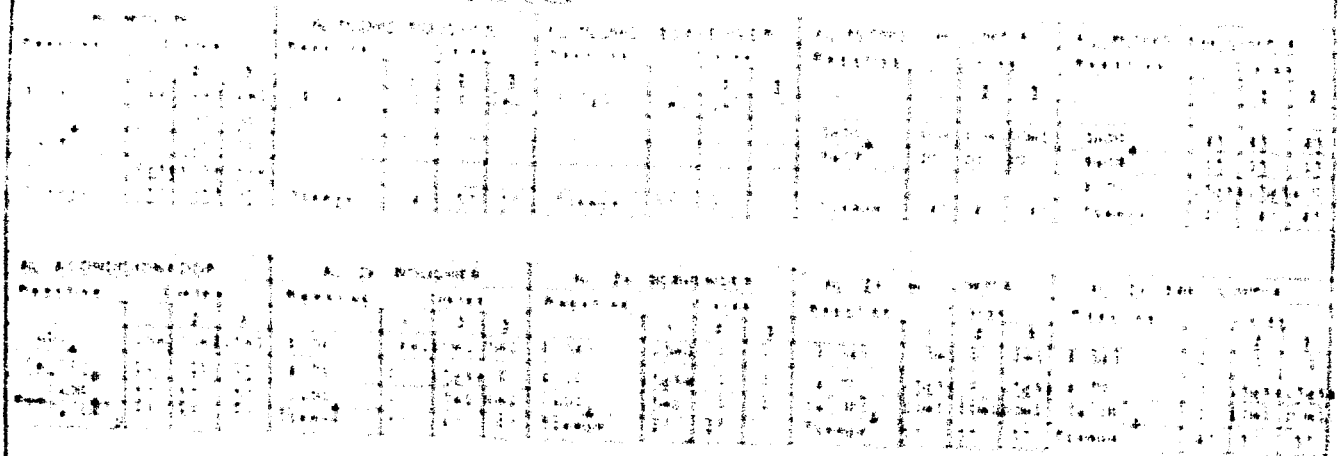
7.5 Resumen de resultados recogidos de las pruebas - y Balances Metalúrgicos



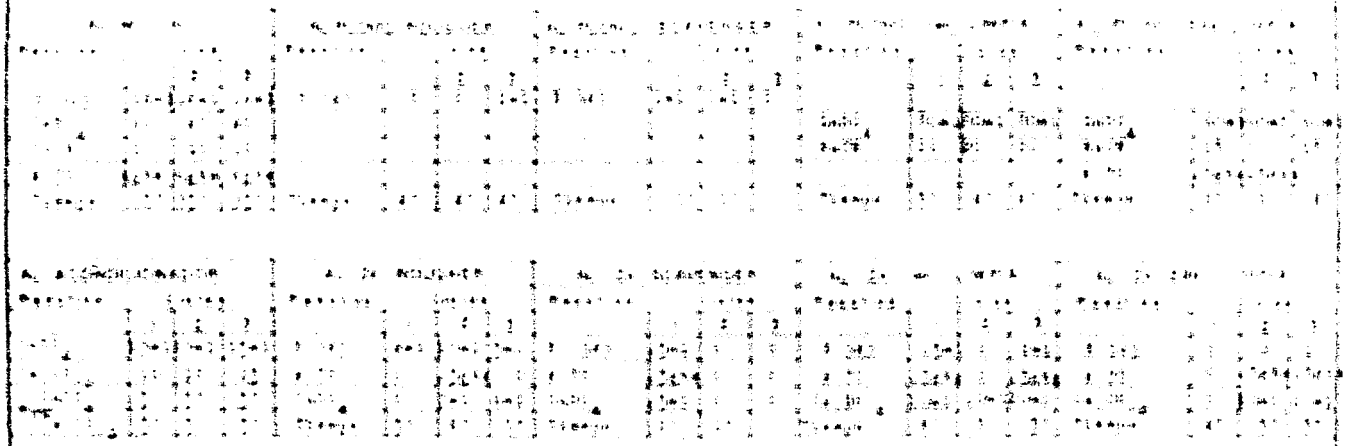
ARABCO MEXICANA, S. A.



ASARCO MEXICANA, S.A.



ASARCO MEXICANA, S.A.



Producto	Peso (gr)	Onzas	%	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	500.00	16.075	1.0	0.8	1.2	0.40	0.60	100.00	100.00
Cono de Plomo	9.00	0.289	0.06	0.1	0.4	0.01	0.02	2.50	1.66
Cono de Zinc	2.00	0.064	3.2	0.2	0.2	0.01	0.01	2.50	0.83
Cono Rougo	489.00	15.722	1.0	0.8	1.2	0.39	0.59	97.50	97.51

Au	
gr	Oz
1.5	33.0

7.6 Dilución del consumo de reactivos en Toltén.

A molino

Xantato (1)	0.070 Kg/ton.
$CuSO_4$	0.050,0.100,0.150,0.200 " "
NaCN	0.050 " "
Aerofroth - 71	0.061 " "

A circuito Scavenger

Xantato (1)	0.010 Kg/ton.

A circuito acondicionador

Xantato (1)	0.005 Kg/ton.

A circuito de bolilla

$ZnSO_4$	0.100,0.150,0.200,0.400 Kg/ton.
NaCN	0.100 " "

A circuito de bolilla

$ZnSO_4$	0.075,0.150,0.225,0.300 Kg/ton.
NaCN	0.075 " "
Aerofroth - 71	0.005 " "

A circuito primario de cinc

$CuSO_4$, para 1er. y 2do. ciclos	0.125 Kg/ton.
$CuSO_4$, para tercer ciclo	0.375 " "
$CuSO_4$, (promedio)	0.141 " "
Ca (OH)$_2$ en 1o. y 2o. ciclos	0.500 " "
Ca (OH)$_2$ en el 1er. ciclo	0.750 " "
Ca (OH)$_2$ (promedio)	0.581 " "

A cinc limpieza

Xantato (1), 1er. ciclo	0.020 Kg/ton.

Lactato (x), 1er. ciclo	0.050 Kg/ton.
Lactato (x), 1er. ciclo	0.025 " "
Lactato (x), (promedio)	0.037 " "
$CaSO_4$, en el 2o. ciclo	0.175 " "
$CaSO_4$, en el 1er. ciclo	0.150 " "
$CaSO_4$, (promedio)	0.162 " "
Lentejuela - 40	0.005 " "

En ciclo alcalino:

Lactato (x)	0.0025 Kg/ton.
Lentejuela - 70	0.005 " "
$CaSO_4$	0.0125 " "

En ciclo ácido:

Lactato (x), 1er. ciclo	0.0025 Kg/ton.
Lactato (x), 1er. ciclo	0.0100 " "
Lactato (x), (promedio)	0.0063 " "
Lentejuela - 30	0.005 " "
$Ca(OH)_2$, 2o. / 1o. ciclos	0.500 " "
$Ca(OH)_2$, 1er. ciclo	1.000 " "
$Ca(OH)_2$, (promedio)	0.666 " "

En ciclo ácido-alcalino:

Lactato (x)	0.005 Kg/ton.
Lentejuela - 5	0.005 " "
$Ca(OH)_2$, 2o. ciclo	0.500 " "
$Ca(OH)_2$, 1er. ciclo	1.000 " "
$Ca(OH)_2$, (promedio)	0.750 " "

CAPITULO 6

RESULTADOS EXPERIMENTALES

6.1 Introducción

6.2 Tratamiento Actual

6.3 Opción de Tratamiento No. 1

6.4 Opción de Tratamiento No. 2

6.5 Opción de Tratamiento No. 3

5.1 Introducción

Con los resultados metalúrgicos obtenidos en las pruebas de laboratorio (ver balances metalúrgicos), se calcula[illegible] la producción mensual de concentrados de plomo y zinc - [illegible] el tratamiento actual y la que podría obtenerse [illegible] se utilizar completamente [illegible] la vez de los tratamientos [illegible] se propone en la misma están produciendo y se compara [illegible] los resultados económicos que se obtendrían con - [illegible] mismas [illegible], con los obtenidos con el tratamiento [illegible].

a. Producción actual

a) Concentrado de plomo

de [illegible]:

[illegible] $\frac{\text{Kg. Pb}}{\text{Kg.}}$ x [illegible] $\frac{\text{Kg.}}{\text{Kg. Pb}}$ - 1,460 ton conc. Pb

Con esta alta ley de [illegible]% de Pb dan un contenido de - plomo de:

1,460 ton conc. x $\frac{0.656 \text{ ton Pb}}{\text{ton conc.}}$ = 971.948 ton Pb

= 971,948 Kg. Pb

b) Producción de concentrado de plomo

Actualidad (Sept. 1973): 10.22 centavos de dólar la libra.

[illegible]

[illegible]

[illegible] Kg. x [illegible] x 0.453) $\frac{\text{Kg.}}{\text{Kg.}}$ x 10.49 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$

$ [illegible].72 M.N.

Y - I

Por concepto del impuesto de producción:

[illegible] Kg. x [illegible] x 0.1750 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$ = $ 153,497.72

Por concepto del impuesto de exportación:

871,948 Kg. x 0.40 x 0.1250 $\frac{\$}{Kg.}$ = $ 345,563.19

Total F. O. P. = $ 400,667.21

10% F. O. P. $ [illegible]

Total Ingresos: = $ [illegible]

Egresos:

Industrial

Ing. Alcoba

1,464 10% ctas. x [illegible] x 12.50 $\frac{\$}{Ctas.}$

$ [illegible]

Fletes:

1,464 10% ctas. x [illegible] x 17.50 $\frac{\$}{Ctas.}$

$ [illegible]

Impuestos:

De Industrialización

871,948 Kg. x 0.40 x 0.1250 $\frac{\$}{Kg.}$

$ [illegible]

De Exportación:

871,948 Kg. x 0.40 x 0.1250 $\frac{\$}{Kg.}$

$ [illegible]

Costo de Beneficios:

0.16 Ha., por Ton. de concentrado es el costo promedio de mina y beneficio en el Dpto.

0.16 $\frac{Ha.}{Ton. conc.}$ x 11.49 $\frac{\$}{Ha.}$ = 76.94 $\frac{\$}{Ton. conc.}$

1,464 10n. conc. x 76.94 $\frac{\$}{10n. conc.}$

$ [illegible]

Costo de Producción:

1,200 lbs. cosecha x $\frac{\$ \quad \text{lbs.}}{100 \text{ lbs. cosecha.}}$ = $\frac{\$}{\text{lbs.}}$

$ _____

Total Egresos: $ _____

Estado de Resultados

(Concentrado de Finca)

Concepto	%	En $ Usa
Ingresos:		
Ingreso		$
Total Ingresos		$
Egresos:		
Insumos		
Fletes		
Empaque y Beneficio		
Costos Variables		
Costos Fijos		
Costos Financieros		
Total Egresos		$

Nota: [illegible] de la cosecha tiene con el [illegible], un Costo Promedio, tiene un [illegible] entre el [illegible] de la P.I.P (Percepción [illegible] Federal)

b) Concentrado de zinc

Se obtuvieron:

100.57 $\frac{\text{ton}}{\text{día}}$ x 78 días = 7821.46 ton. de conc. de zinc

que con una ley de 62.06 de zinc dan un contenido de zinc de:

7,834.46 ton conc. x $\frac{.230 \text{ ton de Zn}}{\text{ton conc.}}$ = 1,791.10 ton de Zn

= 1,791,100 Kg. de Zn

b-3) Disponibilidad de concentrado de zinc

Cattamarán (Dept. 1972): 34.17 centavos de dólar/libra.

Ingresos:

Ingreso:

1,791,100 Kg. x 0.45 x 0.3307 $\frac{\text{Lbs.}}{\text{Kg.}}$ x $\frac{\$13.49}{\text{Lbs.}}$

$ 6,468,418.16

P x P

Por concepto del impuesto de protección:

1,791,100 Kg. x .85 x .0971 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$ = $ 12,904.04

Por concepto del impuesto de exportación:

1,791,100 Kg. x .85 x .1911 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$ = $ 291,965.91

Total P x P $ 306,959.99

10% P x P $ 111,430.97

Total Ingresos $6871,911.11

Egresos:

Fletes:

a) Plomosas-Picachos, incluyendo el arrastre en Picachos:

7,834.46 ton x .70 $\frac{\text{Lbs.}}{\text{ton.}}$ x 17.49 $\frac{\$}{\text{Lbs.}}$

$ 24,691.12

b) Picáchos-Sonitas

2,824.36 ton. x 10.75 $\frac{\text{Jls.}}{\text{ton.}}$ x 12.49 $\frac{\$}{\text{Jls.}}$

$ 172,013.76

Importación:

De Exportación:

1,771,100 Kg. x .85 x .0015 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$

$ 209,515.85

De Producción:

1,771,100 Kg. x .85 x .1071 $\frac{\$}{\text{Kg.}}$

$ 158,111.19

Costo de Beneficio:

10 $\frac{\text{Jls.}}{\text{ton. conc.}}$ x 12.49 $\frac{\$}{\text{Jls.}}$ = 487.11 $\frac{\$}{\text{ton. conc.}}$

2,824.36 ton. conc. x 487.11 $\frac{\$}{\text{ton. conc.}}$

$ 1,375,372.69

Costo de Fundición:

10.83 $\frac{\text{Jls.}}{\text{ton. conc.}}$ x 12.49 $\frac{\$}{\text{Jls.}}$ = 487.36 $\frac{\$}{\text{ton. conc.}}$

2,824.36 ton. conc. x 487.36 $\frac{\$}{\text{ton. conc.}}$

$ 1,362,158.29

Total Egresos $ 1,601,151.50

[illegible]

[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]

F.) Opción No. 1 (Venta FE)

A) Características de diseño

De entrada:

[illegible] = [illegible] Tons. Cort. FE, con una =

Ley de [illegible] de Fe, [illegible] diseño del

[illegible] x .01 = [illegible] Ton. Fe

= [illegible] Kg. de Fe

A-1) Dimensionamiento de Planta Concentradora de Mineral

Determinado [illegible] Planta según estudios de [illegible].

Chancado:

Por:

[illegible] x .10 x [illegible] = [illegible]

= [illegible]

Por concepto del valor de recuperación:

[illegible] x .[illegible] x .[illegible] = $ 120,000.00

Por concepto del incremento de valorización:

[illegible] x .10 x [illegible] = $ 154,776.10

Total $ / A = $ 413,120.94

Costo $ / A = [illegible]

Total Costo = [illegible]

Molienda:

Capacidad

Por Planta

[illegible] x [illegible] x [illegible]

= [illegible]

Planta:

[illegible] x .[illegible] x [illegible]

= [illegible]

Impuestos:

De Producción:

900,900 x .90 x .3255

$ 263,817.66

De Exportación

900,900 x .90 x .3255

$ 263,817.66

Costo de Beneficio. Se calcula sobre la base de que al llevarse a cabo este tratamiento, se utilizaría la misma planta de otra y el mismo equipo, pero como se obtendría más tonelaje de concentrado, es de esperar que el consumo de energía eléctrica aumente también. Se considera que el costo por energía eléctrica, le más, sea un 15% del consumo en la planta de beneficio. Con 15% serían - - - $11,250.00 más al mes, y debería repartirse entre las toneladas de plomo y cinc producidas de más.

Con este opción, se obtendrían 36.5 ton. más de concentrado de plomo que con el tratamiento actual, que ocasionarían un costo por energía eléctrica de $1,275.00 - - más. El consumo de reactivos es diferente solo para el caso del $ZnSO_4$. Tenemos entonces que:

Costo por energía eléctrica de más _____ $ 1,275.00

Costo por .225 Kg. de $ZnSO_4$ de más por tonelada tratada:

$$\frac{.225 \text{ Kg.}}{\text{ton. tratada}} \times 30 \frac{\text{días}}{\text{mes}} \times 350 \frac{\text{ton. tratadas}}{\text{día}} \times 2.10 \frac{\$}{\text{Kg.}}$$

= $ 7,087.50

$ 7,969.50 x 30.1% (De total de conc.)= $ 2,582.00

Costo con el tratamiento actual +$112,561.00

Costo total con este tratamiento:

$ 116,420.00

Costo de Fundición:

1,721.5 x 10 x 12.45

$ 214,417.15

Total Egresos:

$ 442,110.15

ESTADO DE RESULTADOS

(Concentrado de Plomo)

Concepto	%	en $
Ingresos:		
Venta	1,[illegible]	$ [illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
Total Ingresos	[illegible]	[illegible]
Egresos:		
Fundición	15.7	70,131
Fletes	[illegible]	41,238
Impuestos V. y E.	[illegible]	442,761
Costo Financiero	[illegible]	116,[illegible]
Costo Producción	[illegible]	197,[illegible]
Total Egresos	[illegible]	869,[illegible]
Utilidad o pérdida bruta	1,[illegible]	$ 1,771,419

B) Concentrado de zinc

Se obtuvieron: 111.7 ton. de conc. de zinc por — día:

111.7 x 28 = 3,127.6 ton. de conc. de zinc, que con una ley de 62.0% de Zn, dan un contenido de zinc — de:

3,127.6 x 0.62 = 1,939.11 ton. de zinc

= 1,939,110 Kg. de Zn

B-3) Liquidación de concentrado de zinc

Cotización (Sept. 1977): 18.27 centavos — de dólar/libra.

Ingresos:

Pagos:

1,939,110 x .85 x .3987 x 18.49

$ 121,691.50

P R F

Por concepto del impuesto de producción:

1,939,110 x .85 x .0871 = $ 143,891.66

Por concepto del impuesto de exportación:

1,939,110 x .85 x .1979 = $ 326,528.09

Total P R F $ 469,419.75

Gto. P R F $ 116,354.85

Total Ingresos $7,014,109.40

Egresos

Fletes:

a) Planeado-Piedras:

3,127.6 x .70 x 11.49

$ 27,441.61

b) Piedras-Sva. Rosita:

3,127.6 = 10.75 x 11.49

$ 415,715.61

Impuestos:

De Producción:

1,710,310 x .05 x .1071

$ 174,334.88

De Importación:

1,910,110 x .01 x .1015

$ 19,131.67

Costo de beneficio:

Por energía eléctrica 12 días ____ $ 10,025.00

Por 5,151 kg. de [illegible] de plástico tratado:

7,969.10 x 0.164 (Dr: total cons.) $ 1,307.50

Costo de beneficio con el tratamiento actual:

$1,375,774.00

Costo con este tratamiento:

$ 1,391,156.40

Costo de Publicidad:

1,127.6 x 402.30

$ 1,408,679.14

Total Egresos: $1,855,741.21

[illegible] de Resultados

(Costo Directo de Venta)

Concepto	%	Total en $ [illegible]
Ingresos:		
Ventas	[illegible]	$ 7,384,100
[illegible]	[illegible]	236,710
Total Ingresos	[illegible]	7,620,810
Egresos:		
Fletes	[illegible]	447,486
Impuestos S. y L.	[illegible]	508,648
Costo Transformación	[illegible]	1,191,186
Costo Materia [illegible]	[illegible]	1,388,630
Total Egresos	[illegible]	3,535,751
Utilidad [illegible] Venta	[illegible]	$ 3,763,160

8.4 Sección B, 2 (Art. 111)

a) Concentrado de plomo

Se obtuvieron 36,765 ton. de concentrado de plomo - por día:

36,765 x 26 = 1,371.49 ton. cont. de Pb, que con una ley de 68.7% de plomo, nos dan un contenido de plomo- así:

1,371.49 x 0.687 - 941.93 ton. de Pb
- 941,930 Kg. de Pb

a-1) Liquidación de concentrado de plomo

Cotización (Sept. 1973): 13.25 centavos dólar/libra.

Ingresos:

Pagos:

941,930 x .90 x .2920 x 11.49

$ 2,843,491.41

P x P

Por concepto del impuesto de producción:

941,930 x .95 x .1956 = $ 168,143.51

Por concepto del impuesto de exportación:

941,930 x .90 x .3142 = $ 270,416.86

Total P x P = $ 438,760.39

50% P x P $ 219,380.19

Total Ingresos: $ 2,788,841.60

Egresos:

Cantidad:

Por Azufre:

1071.42 x 3.50 x 12.49

$ 23,312.49

Fletes:

1,375.42 x 4.50 x 12.49

$ 31,004.41

Impuestos:

De Producción:

936,000 x .50 x .2355

$ 104,071.21

De Exportación:

936,000 x .50 x .1000

$ 117,071.21

Costo de Beneficios:

Por energía eléctrica de cda _____ $ 1,066.44

Por .4+0 Kg. de 2:50 de cda/ton. tratada:

12,919 x .33 " $ 5,139.60

Costo con el tratamiento actual:

$ 112,561.00

Costo con este tratamiento:

$ 120,969.04

Costo de Fundición:

1,375.42 x 10.00 x 12.49

$ 170,799.96

Total Egresos: $ 961,360.00

TOTAL DE RECETTES

(Recettes en Chine)

Recettes		Total
Impôts:		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
Total Impôts	[illegible]	[illegible]
Divers:		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
Importations [illegible]	[illegible]	[illegible]
Droits de Statistique	[illegible]	[illegible]
Droits de Navigation	[illegible]	[illegible]
Total Divers	[illegible]	[illegible]
Total Général	1,197.11	[illegible]

b) Concentrado de zinc

Se obtuvieron 111.65 ton. de conc. de zinc por - ---
día:

111.65 x 29 = 3,236.3 ton. de conc. de zinc, que con
una ley de 62.1% de zinc, dan un contenido de zinc -
de:

3,236.3 x .621 = 1,993.68 ton. de Zn

= 1,993,680 Kg. de Zn

b.1) Localización de Concentrado de zinc

Cotización (Sept. 1970): 14.27 centavos -- de dólar/libra.

Ingresos:

Bruto:

1,993,680 x .85 x .3567 x 12.49

$ 7,410,645.72

P & V

Por concepto del Impuesto de producción:

1,993,680 x .85 x .085) = $ 144,987.67

Por concepto del Impuesto de exportación:

1,993,680 x .85 x .1071 = $ 108,007.60

Total P & V = $ 472,995.30

Total P & V = $ 710,491.11

Total Ingresos: $ 7,677,141.17

Egresos:

Fletes:

a) Plomosas-Picachos:

3,236.3 x .70 x 12.49

$ 27,117.17

b) Micaltha-Pta. Vallarta

3,126.2 x 10.75 x 12.47

$ [illegible]

Industrial

De Productividad

1,951,360 x .35 x .125

$ [illegible]

De Exportación

1,951,360 x .35 x .0125

$ [illegible]

Costo de Beneficios

Por energía eléctrica ahorrada: $ 8,233.56

Por 250 de ahorro: 19,939 x .465 = $ 10,599.44

Costo con el tratamiento actual:

$1,375,774.00

Costo con este tratamiento:

$ 1,194,607.00

Costo de Maniobras:

3,126.2 x 200.36

$ [illegible]

Total Ahorros: $1,862,160.00

Estado de Resultados

(Corrientes de Clase)

[illegible]		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]		
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]
[illegible]	[illegible]	[illegible]

8.1 Costo No. 1 (Costo 1)

A) Concentrado de plomo

Se obtuvieron 1,393 ton. de concentrado de plomo - por día:

33.19% x 28 = 1,491.80 ton. tons. de Pb, que son - una ley de 66.8% de plomo, que son 44 contenidos de- plomo de:

1,491.80 x .788 - $1,175.39 ton. de Pb

+ $1,211.56 kg. de Pb

4-1) Maquilando de concentrado de plomo

Cotizada (sept. 1972): 12.49 centavos de dólar/libra.

Ingresos:

Plomo:

593,390 x .90 x .0303 x 11.49

$ 2,490,213.29

P b P

Por concepto del impuesto de producción:

893,790 x .90 x .1916 - $ 157,254.77

Por concepto del impuesto de exportación:

593,390 x .90 x .1312 - $ 102,504.55

Total P b P - $ 405,959.32

100 P b P $ 754,939.60

Total Ingresos: $ 2,605,142.89

Egresos:

Maquila:

Por Azufre:

1,491.80 x 1.10 x 12.49

$ 27,996.14

Fletes:

1,491.00 x 4.30 x 37.19

$ 23,100.50

Impuestos:

De Importación:

693,000 x .40 x .2325

$ 161,391.21

De exportación:

693,000 x .01 x .1304

$ 362,359.00

Costo de Materiales:

Por energía eléctrica 12 días: $ 7,132.60

Por 4.5 kg. de lodo; de adsorbo. tratada:

33,000.00 x .231 $ 9,073.69

Costo con el tratamiento actual: $ 112,561.00

Costo con este tratamiento: $ 112,319.75

Costo de Fabricación:

1,491.00 x 11.00 x 11.00

$ 180,111.00

Total de inversión: $ 896,999.00

ESTADO DE RESULTADOS

(Concentrado de Planta)

Concepto	$	Ventas en $ Dls.
Ingresos:		
Ventas	1,[illegible]	2,480,215
[illegible]	[illegible]	[illegible]
Total Ingresos	[illegible]	[illegible]
Egresos:		
Castigos	[illegible]	[illegible]
Fletes	[illegible]	[illegible]
Impuestos F. y C.	[illegible]	[illegible]
Costo Tratamiento	[illegible]	[illegible]
Costo Planta [illegible]	[illegible]	[illegible]
Total Egresos	[illegible]	[illegible]
Utilidad a Planta Neta	1,[illegible]	$ 1,745,215

b) Concentrado de zinc

Se obtuvieron 101.4 ton. de conc. de zinc por - - - día:

101.4 x 28 = 2,715.2 ton. de conc. de zinc, que con una ley de 61.5% de Zn. fac. un contenido de zinc - - ter

2,836.8 x .615 = 1,557.3 ton. de zinc

= 1,671,300 kg. de Zn

b-5) Rentabilidad de concentrado de zinc

Cotización (Sept. 1977): 14.27 centavos de dólar/libra.

Ingresos:

Pagos:

1,557,300 x .55 x .907 x 14.27

$ 1,378,211.21

P x P

Por concepto del impuesto de protección:

1,557,300 x .45 x .907) = $ 135,594.80

Por concepto del impuesto de exportación:

1,557,300 x .5* x .1427 = $ 306,795.20

Total P x P $ 442,390.80

100% P x P $ 221,195.40

Total Ingresos $ 1,821,797.81

Egresos:

Fletes:

a) Plomosas-Planchon:

2,836.8 x .75 x 12.47

$ 24,421.12

b) Pirotecnia Nacional:

7,996.8 x 10.33 x 12.49

$ 127,202.14

Impuestos:

De Producción:

1,877,350 x .33 x .101:

$ 104,144.21

De Importación:

1,877,300 x .61 x .3015

$ 115,470.81

Costo de Beneficio:

Por energía eléctrica de más: $ 9,167.40

Por $CaCO_3$ de más: 31,908.50 x .664 = $ 15,884.61

Costo de beneficio con el tratamiento actual:

$1,375,774.00

Costo con este tratamiento:

$1,100,619.21

Costo de Planificación:

7,996.8 x 60.15

$1,229,219.05

Total Egresos: $ 1,729,240.60

ESTADO DE RESULTADOS

(Concentrado de línea)

Concepto	%	Total en $ mex
Ventas		
Ventas	2,332.43	$ 5,736,611
Costo de Ventas	74.39	121,176
Total Ingresos	2,406.82	7,179,788
Gastos		
Gastos	113.23	277,991
Depreciación y Amortización	103.15	479,319
Costo Financiero	171.34	1,420,896
Costo Financiero	103.15	1,126,242
Total Gastos	1,351.21	3,322,240
Utilidad antes de Impuestos	1,107.00	$ 1,420,548

C A P I T U L O 9

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1 Conclusiones

9.2 Recomendaciones

9.1 Conclusiones:

9.1i) Es notoria la importancia de las pruebas metalúrgicas para mejorar, a nivel de laboratorio, procesos industriales, o para buscar otros nuevos.

9.1ii) Los resultados de las pruebas de laboratorio, nos indican que la Opción No. 2, es la mejor, por obtenerse mejor recuperación de plomo y cinc (ver balances metalúrgicos) y mayores utilidades, ver el cuadro siguiente:

Tratamiento:	Utilidad ($/Tc y $/mes)	Diferencias
Actual	$ 4,933,140	
Opción No. 1	$ 5,535,322	+ 601,182
Opción No. 2	$ 5,701,463	+ 768,323
Opción No. 3	$ 5,598,661	+ 765,521

9.1j) Se encontró que la relación CaO_t/SiO_2 3:1, es la más conveniente.

9.2 Ser recomendable:

9.2i) Aplicar el procedimiento utilizado al correr estas pruebas, correr nuevas pruebas, también a nivel de laboratorio, para ver como afecta los resultados el mover alguno de los demás constantes de tratamiento y trabajar estas constantes a una planta piloto para tener una idea más aproximada de lo que ocurriría en la práctica industrial.

9.2ii) Determinar, en una planta piloto, si el aplicar industrialmente la Opción No. 2 de tratamiento,-

requiere de más equipo que el que la planta de beneficio tiene.

9.23) Aplicar ingeniería industrial al funcionamiento de toda la Unidad.

9.24) Llevar un control riguroso de compra de materiales, por el almacén, para el buen funcionamiento en general de la Unidad.

9.25) Programación lógica de mantenimiento.

BIBLIOGRAFIA CONSULTADA

ASARCO MEXICANA, S.A.: Archivo Confidencial 1972.

CHAMORRO PARADES JAIME: Tesis Profesional. Problemas desarrollados en la Unidad Minera Plomosas. Escuela de Ingeniería de Minas, Universidad de Guanajuato 1972. Págs. 1 y 7.

CIANAMID: Estructuras y Modificantes. Manual Químico Minero. 1971.

DANA - HURLBUT: Manual de Mineralogía, 2a. Edición; - Editorial Reverté, S.A., 1960. Págs. 216 a 220.

DENVER EQUIPMENT CATALOG: Catálogo No. 53-B150. págs. - 17 a 17.

DOW CHEMICAL COMPANY: Flotation Fundamentals, Second - Edition, 1967 Mol. págs. 9, 17, 18, 20, 21, 22, 23, y 27.

GAUDIN A.M.: Principles of Mineral Dressing, McGraw- - Hill Book Company, 1939 págs. 367 y 368.

GUZMAN E. CARLOS J. 1970.: El Reporte Técnico, Memoria - de las Segundas Jornadas Latinoamericanas en Mineralurgia, - pág. 161.

REGINA VALENCIANA MAGIC, INC.: Apuntes de Preparación - de Minerales II, 1970, Facultad de Química. U.N.A.M.

MERRILL HAROLD F. Clásicos en Administración. Editorial Limusa. "Los principios de la Administración Científica" por Frederick W. Taylor. Conferencia dada por el autor en la Amos Tuck School, Dartmouth College en Octubre de 1911 págs.- 61 a 107.

Esta Tesis se Imprimió en Julio de 1978
empleando el sistema de reproducción Xerox-Offset,
en los Talleres de Impresos Offset-O, S. A., Av.
Colonia del Valle No. 531 (Esq. Adolfo Prieto).
Tel. 523-31-05 Oficinas Mier y Pesado 349-A
Tel. 523-01-33 México 12, D. F.