

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE QUIMICA



ESTUDIO ECONOMICO-METALURGICO PARA BENEFICIAR
VALORES DE ORO Y PLATA EN LOS TERREROS DE
LA MINA "LA REPUBLICA II"

T E S I S

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

MA. DE LOS ANGELES PELAEZ GUTIERREZ
Y
RAFAEL MONROY VILLAFUERTE

México, D. F.

1979



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



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.

U.T. 20 21

242



A MIS PADRES:

DAGOBERTO PELAEZ C.

Y

CLARA GUTIERREZ DE PELAEZ

CON MUCHO CARÍO Y AGRADECIMIENTO POR
EL GRAN APOYO QUE SIEMPRE ME HAN BRINDADO

A MI ABUELITA

CON GRAN CARÍÑO Y ADMIRACION

A MIS HERMANOS

JUAN MANUEL

EDUARDO DAGOBERTO

CLARA HERSILIA

LILIA MARGARITA

ALBERTO CARLOS

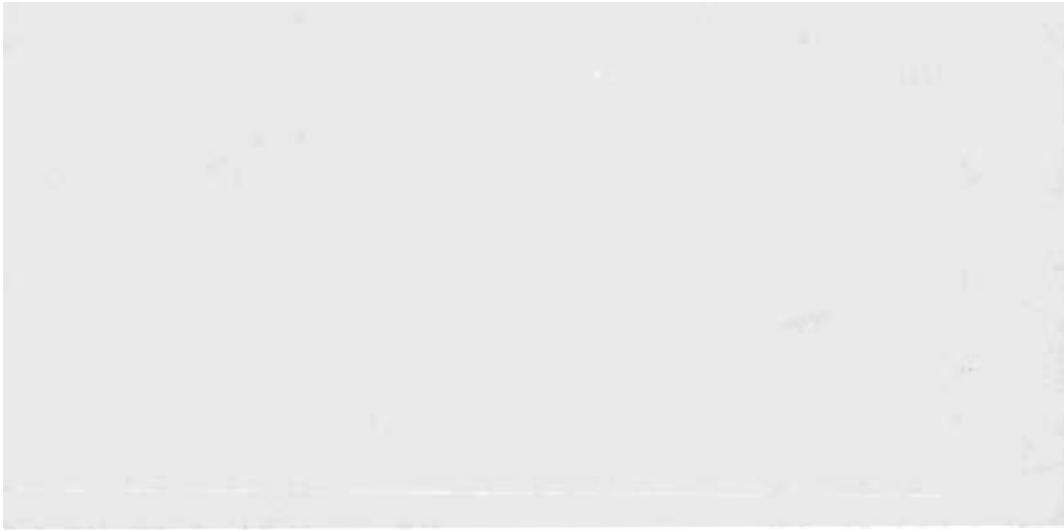
CARIÑOSAMENTE

CON MUCHO CARÍÑO Y AMOR

A MI ESPOSO



A MI HIJA MAREL
POR SER LO MEJOR QUE
NOS HA BRINDADO EL AMOR



AL PERSONAL DE
COMISION DE FOMENTO MINERO
CON AGRADECIMIENTO

AL ING. GIL NAVARRO Y
AL PERSONAL DE
ENSAYE CON ESPECIAL AGRADECIMIENTO

A MIS MAESTROS Y COMPAÑEROS
POR SU AMISTAD Y SU APOYO

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA:

PRESIDENTE:	PROF. EDUARDO ROJO Y DE REGIL
VOCAL:	PROF. ALBERTO OBREGON PEREZ
SECRETARIO:	PROF. DARIO RENAN PEREZ PRIEGO
1er. SUPLENTE:	PROF. MARCO ANTONIO CHAMORRO DIAZ
2do. SUPLENTE:	PROF. ENRIQUE CURIEL REYNA

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:

LABORATORIOS DE INVESTIGACION DE
LA COMISION DE FOMENTO MINERO
UNIDAD TECAMACHALCO
MEXICO, D. F.

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DE LOS SUSTENTANTES:

Ma. de los Angeles Pelaez Gutiérrez

Rafael Monroy Villafuerte

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL ASESOR DEL TEMA:

ING. DARIO RENAN PEREZ PRIEGO

INDICE

Pág.

CAPITULO I

INTRODUCCION.....	1
-------------------	---

CAPITULO II

MUESTREO

2.1 MUESTREO DE LOTES Y MINERALES.....	6
2.2 METODO DE POZOS.....	7
2.3 MUESTREO DE CARROS DE FF.CC.....	11
2.4 ERRORES ACEPTABLES EN EL MUESTREO	13

CAPITULO III

YACIMIENTOS

3.1 TEORIA DE YACIMIENTOS	15
3.2 MAGMAS.....	17

CAPITULO IV

PROCESOS DE FORMACION DE LOS YACIMIENTOS MINERALES

4.1 INTRODUCCION.....	22
4.2 DIFERENTES PROCESOS	23
4.2 A CONCENTRACION MAGMATICA	24
4.2 B SUBLIMACION.....	27
4.2 C METASOMATISMO DE CONTACTO	28
4.2 D PROCESOS HIDROTERMALES	31

4.2 E	SEDIMENTACION	37
4.2 F	EVAPORACION	39
4.2 G	CONCENTRACION RESIDUAL Y MECANICA	40
4.2 H	OXIDACION Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGENICO.	42
4.2 I	METAMORFISMO	45

CAPITULO V

PROCESOS DE CONCENTRACION DE MINERALES

5.1	METODOS GRAVIMETRICOS	47
5.2	FLOTACION DE MINERALES	60
5.3	AMALGAMACION	69
5.4	LIXIVIACION ALCALINA (CIANURACION)	75

CAPITULO VI

TECNICAS ANALITICAS

6.1	ANALISIS DE Au y Ag (ENSAYE)	101
6.2	ANALISIS DE ARSENICO	111
6.3	DIFRACCION DE RAYOS "X"	113
6.4	ESPECTROGRAFIA DE EMISION	116
6.5	METODO DE CAMPO PARA DETERMINACION DE Ag	120

CAPITULO VII
EXPERIMENTACION

7.1 CARACTERIZACION DE LA MUESTRA PARA ESTUDIO METALURGICO	121
7.2 SINTESIS DE PREPARACION DE LA MUESTRA PARA EL ESTUDIO Y PRUEBAS DE TRITURACION Y MOLIENDA ..	126
7.3 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE MESA WILFLEY	138
7.4 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACION	143
7.5 SINTESIS DE PRUEBAS COMBINADAS	146
7.6 SINTESIS DE PRUEBAS DE AMALGAMACION	151
7.7 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE LIXIVIACION	151
7.8 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE ASENTAMIENTO Y FILTRACION	157

CAPITULO VIII
ESTUDIO ECONOMICO

8.1 INTRODUCCION	162
8.2 CAPITAL DE PRIMERA INVERSION	163
8.2.1 TRANSPORTE Y TRITURACION	163
8.2.2 ALMACENAMIENTO DE MINERAL TRITURADO .	164
8.2.3 TRITURACION Y CALCULO DE EQUIPO BASICO .	165
8.2.4 MOLIENDA	174
8.2.5 CLASIFICACION	180

8.2.6	BENEFICIO POR MESA WILFLEY Y CALCULO DE EQUIPO	182
8.2.7	BENEFICIO POR FLOTACION Y CALCULO DE EQUIPO	186
8.2.8	BENEFICIO POR MESA WILFLEY-FLOTACION Y CALCULO DE EQUIPO	190
8.2.9	BENEFICIO POR CIANURACION Y CALCULO DE EQUIPO.....	194
8.2.10	LISTA DE EQUIPO BASICO PRINCIPAL	199
8.2.11	LISTA DE EQUIPO PRINCIPAL POR PROCESO DE BENEFICIO	202
8.2.12	ESTUDIO DE TRANSPORTACION	211
8.2.13	ESTIMACION DE LA INVERSION	217
8.3	MONTO TOTAL DE LA INVERSION	221
8.4	COSTOS DE OPERACION	225
8.4.1	REACTIVOS Y MATERIALES DE CONSUMO	225
8.4.2	MANO DE OBRA	229
8.4.3	COSTOS DE ADMINISTRACION	235
8.4.4	ENERGIA ELECTRICA	237
8.4.5	GASTOS VARIOS	239
8.4.5a	MANTENIMIENTO	239
8.4.5b	GASTOS ADMINISTRATIVOS	239

8.5 DEPRECIACION Y AMORTIZACION	240
8.6 COSTOS DE BENEFICIO ESTIMADOS	245
8.7 COSTO ESTIMADO DE PRODUCCION	249
8.8 PROFORMA DEL ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS ..	250
8.9 GRAFICA DE PUNTO DE EQUILIBRIO	259
8.10 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	265
BIBLIOGRAFIA	276

CAPITULO I

INTRODUCCION

La metalurgia extractiva, es la rama de la metalurgia que estudia la extracción de los metales contenidos en los minerales bajo forma de compuestos, así como al conjunto de operaciones, en particular las efectuadas en caliente, a que se someten los metales y las aleaciones para transformarlos en productos industriales.

En teoría un metal puede ser extraído de cualquier mineral que lo contenga, pero en la práctica esta posibilidad sufre una limitación radical. Es necesario que el mineral contenga el metal a extraer en un porcentaje relativamente elevado para que este sea económicamente beneficiable. Sin embargo los metales preciosos y algunos no metales son la excepción a esta regla, como es el caso del oro y la plata, los cuales aun tan en bajo porcentaje 5g/Ton. y 85g/Ton. respectivamente hacen que un yacimiento sea económicamente beneficiable.

El oro y la plata han tenido gran importancia desde la antigüedad hasta la época actual con usos diversos pero principalmente como fuentes de riqueza monetaria y su producción aumenta día a día considerablemente.

<u>AÑO</u>	<u>ORO (OZ. TROY)</u>	<u>PLATA (OZ. TROY)</u>
1973	132,554	38,786.917
1974	134,400	37,545.220
1975	142,400	39,428.000
1976	162,807	42,638.712
1977	210,647	47,003.300

<u>AÑO</u>	<u>ORO</u>	<u>PLATA</u>
1973	Sudafrica, Canadá, E.U.A.*	Canadá, México, E.U.A.
1974	Sudafrica, Canadá, E.U.A.	Canadá, México, E.U.A.
1975	Sudafrica, Canadá, E.U.A.	México, Canadá, E.U.A.
1976	Sudafrica, Canadá, E.U.A.	México, Canadá, Australia
1977	Sudafrica, Canadá, E.U.A.	México, Canadá, Australia

* México figuró en todos estos años entre los 10 principales productores de oro.

Para la República Mexicana representa un papel muy importante el continuar como uno de los principales productores de estos metales para mantener su prestigio y aumentar su potencial económico. De aquí el impulso que recibe la industria minero-extractiva para la explotación de oro y plata y otros minerales de importancia económica en México.

Actualmente se estan llevando a cabo grandes cambios

dentro de la industria minero-extractiva y ello debido a los planes ambiciosos y estudios profundos realizados en diversas zonas de la República Mexicana; con lo cual la industria minero-extractiva se encuentra frente a un reto, pues cada día tiene que incorporar los adelantos que llenarán una necesidad creciente en el medio que se desenvuelve y a su vez se agudiza el encarecimiento del equipo que usa y principalmente las fuentes de energía, comunicación, transporte y servicios en general.

En la República Mexicana se encuentran yacimientos con siderables de diferentes minerales, localizados principalmente en los estados de Michoacán, Guerrero, Querétaro, Hidalgo, Sonora, Baja California, Guanajuato y Durango, pero en la mayoría de los ca sos no ha sido posible utilizar industrialmente estos depósitos debido a la inaccesibilidad geográfica, económica y sociocultural donde se hallan ubicados.

En el contexto de la problemática nacional actual, toman papel muy importante las industrias de la transformación, siderúrgica y la minero-extractiva, como proveedora de materia prima para cubrir las necesidades de las industrias anteriores, lo cual repre senta para el país una fuerte creación de fuentes de trabajo, que en cierta forma, es junto con el problema de la vivienda y de la alimen tación, uno de los más agudos.

Estas situaciones aunadas a la devaluación de la moneda mexicana, la disminución de las exportaciones y del déficit internacional, obligan a hacer uso de los recursos naturales para cubrir con productos nacionales los productos de importación, para producir tecnología y proveer de estudios económicos que sirvan a la industria con el propósito de industrializar los hasta ahora llamados lugares inaccesibles y contribuir a la economía del país.

Con los recientes acontecimientos político-económicos, ocurridos en el país en los últimos 5 años, los diversos polos de producción de bienes y servicios en la República Mexicana, se han visto afectados de diversos modos de acuerdo a la estructura económica y socio-cultural que poseían.

Un ejemplo de estos polos es el estado de Baja California, que siendo un estado industrialmente rico, ya que cuenta con grandes yacimientos de diversos minerales como roca fosfórica, cobre, fluorita, oro y plata, había estado aislado debido a la falta de vías de comunicación y esto hacía un imposible lograr un desarrollo industrial.

Con la construcción de la carretera transpeninsular durante el sexenio pasado, el estado sufrió un desarrollo explosivo principalmente en el renglón de minería, teniendo sin embargo, zonas marginadas como las de San Antonio y el Triunfo.

Estas zonas en el siglo pasado eran más importantes que La Paz, por los yacimientos de oro y plata que en ellas se encuentran. La explotación de los yacimientos de la zona fué del mineral más rico económicamente beneficiable en aquél entonces y la cual se vió detenida por varias circunstancias siendo la principal el problema del acarreo y transporte. Esta explotación a su vez originó terreros considerables que con las circunstancias actuales del valor del oro y la plata han vuelto a ser de importancia económica. Algunos de estos terreros son los de la mina La República II.

El objeto de esta tésis es realizar un estudio que permita empezar la explotación y beneficio de los terreros de la mina La República II, lo cual fomentará el desarrollo industrial y el incremento de la economía de la región, creando fuentes de trabajo y poblando en cierta forma un lugar productivo hasta ahora casi deshabitado; para dar con esto una aportación para el desarrollo del país.

CAPITULO II

2.1 MUESTREO DE LOTES Y MINERALES

El muestreo de los minerales ya sea cuando estos se hayan en un sitio o cuando han sido depositados por diversas causas y condiciones en un lugar ajeno a su origen, tiene por objeto principal el de conocer sus valores y características para determinar de acuerdo con el caso de posibilidad de su explotación, tanto por lo que se refiere al sistema en sí, como a la importancia desde el punto de vista económico. (Ref. No. 5).

Como es de suponerse, en el muestreo de lotes de minerales, intervienen varios factores, que dependen de las características del mineral, tales como lugar y forma en que han llegado debido a intemperismo o efectos mecánicos ajenos e involuntarios propios de una explotación minera.

Con el objeto de tener una idea del tonelaje de mineral depositado, en un terreno, es necesario llevar a cabo un levantamiento topográfico que permita determinar aproximadamente el tonelaje depositado. A la vez se deberán hacer sondeos para determinar tanto el grado de compactación como el tamaño de las partículas minerales en el depósito. Una vez teniendo estos datos, se selecciona el método de muestreo a seguir, dependiendo en muchos casos de esta selección el éxito o fracaso del aprovechamiento de los minerales en estudio.

Dependiendo directamente del tonelaje y del grado de compactación, se puede seleccionar el método de zanjas o pozos, siendo este último el más aconsejable para terreros ya que generalmente su alto grado de compactación permite hacer los pozos con uso limitado de madera, en cambio el primero es más comunmente usado para el muestreo de jales.

2.2 METODO DE POZOS

Las figuras 2.1 y 2.2 muestran el corte vertical y planta de un terrero cuyo volumen aproximado es de $10,920 \text{ m}^3$. Durante el muestreo se han hecho pozos de una sección de 1 m^2 y se han pesado varios m^3 del mineral extraídos, encontrándose un peso volumétrico $P_v = 1.8$, consecuentemente el tonelaje depositado en el terrero es de:

$$10,920 \times 1.8 = 19,656 \text{ toneladas}$$

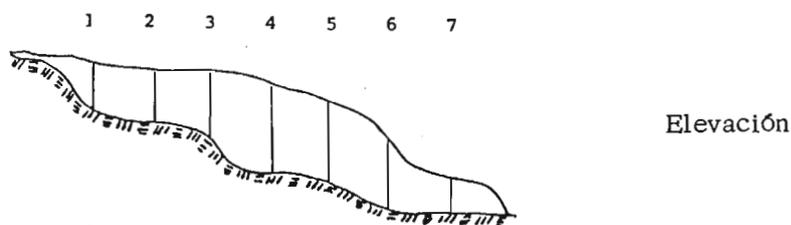


Fig. 2.1

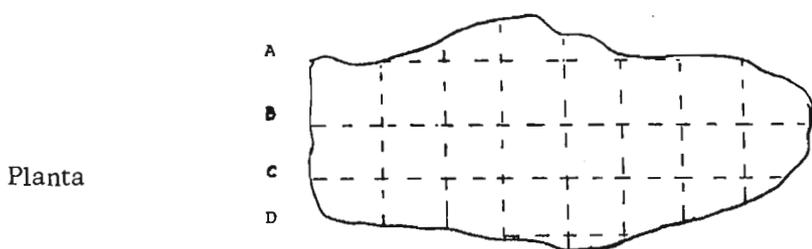


Fig. 2.2

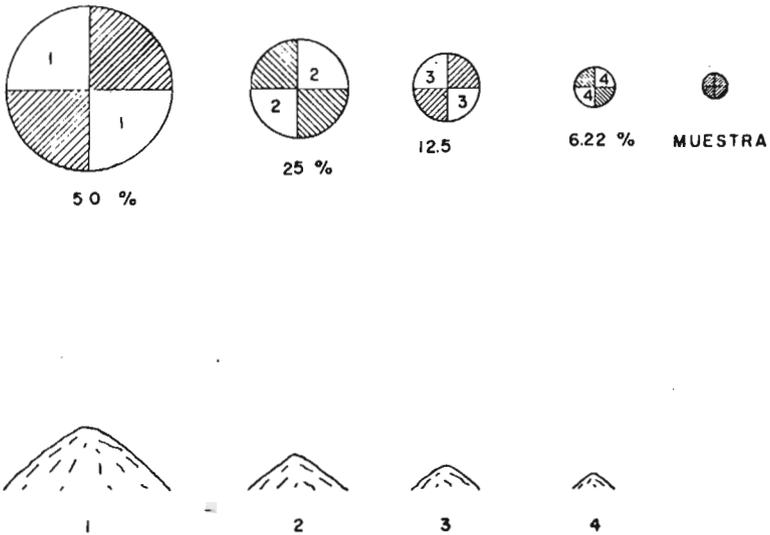
Del depósito mineral, se han tomado 18 muestras con peso total de 151.92 toneladas, correspondientes al 0.08 % del terrero. Por lo general se estima como peso apropiado de la muestra el correspondiente al 0.1% para depósito de esta magnitud.

Las 18 muestras así tomadas deberán ser muestreadas en el lugar, para lo cual se lleva a cabo un muestreo al décimo, consistiendo este en tomar de cada 10 carretillas que regresan al pozo, una como muestra, quedando así posteriormente 18 muestras con peso total aproximado de 15.2 toneladas. Estas 18 muestras y cada una por separado deberán ser trituradas a un tamaño de -2" y volverse a muestrear al décimo con palas en lugar de carretillas, quedando como producto de este nuevo muestreo 18 muestras con peso total aproximado de 1.52 toneladas.

Finalmente las 18 muestras representativas se triturarán nuevamente a tamaños menos de 1/2" y muestreadas por cuarteo cada una por separado.

La figura 2.3 muestra el método de muestreo por cuarteo.

Figura No. 2.3



De cada una de los 18 muestras obtenidas, debe hacerse un análisis con el objeto de conocer su contenido de valores. Formando grupos en relación a sus pesos, se obtienen en este caso 4 muestras correspondientes a los grupos "A", "B", "C" y "D", con las cuales se podrá calcular la ley media del terrero en estudio.

Tabla No. 2.1

Muestras tomadas	Volumen Mts ³ .	Toneladas
A 2, 3, 4.	18.3	32.94
B 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7.	29.3	52.74
C 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7.	29.3	52.74
D 4.	7.5	13.50
	83.4	151.92

CALCULOS

- a) Contenido es el producto del peso de la muestra por la ley de ella.
- b) Ley media, es el producto de la suma de contenidos entre la suma de pesos.
- c) Distribución, es la relación en por ciento de cada contenido.

FORMULAS

a) Contenido .

$$\text{Cont.} = P \times L$$

b) Ley Media.

$$\text{Lm.} = \frac{\text{Cont.}}{p}$$

c) Distribución.

$$\text{Dist.} = \frac{\text{Cont.}}{\sum_{i=1}^n \text{conti}} \times 100$$

B A L A N C E

Compósito Marca	Peso toneladas	Peso %	Ley %Pb	Contenido	Distri- bución
A	32.94	21.7	4.3	93.31	15.5
B	52.74	34.7	5.7	147.39	32.8
C	52.74	34.7	7.2	249.84	41.4
D	<u>13.50</u>	<u>8.9</u>	6.9	<u>61.41</u>	<u>10.3</u>
Suma	<u>151.92</u>	<u>100.0</u>		<u>601.95</u>	<u>100.0</u>

$$L_m = \frac{601.95}{100} = 6.02\% \text{ Pb}$$

En el balance metalúrgico anterior, se aclaran varios con
ceptos. Uno de ellos muy importante es el de distribución, en el
cual se entiende que el 15% del Pb contenido corresponde al terrero
A, el 32.8% al B y así sucesivamente, teniendo el compósito de ellos
en relación a sus pesos, una ley media de 6.02% de Pb.

2.3 MUESTREO DE CARROS DE FF. CC.

El muestreo de lotes en carros de FF. CC. , es sumamen
te frecuente y reviste un factor de mucha importancia, debido prin-
cipalmente a las operaciones de compra-venta. Por regla general
y para las diferentes capacidades de los carros en uso, se acostum

bra llevar a cabo el muestreo de acuerdo como se indica en la figura No. 2.4

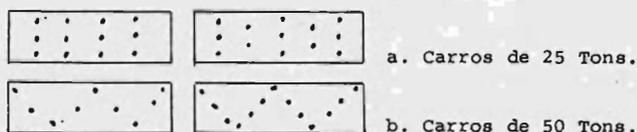


Figura 2.4

Las muestras tomadas en las formas que se indican, deberán tener un peso variable entre 0.1 y 0.5% del peso del lote, siendo este peso de acuerdo con el tamaño de las partículas de mineral por muestrear y de su contenido de valores. Las muestras tomadas de los carros de FF. CC., posteriormente se remuestrearán por el método de cuarteo, hasta llegar a una muestra con peso aproximado de 1.5 - 2.5 Kgs.

Para llevar a cabo los muestreos indicados, se usan herramientas especiales como la "pala de muestreo" para minerales triturados o los 'tubos de muestreo' para concentrados. Estos instrumentos que se indican en las figuras 2.5 y 2.6 son de fácil manejo y prestan gran ayuda y seguridad en la operación. Las palas de muestreo son de fierro, siendo sus medidas variables entre 30-40 cms. de largo y 30-35 cms. de ancho y de 5-7.5 cms. de profundidad. Los tubos de muestreo generalmente son de una longitud de 60 cms. por 7.5 cms. de diámetro.

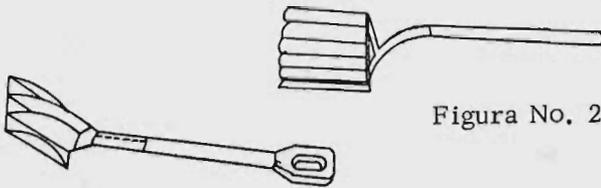


Figura No. 2.5

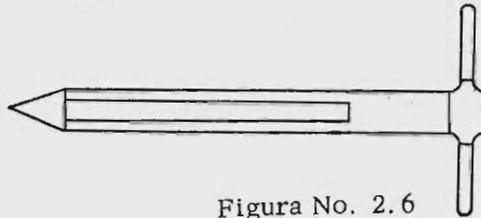


Figura No. 2.6

2.4 ERRORES ACEPTABLES EN EL MUESTREO

Las diferencias en los análisis y ensayos de minerales, son aceptables de acuerdo con las características tanto físicas como químicas de los productos muestreados y de sus contenidos de valores. Generalmente el error debido a la heterogeneidad en los tamaños de las partículas, consecuentemente, los errores analíticos son mayores para minerales que para concentrados. Sin embargo, es de considerarse también que otro de los motivos para errores en el muestreo es el debido al alto contenido de valores y las características de los mismos, tales como valores nativos. Si un mineral contiene valores nativos o éstos se encuentran en partículas metálicas o minerales de tamaños considerablemente grandes, el error en el muestreo será mayor que cuando los valores se encuentran finamente diseminados en la matriz y no hay valores nativos.

En los casos en que los minerales por muestrear tengan valores nativos, es de suma importancia hacer una separación de ellos, posteriormente un balance para determinar la ley de la muestra.

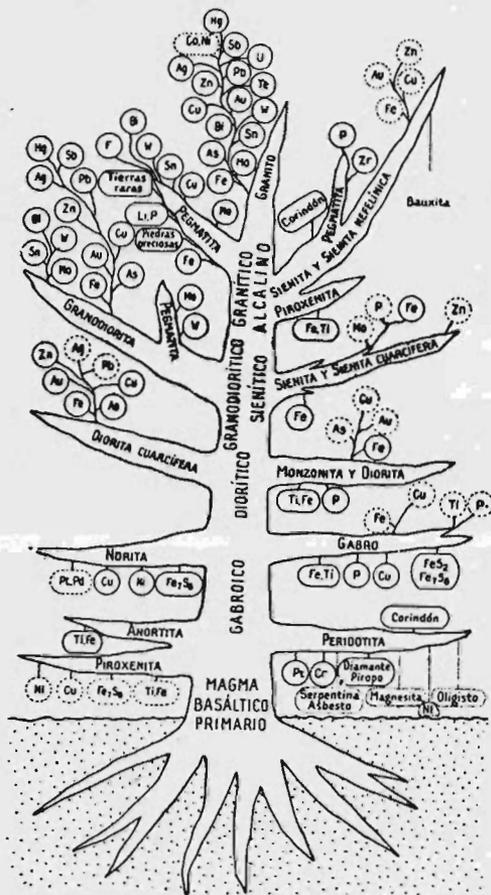
Suponiendo que se trata de muestrear un mineral de cobre conteniendo parte de sus valores en forma metálica, se llevará a cabo la separación de ellos haciendo los análisis correspondientes por separado y pesando cada una de las partes.

CAPITULO III

3.1 TEORIA DE YACIMIENTOS

Los yacimientos minerales, tanto metalíferos como no metálicos, son acumulaciones o concentraciones de una o más sustancias útiles que en su mayoría están distribuidos escasamente en la corteza exterior de la tierra. En su mayor parte son rarísimos en las rocas ígneas, y pueden estar ausentes en las rocas sedimentarias. Sin embargo algunos depósitos consisten en concentraciones de minerales petrogénicos comunes, tales como el feldespato y la mica. (Ref. No. 8)

Generalmente, en la actualidad se considera que la mayoría de los yacimientos metalíferos y también muchos yacimientos no metálicos son resultantes de actividad ígnea. Los magmas son los padres, y los depósitos minerales la descendencia. Muchos son descendientes inmediatos que se originaron inmediatamente después de la consolidación del magma progenitor; otros se fueron formando durante uno o más períodos de crecimiento y por procesos diversos, hasta producir depósitos plenamente desarrollados. También ha habido asociaciones muy generalizadas de metales y minerales con ciertas clases de rocas ígneas en el que el parentesco es mucho más estrecho. Así, las valiosas materias de la mayoría de depósitos minerales, tanto hipogénicos como supergénicos, proceden directamente o indirectamente de los magmas. (Figura 3.1)



Relación entre rocas ígneas y depósitos minerales. (Groul, modificado por Budington.) Los elementos que se ramifican hacia arriba se encuentran en los depósitos formados por emanaciones magmáticas; los que cuelgan hacia abajo son concentraciones magmáticas; los caídos son productos meteorizados. Los círculos de trazo continuo indican las concentraciones principales.

Fig. 3.1

3.2 MAGMAS

Son masas de materia en fusión situada dentro de la corteza terrestre a partir de las cuales cristalizan las rocas ígneas. Sin embargo su composición no es la misma que la de las rocas a los que dan origen, porque los magmas contienen pequeñas, aunque importantes, cantidades de sustancias volátiles que escapan antes de producirse la consolidación completa. Estrictamente hablando, son soluciones mutuas a alta temperatura de silicatos, sílices, óxidos metálicos y siempre algunas sustancias volátiles disueltas. Obedecen a las leyes de las soluciones químicas ordinarias, se extiende desde el extremo sílico hasta el extremo básico. Los volátiles consisten principalmente en agua (predominante) anhídrico carbónico, azufre, cloro, flúor y boro. Aunque menores en cuanto a volumen, los volátiles desempeñan un importante papel por cuanto disminuyen la viscosidad, hacen descender el punto de fusión, reúnen y transportan metales y determinan la formación de depósitos minerales. Estos constituyentes son expulsados en gran parte cuando se consolida el magma.

Los magmas son fenómenos temporales dentro de la corteza terrestre. Se forman en depósitos o bolsas de magma, son empujados hacia arriba y luego se consolidan; la fusión es local. Debajo de la corteza sólida no queda ninguna capa continua en fusión.

La opinión prevaleciente es que, en la profundidad, la temperatura de las rocas, debido al calor interior de la tierra, es superior al punto de fusión de las mismas, pero que la enorme presión determinada por la carga de las rocas que están encima impide tal fusión. Sin embargo, si disminuyera la presión por alabeo, fallas o eliminación de la carga superior por la erosión, se produciría la fusión y el resultado sería la formación de magma.

El magma es el origen directo de la mayoría de materias de los yacimientos minerales hipogénicos. Pasando por la cristalización y la diferenciación, algunos constituyentes se reúnen en forma de agregados cristalinos o líquidos en fusión, antes de la consolidación final, formando depósitos de óxido y sulfuros magmáticos. La progresiva diferenciación de los magmas silícicos da como resultado un líquido alcalino residual que va enriqueciéndose en volátiles y otros constituyentes entre ellos metales, que anteriormente se hallaban dispersos en el magma. Antes de la consolidación final, puede ramificarse todo o parte de este líquido formando pegmatitas, cuya cristalización deja un residuo acuoso que puede formar una sola clase de soluciones mineralizadoras. La continua cristalización del magma produce un residuo acuoso cargado de volátiles, metales y otros constituyentes. Cuando la consolidación es completa o casi completa, este residuo acuoso móvil y no viscoso, puede ser expe-

lido en forma de fluidos mineralizadores hidrotermales que luego depositan su carga formando varios tipos de depósitos minerales.

Si el magma en consolidación se halla más bien próximo a la superficie, bajo presión ligera, los volátiles se desprenderán por ebullición del líquido acuoso residual y pueden llegar a la superficie directamente en forma de gases ácidos, formando fumarolas como las de Katmai. Estos gases transportan y disipan los metales que habrían recogido antes, no resulta de ello una metalización apreciable.

A menor profundidad puede producirse la ebullición dando origen a una destilación ácida que ascienda por entre las rocas fracturadas.

Las reacciones con las paredes rocosas causarán la deposición de algunos minerales. Estos vapores condensan en soluciones hidrotermales ácidas que reaccionan también en los minerales de las paredes rocosas y depositan más carga. El ataque de los silicatos, principalmente los básicos, neutralizará las soluciones y por último las convertirá en alcalinas en cuya condición después de mezclarse con aguas meteóricas, pueden emerger en forma de manantiales calientes juveniles llevando todavía la parte más soluble de su carga mineral.

Si la presión exterior es mayor que la presión del vapor

del líquido residual, no resultará ninguna fase de vapor, y los líquidos madre serán líquidos alcalinos que pueden ser expulsados como tales y formar soluciones metalizantes hidrotermales.

En condiciones de asentamiento profundo y alta presión, puede estar ausente una fase de vapor, y los últimos líquidos residuales alcalinos, que pueden contener (o no) concentraciones suficientes de metales para constituir metalizadores de importancia económica, pueden ramificarse y surgir en forma de soluciones hidrotermales, o pueden ser excluidos del magma residual por una cristalización final, o bien pueden ser absorbidos en la formación de los últimos minerales que cristalicen.

Las soluciones hidrotermales abandonan el magma en forma de emanaciones gaseosas que posteriormente condensan en líquidos hidrotermales a partir de los cuales se depositan los minerales. Las fumarolas atestiguan que tales gases escapan efectivamente, y transportan y depositan metales; los depósitos metasomáticos de contacto demuestran que transportan y depositan minerales. Esta explicación ofrece un método sencillo y probable para el transporte de valiosos constituyentes a partir del magma. Además explica satisfactoriamente los efectos observados de las soluciones en las paredes de roca y constituye un medio fácil de aportar sílice coloidal a las soluciones hidrotermales.

Los depósitos hipogénicos atestiguan haber sido depositados a partir de aguas calientes, las fuentes termales juveniles son alcalinas. Los metales son solubles en soluciones alcalinas.

CAPITULO IV

4) PROCESOS DE FORMACION DE LOS YACIMIENTOS MINERALES

4.1 INTRODUCCION

La formación de los yacimientos minerales es complicada. Existen muchos tipos de yacimientos que generalmente contienen varias menas y gangas. No existen dos iguales, difieren en la textura, mineralogía, contenido, forma, volumen y otras características. Se han formado mediante procesos diversos, y en la formación de un solo depósito puede haber intervenido más de un proceso. (Ref. No. 8)

Entre los agentes que intervienen en la formación de los yacimientos minerales, el agua desempeña un papel predominante, ya sea en forma de vapor o como agua magmática caliente, agua meteórica fría o agua del mar, de un lago o de un río. También la temperatura desempeña un papel importante, pero muchos procesos se operan a la temperatura y presión de la superficie. Otros agentes son los magmas, gases, vapores, sólidos en solución, la atmósfera, los organismos y la roca encajante.

Los yacimientos se pueden clasificar según los procesos que los forman. A cada grupo se pueden aplicar amplias generalizaciones de consideración económica; el modo como se presenta un componente representativo puede indicar lugares favorables para la

busca de depósitos minerales desconocidos; las características de un sólo representante bien explorado pueden aplicarse a los miembros poco explorados del mismo grupo; conclusiones relativas al volumen probable, continuidad y valor pueden deducirse basándose en la experiencia lograda en otros depósitos formados por los mismos procesos.

Diferentes procesos pueden actuar para producir tipos distintos de yacimientos de un mismo metal. Por ejemplo los depósitos de minerales de hierro pueden ser formados por procesos sedimentarios y supergénicos. Su distinción es de vital importancia, especialmente desde el punto de vista económico. Un depósito de hierro formado por procesos sedimentarios es de esperar que presente las características de una roca sedimentaria, continuidad lateral, poco espesor, y uniformidad general de composición; mientras que el formado por substitución hidrotermal será lateralmente restringido, de reducido tonelaje y probablemente de forma irregular.

4.2 DIFERENTES PROCESOS

Los distintos procesos que dan origen a los yacimientos minerales son:

- Concentración magmática
- Sublimación
- Metasomatismo de contacto

- Procesos hidrotermales
 - + relleno de cavidades
 - + reemplazamiento
- Sedimentación
- Evaporación
- Concentración residual y mecánica
- Oxidación y enriquecimiento supergénico
- Metamorfismo

Dos o más de estos procesos pueden haberse combinado ya simultáneamente, ya en épocas diferentes, en el origen de muchos yacimientos. La sustitución y el relleno de cavidades actúan comúnmente juntas, las fisuras se rellenan y las paredes se substituyen. La sedimentación produce una capa de mineral de hierro de bajo grado; la meteorización lo enriquece y el metamorfismo lo altera.

4.2.A CONCENTRACION MAGMATICA

Los yacimientos minerales magmáticos se caracterizan por su estrecha relación con las rocas ígneas intrusivas intermedias o profundas. Son productos magmáticos que se encuentran en masas, de suficiente volumen y riqueza y cristalizan a partir de magmas.

Los yacimientos magmáticos se forman de las masas ígneas intrusivas por simple cristalización o por concentración por diferenciación.

Yacimientos magmáticos primitivos. - Son el resultado directo de procesos magmáticos: los denominados ortotéticos y ortomagmáticos. Estos yacimientos han sido formados por: 1) simple cristalización, sin concentración; 2) segregación de cristales de la primera formación; y 3) inyecciones de materias concentradas en otros lugares por diferenciación. Los minerales metálicos cristalizaron antes que los silicatos de la roca, y en parte es de suponer que se separaron por una diferenciación por cristalización.

Deseminación. - La cristalización simple de un magma profundo "in situ" producirá una roca ígnea granuda en cuya masa pueden estar diseminados los cristales formados primeramente.

Si estos cristales son valiosos y abundantes, el resultado es un yacimiento de mineral magmático. Toda la masa rocosa, o parte de ella, puede constituir el yacimiento y los cristales pueden ser o no ser fenocristales.

Segregación. - El término segregación se ha empleado a menudo, de un modo general, para designar los depósitos magmáticos diferenciando de los formados por solución u otros medios. Sin embar

go, en el sentido en que se utiliza aquí, siguiendo el significado original, queda ceñido a las concentraciones de minerales que cristalizaron "in situ" y a los que hay que distinguir de la inyección, en que el diferenciado ha experimentado un cambio en posición antes de la consolidación. Las segregaciones magmáticas tempranas son concentraciones tempranas de valiosas consituyentes del magma producidas como resultado de la diferenciación por cristalización gravitativa. Por consiguiente, a menudo se les ha llamado magmáticas líquidas.

Inyecciones. - Los minerales metálicos se concentraron probablemente por una diferenciación por cristalización. Son anteriores o contemporáneos de los minerales primarios (igneos) asociados. No han permanecido, de todos modos, en el lugar de acumulación original, sino que fueron inyectados en la roca huesped o en las rocas circundantes. Las relaciones exstructurales del yacimiento con la roca que las encierra, muestra claramente que fueron inyectadas; atraviesan las exstructuras rocosas que los encierran, incluyen fragmentos de dicha roca o se presentan en forma de diques u otras masas intrusivas en rocas ajenas; incluso llegan a metamorfosear las paredes de las rocas.

Yacimientos magmáticos secundarios. - Son masas de minerales pirogénicos que cristalizaron hacia el final del período magmático.

Son las partes consolidadas de las fracciones ígneas que subsistieron después de la cristalización de los silicatos formados primeramente y en este respecto difieren de las concentraciones primarias de minerales metálicos. Por consiguiente, los minerales metálicos de los yacimientos magmáticos secundarios se formaron después de los silicatos de la roca y los atraviesan, los inundan y reaccionan con ellos, produciendo entonces bordes de reacción. Estos cambios denominados "alteraciones deutéricas", ocurrieron antes de la consolidación final de la masa ígnea, y deben distinguirse de los efectos, algo parecidos, producidos por las soluciones neumatolíticas e hidrotermales posteriores. Algunos de estos efectos, de todos modos, pudieron haber sido causados por soluciones derivadas de los productos finales de consolidación.

- Estos yacimientos están predominantemente asociados a rocas ígneas básicas, y se han formado por variaciones de la diferenciación por cristalización, acumulación gravitativa de líquido residual pesado, inmiscibilidad líquida u otros modos de diferenciación.

4.2.B SUBLIMACION

Está relacionado tan solo con compuestos que son volatilizados y posteriormente depositados a partir de vapor a menor temperatura o presión. Implica una transición directa del estado sólido al gaseoso o viceversa, sin pasar por el estado líquido usual entre

ambos. No incluye minerales formados por reacciones de gases y vapores. Muchos compuestos no pueden ser sublimados en presencia de oxígeno. El proceso está asociado al volcanismo y las fumarolas. Alrededor de los volcanes y fumarolas se depositan muchos sublimados, pero pocas veces en abundancia suficiente para constituir depósitos minerales explotables.

4.2.C METASOMATISMO DE CONTACTO

Difiere del metamorfismo de contacto en que implica adiciones importantes a partir del magma, las cuales, por reacción metasomática con las rocas con las que establece contacto, forman nuevos minerales en condiciones de elevada temperatura y presión. A los efectos producidos por el calor del metamorfismo de contacto, se añaden los del metasomatismo, en virtud de los cuales los nuevos minerales pueden estar compuestos, en todo o en parte, por constituyentes que se les han agregado desde el magma. Así la mineralogía resultante es más variada y compleja que con el metamorfismo térmico solo. Si las emanaciones magmáticas están muy cargadas de los constituyentes de depósitos minerales, resultan yacimientos metasomáticos de contacto particularmente en un ambiente favorable de rocas calcáreas. A estos depósitos se les ha denominado frecuentemente "yacimientos metamórficos de contacto", pero, como puntualizó Lindgren, no son metamórficos, son metasomáticos y sus ma-

teriales derivan en gran parte del magma y no de la roca invadida.

Los efectos térmicos de las **intrusiones** magmáticas profundas sobre las rocas invadidas son el resultado del calor transferido directamente por las emanaciones magmáticas, y en menor proporción por la conducción, que es muy lenta. Las emanaciones pueden aportar constituyentes de depósitos minerales que substituyen a la roca invadida, y formar así yacimientos minerales metálicos y no metálicos, distribuidos caprichosamente en la aureola de contacto. No todas las intrusiones de magmas producen yacimientos minerales. Para la formación de estos son esenciales cierto tipo de magmas. El magma debe contener los ingredientes de los depósitos minerales; debe penetrar a profundidades no demasiado someras; y debe contener rocas reactivas. Los cambios en la intrusión son poco importantes.

La temperatura en el contacto debe de haber sido la del magma intruso. Lejos del contacto del magma, la temperatura disminuye gradualmente, debido al efecto de las rocas invadidas, también debe de haber un descenso gradual de la temperatura durante el lento enfriamiento de la intrusión. Por consiguiente, puede haber habido una curva de varios centenares de grados en la temperatura de formación de los minerales de contacto.

La recristalización y recombinación de los minerales rocosos tienen lugar en el halo de alteración. Por sí sola la recristalización indica generalmente suave acción de contacto o acción más débil en la zona exterior de alteración.

Al parecer, el metasomatismo de contacto empieza poco después de la intrusión y continúa hasta mucho después de la consolidación de la parte exterior de la intrusión. En general, la primera fase, que es térmica, produce recristalización y recombinación, con o sin aporte desde el magma. La recristalización y la recombinación pueden haber sido realizados por el calor tan solo, inmediatamente después de la intrusión. Sin embargo, la principal transferencia de materias por los fluidos magmáticos debe haber ocurrido en un período posterior, después de estacionarse la zona fría de intrusión y durante la acumulación del magma final, en que se habían concentrado los mineralizantes.

El metasomatismo de contacto que da origen a los yacimientos minerales no se presenta indistintamente en todos los magmas. Está restringido exclusivamente a los magmas intrusivos. Parece depender de la composición del magma, y está relacionado con el volumen y profundidad de formación de la masa intrusiva. Las masas efusivas pueden producir una cocción parcial, endurecimiento u otro efecto de contacto, pero nunca depósitos minerales.

4.2.D PROCESOS HIDROTERMALES

La diferenciación magmática da origen a un producto final de fluidos magmáticos en el cual pueden estar concentrados los metales que originariamente estaban presentes en el magma. Estas soluciones hidrotermales transportan los metales desde la intrusión en consolidación hasta el lugar de la deposición del metal, y se les considera el factor de mayor importancia en la formación de depósitos minerales epigenéticos. Son (o pasan a ser) líquidos, y gradualmente pierden calor a medida que se alejan de la intrusión. De este modo dan origen a depósitos hidrotermales de elevada temperatura cerca de la intrusión, a depósitos de media temperatura a cierta distancia de la misma y a una distancia mayor a depósitos de baja temperatura. Lindgren designó estos tres grupos con los nombres de depósitos hipotermales, mesotermales y epitermales, según las temperaturas, presiones y relaciones geológicas en que se formaron.

En su viaje a través de las rocas, las soluciones hidrotermales pueden perder su contenido mineral por deposición en las distintas clases de aberturas de las rocas, formando depósito de relleno de cavidades, ó por substitución metasomática de las rocas, formando depósitos de substitución. El relleno de aberturas por precipitación puede ir acompañado al mismo tiempo de alguna substitución en las paredes de las aberturas. De esta manera puede haber

una gradación entre estos dos tipos de depósitos minerales.

Los factores esenciales para la formación de procesos hidrotermales son: 1) disponibilidad de las soluciones mineralizadas susceptibles de disolver y transportar materia mineral; 2) presencia de aberturas en las rocas por las cuales pueda canalizarse las soluciones; 3) presencia de lugares de emplazamiento para la deposición del contenido mineral; 4) reacción química cuyo resultado sea la deposición; 5) suficiente concentración de materia mineral depositada para llegar a constituir depósitos explotables.

La naturaleza de las soluciones hidrotermales deben interpretarse por deducción y analogía con ciertos tipos de manantiales termales. Su acción es visible solo en la forma de depósitos minerales o alteraciones de la pared rocosa. Como implica la palabra hidrotermal, son aguas calientes cuyas temperaturas oscilan entre 50 y 500 °C. Las de temperatura elevada están también a presión elevada. Se supone que las sustancias minerales son transportadas en solución química, si bien se cree operan soluciones coloidales.

Relleno de Cavidades. - Va acompañado generalmente por sustitución y consiste en la deposición mineral a partir de soluciones en aberturas de las rocas. Aquellos pueden ser diluidos o concentradas, calientes o frías y de procedencia magmática o meteórica. Las

más de las veces son calientes, diluidas y magmáticas.

El primer mineral que se deposita resiste las paredes de la cavidad y va engrosando hacia el interior, generalmente con desarrollo de facetas cristalinas dirigidas hacia la solución alimentadora. En algunos casos el mismo mineral o minerales pueden ser depositados continuamente en ambas paredes hasta que la cavidad quede casi o totalmente llena. Este tipo de relleno da origen al mineral homogéneo compacto pero generalmente se depositan capas sucesivas de minerales diferentes sobre el primero, en ocasiones con repetición de minerales depositados primeramente, hasta que el relleno se completa, y esto produce la constificación; si la cavidad es una fisura, el resultado será un filón estratificado. (Figs. 4.1 y 4.2)

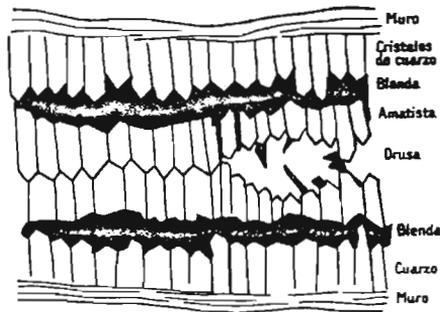


Figura No. 4.1

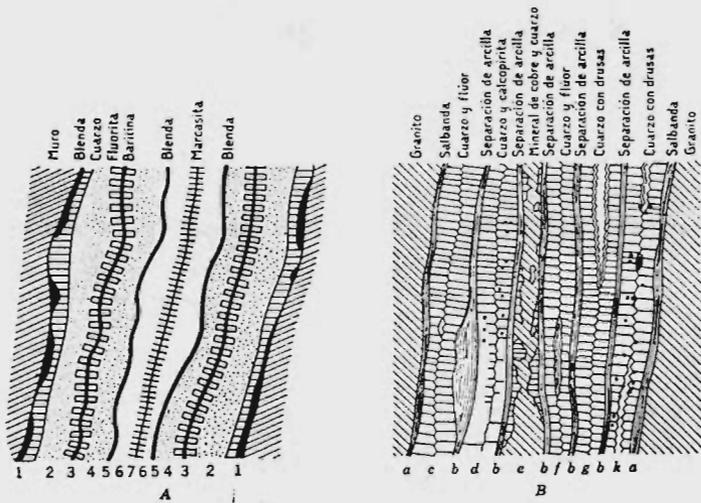


Figura No. 4.2

Si las capas rodean fragmentos de brocha, pueden resultar un mineral dispuesto en forma de escarapella.

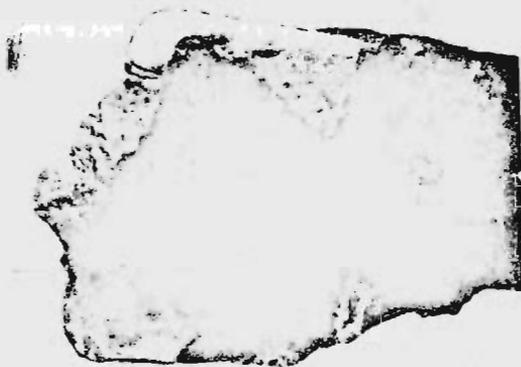


Figura No. 4.3

Si desde las paredes se proyectan cristales salientes se forma una estructura puada. Comunmente el relleno no puede ser completo, en cuyo caso quedan drusas en el centro, algunas de - -

ellas son lo suficientemente grandes para que quepa un hombre en ellas.

El relleno de cavidades implica 2 procesos separados:

1) la formación de la abertura; 2) deposición de los minerales.

Ambos pueden operarse casi simultáneamente, pero en general, son independientes, separados por un intervalo de tiempo. Este proceso ha dado origen a un gran número de yacimientos minerales de diversa forma y tamaño, y se agrupan en:

Filones de fisura

Yacimientos de zonas de cizallamiento

"Stockworks" o criaderos en masa

Crestas de repliegue

Venas escalonadas

Declives y planicies, grietas de plegamiento

Yacimientos de relleno de brechas: volcánicos, hundimiento, tectónicos.

Rellenos de cavidades por soluciones. Filones de cuevas, de yaterias y de incisión

Rellenos de espacios porosos

Rellenos vesiculares

Reemplazamiento metasomático. - Es el proceso más importante

en la formación de los yacimientos minerales epigenéticos. Es el proceso dominante de deposición mineral en los yacimientos hipotermiales y mesotermiales, e importante en el grupo epitermal; las minas de los depósitos metasomáticos de contacto se formaron casi por completo mediante este proceso. Asimismo, si el proceso regulador de la deposición en el enriquecimiento de los solfuras supergénicos. Además, desempeña el papel más importante en la alteración extensa de las rocas que acompaña a la mayor parte de la metalización epigenética.

El reemplazamiento puede definirse como un proceso de solución y deposición capilar esencialmente simultáneo, en virtud del cual uno o varios minerales de formación anterior son substituidos por un mineral nuevo. Sin embargo, el proceso no es tan sencillo como parece indicar la definición. Por medio del reemplazamiento la madera puede transformarse en sílice (petrificación), un mineral puede pasar a ocupar el lugar de otros conservando su forma y tamaño (seudomorfos), o una gran masa de mineral macizo puede ocupar el lugar de un volumen igual de roca. Así se originan muchos depósitos minerales. El mineral substituyente (metasomo) no necesita tener ningún ión común con la sustancia substituida. Los minerales substituyentes son acarreados en solución y las sustancias substituidas son alejadas también en la solución;

es un circuito abierto, no cerrado.

4.2.E. SEDIMENTACION

Este proceso, a diferencia de la evaporación, tiene como resultado, no solo la formación de rocas sedimentarias comunes, sino también valiosos depósitos minerales de hierro, manganeso, cobre fosfato, hulla, pizarra bituminosa, carbonatos, arcilla, tierra de diatomeas, bentonita, tierra de batan, magnesita, azufre y menos directamente, depósitos de Uranio-Vanadio. Estas sustancias pueden ser consideradas como simples variedades excepcionales de rocas sedimentarias que adquieren casualmente valor a causa de sus propiedades químicas o físicas. El modo de formación de las mismas es el de sedimentación, con variantes especiales correspondientes a materias especiales. Se componen de materias orgánicas e inorgánicas, y su origen, como toda roca sedimentaria, son otras rocas que han sufrido una desintegración, siendo naturalmente el origen último las rocas ígneas. Algunos de estos materiales, como oxígeno y dióxido de carbono, han sido obtenidos de la atmósfera y unos cuantos proceden de depósitos anteriores.

La formación de depósitos sedimentarios implica: 1o.) una fuente adecuada de materiales, 2o.) la reunión de estos por solución u otros procesos, 3o.) el transporte de los mismos al lugar

de acumulación, si ello es necesario, y 40.) la deposición de los materiales en el receptáculo sedimentario. Pueden tener lugar sucesivamente transformaciones, como compacción, alteración química y otras.

Los materiales que entran en la composición de los depósitos minerales sedimentarios proceden principalmente de la meteorización de las rocas. En ciertas ocasiones, los materiales proceden de la meteorización y oxidación de depósitos minerales anteriores, como hierro, manganeso y cobre. Otros han pasado por una fase orgánica intermedia. Sin embargo, las rocas constituyen la fuente adecuada para el mineral sedimentario conocido de hierro, manganeso y cobre.

La solución de los constituyentes de los depósitos sedimentarios de importancia económica se realiza, en parte, durante la meteorización. Los principales disolventes son: 1) agua carbonatada; 2) ácido húmico y demás ácidos orgánicos; 3) soluciones de sulfatos.

Pueden ser depositados mecánica, química o bioquímica-mente. El modo de deposición depende de la naturaleza del disolvente y del lugar de deposición, como por ejemplo: si es en una cuenca pantanosa o en el mar. Los productos resultante de la deposición variarán también de acuerdo a estas condiciones.

4. 2. F EVAPORACION

Tiene mucha importancia en la formación de diversos tipos de yacimientos minerales no metálicos. Las aguas subterráneas fueron arrastradas a regiones áridas, donde se evaporaron y dejaron minerales valiosos que estaban en solución. Ante el implacable sol del desierto, lagos enteros han desaparecido, dejando en las plagas capas de sales utilizables, o de sal cubiertas después por las arenas movedizas de las regiones áridas. En otros casos la evaporación no ha sido completa, sino que ha producido líquidos muy concentrados, a partir de los cuales se obtiene la útil sal doméstica. El explotador de sustancias útiles aprovecha estos líquidos ricos y los extrae para precipitarlos mediante una evaporación más rápida, natural o artificial. Las aguas saladas naturales son extraídas mediante bombas de grandes profundidades y extendidas al sol o se vierten en evaporadores artificiales, de modo que se pueden obtener las sales que llevan.

Quando se producen lentas oscilaciones de la tierra o del mar, grandes porciones de los océanos pueden quedar incomunicados, y se evaporan gradualmente hasta el punto de depositar yeso y sal común en muchas partes del mundo. Una concentración todavía mayor de sales producida por evaporación creó los ricos depósitos de potasa que son una continua fuente de riqueza.

Así, la evaporación es un proceso muy importante en la formación de minerales, es sencillo y su funcionamiento bien conocido.

4.2.G CONCENTRACION RESIDUAL Y MECANICA

Bajo el lento e implacable ataque de la meteorización, las rocas y los depósitos minerales que encierran, sucumben a la desintegración mecánica y a la descomposición química. La meteorización es una operación compleja que consiste en distintos procesos que pueden actuar individual o conjuntamente. Los minerales que son inestables, en condiciones de meteorización sufren descomposición química; las partes solubles pueden ser desplazadas y los residuos insolubles pueden acumularse, y algunos de ellos llegan a formar depósitos minerales residuales. Los minerales estables como el cuarzo y oro, experimentan poco o ningún cambio químico, pero pueden ser liberados de la matriz que los encierra y experimentar un enriquecimiento residual en la superficie o ser concentrados mecánicamente hasta formar depósitos o placeres, por medio del aire o agua en movimiento.

Generalmente se considera que la meteorización consiste en la acción mecánica y química; usualmente actúan ambas a la vez. La desintegración mecánica, tal como la producida por la ac-

ción de las heladas o la dilatación y contracción con los cambios de temperatura, no crea minerales nuevos; simplemente libera minerales ya formados. Sin embargo, facilita la descomposición química reduciendo el tamaño de las partículas y creando una mayor superficie específica para el ataque químico. En cambio, la meteorización química crea realmente minerales nuevos, algunos de los cuales son estables en las condiciones superficiales

Concentración Residual. - Es el resultado de la acumulación de minerales valiosos cuando son desplazados durante la meteorización los constituyentes inútiles de las rocas o de los depósitos minerales. La concentración se debe en gran parte a una disminución en volumen provocada casi enteramente por la meteorización química superficial. Los residuos pueden seguir acumulándose hasta que su pureza y cantidad los convierta en depósitos de importancia comercial.

El primer requisito para la concentración residual de depósitos minerales de importancia económica es la presencia de rocas o filones que contengan minerales valiosos cuyas sustancias inútiles sean solubles. Mientras que las sustancias útiles sean generalmente insolubles a las condiciones reinantes en la superficie; las condiciones climáticas deben ser favorables a la descomposición química; el relieve no debe ser demasiado acentuado, pues el residuo podría ser arrastrado por las aguas al tiempo de

formarse; es esencial una larga estabilidad de la corteza terrestre, a fin de que los residuos puedan acumularse en cantidad y que los depósitos no puedan ser destruidos por la erosión.

Concentración Mecánica. - Es la separación natural por gravedad de minerales pesados de los ligeros por medio del agua o el aire en movimiento, en virtud de la cual los minerales más pesados se concentran en depósitos denominados placeres. Dicha operación implica dos fases: 1) la liberación por meteorización de los minerales estables separándolos de su matriz; 2) la concentración de los mismos. La concentración puede producirse tan sólo si los minerales de valor poseen estas tres propiedades: elevado peso específico, resistencia a la meteorización y durabilidad (maleabilidad, tenacidad o dureza).

4.2. H OXIDACION Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGENICO

Los efectos de la oxidación sobre los depósitos minerales son profundos. Los minerales se alteran y la estructura de los mismos es obliterada. Las sustancias metálicas son lavadas o alteradas hasta dar nuevos compuestos que exigen para su extracción un tratamiento metalúrgico totalmente diferente del que se emplea para minerales no oxidados. La textura y el tipo del depósito primitivo quedan oscurecidos. Los minerales compactos se hacen cavernosos. La omnipresente Limonita lo oscurece todo e imprime

a la cobertura oxidada el conocido coloramiento que desde los tiempos primitivos ha venido llamando la atención del minero. Sólo se puede deducir lo que hay debajo. Pero en esta deducción puede uno guiarse por el carácter de los mismos productos de la oxidación.

El agua con oxígeno disuelto y entre mezclado es el reactivo oxidante más poderoso, pero el anhídrido carbónico desempeña también un papel de importancia. Estas sustancias reaccionan con ciertos minerales dando disolventes poderosos tales como sulfato férrico y ácido sulfúrico, el cual reacciona con el cloruro de sodio dando ácido clorhídrico que con el hierro produce el cloruro férrico, que es un poderoso oxidante.

Dentro de una zona de oxidación hay dos cambios químicos principales: 1) oxidación, solución y eliminación de los minerales valiosos; 2) la transformación in situ de los minerales metálicos en compuestos oxidados.

Los cambios operados en los depósitos de mineral por la oxidación son tan claros y visibles, que desde hace mucho tiempo se han reconocido unánimamente las características principales. Los metales en solución que escapan a la captura en la zona de oxidación gotean hacia abajo, hacia lugares donde no existe oxígeno, generalmente la capa de las aguas freáticas, y allí se depositan en for

ma de sulfuros secundarios. Los metales desplazados de arriba van siendo añadidos así a los existentes debajo, con lo cual se enriquece la parte superior de la zona de sulfuros. Esto da origen a la zona de enriquecimiento secundario o zona de sulfuros supergénicos. Esta a su vez, se halla encima de la zona primaria o hipogénica. La erosión progresiva permite una oxidación más profunda y transcurrido un tiempo los sulfuros supergénicos se oxidan, y su contenido metálico es trasladado a la zona inferior de enriquecimiento. El mineral primario puede así ser enriquecido hasta diez veces su contenido metálico primitivo. Los minerales ricos se vuelven más ricos, los minerales pobres adquieren valor y los protominerales adquieren categoría comercial. (Fig. 4.4)



Figura No. 4.4

Para que el enriquecimiento del sulfuro supergénico pueda tener lugar deben existir las siguientes condiciones favora-

bles: 1) oxidación; 2) minerales hipogénicas adecuadas; 3) permeabilidad; 4) ausencia de precipitantes en la zona de oxidación; 5) zona sin oxígeno; 6) precipitantes.

4.2.1 METAMORFISMO

Los procesos metamórficos alteran profundamente los depósitos minerales preexistentes y crean otros nuevos. Los principales agentes que intervienen son: el calor, la presión y el agua. Las sustancias sobre las que actúan son yacimientos minerales formados anteriormente o bien rocas. A partir de estas últimas se forman depósitos valiosos de minerales no metálicos, principalmente por recristalización y recombinación de los minerales que integran las rocas.

Cuando las rocas son metamorfoseadas, también pueden serlo los depósitos de mineral que aquellas encierran. Sin embargo, al revés de las rocas, que experimentan cambios mineralógicos y de textura, las menas raras veces sufren recombinaciones de minerales. De todos modos, los cambios de textura son pronunciados. Se producen texturas esquistosas o gnésicas, particularmente en minerales frágiles y no es rara una estructura fluidal. Puede también adquirir un grano tan fino que las superficies de exfoliación no pueden distinguirse con una lupa corriente. "Fluge" al

rededor de minerales duros como la Pirita. El resultado es que los minerales pueden presentar aspectos de franjas, listas o emba-durnaduras, con límites indistintos entre minerales de color dife-rente. La textura y estructura originales pueden quedar tan obscu-recidas que sea imposible determinar a que clase pertenecian los depósitos originales, entonces se clasifican con el nombre de "me-tamórficos".

Como resultado del metamorfismo regional se originan diversos tipos de depósitos minerales no metálicos. Los materia-les originarios son los constituyentes de la roca que han sufrido una recristalización o una recombinación, o ambas cosas a la vez. En pocas ocasiones se ha añadido anhídrido carbónico o agua, pero no se introducen otros nuevos constituyentes como ocurre en los depó-sitos metasomáticos de contacto. Las rocas que encierran los de-pósitos son metamorfoseados totalmente o en parte; el metamorfis-mo de la roca es lo que ha dado origen a los yacimientos.

CAPITULO V

5.1 CONCENTRACION EN MESAS ESTRIADAS

Mesas Húmedas o Mojadas. - (Ref. No. 9) La concentración en mesas estriadas es un procedimiento de concentración por el cual se efectúa una separación entre dos o más minerales haciendo pasar una pulpa sobre una superficie plana estriada y ligeramente inclinada con respecto a la horizontal, sacudida preferentemente en la dirección del eje más largo y lavada con una corriente uniforme de agua perpendicular a la dirección del movimiento. (Fig. 5.1)

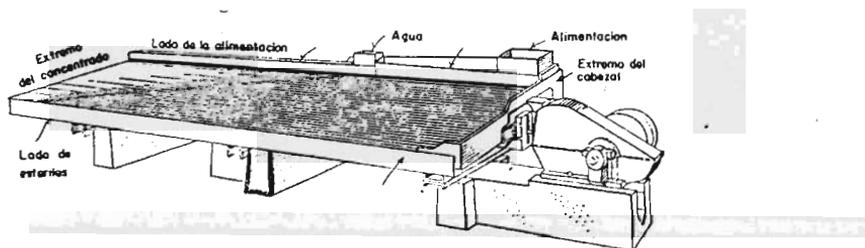


Figura No. 5.1

La separación entre dos o más minerales, depende principalmente de la diferencia de densidades de los minerales y, en grado menor, de la forma y el tamaño de las partículas. Este procedimiento se adapta mejor a la concentración de minerales y carbón cuando existe una diferencia considerable entre la densidad efectiva (densidad del mineral menos densidad del agua) del material valioso y la del material desperdiciado. Las mesas tratan eficazmente los minerales metálicos de tamaños comprendidos entre 6 y

150 mallas/pulg., pero pueden emplearse para tratar materiales más ligeros, como el carbón, de un tamaño considerablemente mayor.

Las mesas estriadas con sacudidas se inventaron hacia el año 1896 por Wilfley para concentrar minerales metálicos, y el auge de su desarrollo coincidió con la instalación de las primeras plantas de flotación con aceite hacia 1914. Después, el campo de aplicación de estos dos procedimientos, más o menos en competencia, se ha definido bastante bien. La concentración en mesas se adapta mejor al tratamiento de materiales que sólo contienen un mineral valioso que está libre en granos de cierto tamaño y cuando existe una diferencia considerable entre las densidades de los componentes minerales.

La flotación es preferible para tratar los minerales complejos que contienen varios minerales valiosos, los que exigen una molienda fina para su liberación y los que tienen densidades poco diferentes.

Las partículas más pesadas del material alimentado a las mesas son las menos afectadas por la corriente de agua de lavado que cae sobre éstas, y se reúnen en las estrías a lo largo de las cuales se mueven hasta llegar al borde de la mesa. Los mate

riales más ligeros pasan por encima de los minerales pesados y tienden a ser arrastrados por encima de las estrías hasta el lado más bajo de la mesa. En el extremo del lado bajo de la mesa hay colectores apropiados para recoger los diversos productos a medida que se descargan. Estos colectores están provistos de dispositivos divisorios móviles para separar los concentrados de los medianos y éstos de las colas o residuos. Puesto que estos dispositivos pueden moverse rápidamente, puede hacerse un ajuste rápido para adaptarlos a las variaciones en la cantidad y la calidad del material tratado. Pocas veces es posible en la concentración en mesas conseguir una separación neta del material alimentado en un concentrado de alta calidad y una cola de baja calidad en una sola pasada. Casi siempre hay algo de material de calidad intermedia en forma de una banda entre esos productos y es costumbre retornar esos productos medianos, con o sin una molienda adicional, a la cabecera del circuito para someterlos a un nuevo tratamiento. La proporción de productos medianos que se recirculan puede ascender al 25 por ciento del peso del material total alimentado a la mesa.

La superficie de las mesas suele estar revestida de linóleo grueso o de caucho. Las estrías pueden hacerse con listones de pino o nogal o con tiras de caucho. Estas estrías pueden tener 0.95 cm (3/8") de ancho y son más estrechas en el extremo de des-

carga de la mesa. Si ésta se usa para concentrar material grueso (que queda sobre el tamiz de unas mallas/pulg.), las estrías pueden tener una altura de 2.54 cm. (1") en el extremo de alimentación. Para material fino las estrías no tienen una altura superior a 0.63 cm. (1/4") en el extremo de alimentación. Casi todos los encargados de estas instalaciones emplean un procedimiento diferente para hacer las estrías de sus mesas, que es el que tiene mejor para su separación especial.

Si el objeto de la concentración en mesas es producir un concentrado lo más limpio posible, se deja sin estriar una superficie en diagonal en la esquina superior del lado de descarga. Esta parte se conoce con el nombre de cubierta de limpieza. Si la mesa se va a utilizar para hacer solamente un concentrado grosero y una cola terminada, muchos operadores extienden las estrías. Las mesas están provistas de dispositivos ajustables de modo que pueda variarse la inclinación transversal. El movimiento en la cabecera es de tal índole que la cubierta invierte su dirección con una velocidad máxima en un extremo de la carrera y una velocidad mínima en el otro extremo. Es la rapidez del retorno la que hace que el material se mueva hacia el extremo de descarga. La longitud de la carrera puede ajustarse. Para el material grueso se necesita una carrera más larga que para el fino. Esta carrera variará

entre 3.2 cm. (1 1/4") para el material grueso y 1.27 cm. (1/2") para los finos. Las mesas modernas trabajan a una velocidad considerablemente mayor que las antiguas, estando comprendida entre 270 carreras por minuto para los materiales gruesos y 350 para los finos.

En la tabla 5.1 puede verse alguna información general sobre las mesas de dimensiones normales trabajando con material de diversos tamaños. La mesa No. 6 de la Deister Concentrator Co. (Fort Wayne, Ind.) tiene una cubierta aproximadamente 1.80 m. de ancho por 4.20 m. de largo. La mesa No. 7, utilizada principalmente para trabajar con carbón, tiene aproximadamente 2.40 m. de ancho y 4.80 m. de largo. En la práctica moderna, cada mesa es impulsada por un motor independiente mediante una banda trapecial o correa en V. Debido a la inercia, es necesario instalar un motor más potente que el necesario en funcionamiento normal para poner en marcha la mesa. La potencia instalada es de 1.5 a 3 C.V. y la necesaria en marcha normal es de 0.5 a 1.25 C.V.

Nº de la mesa	Alimentación	Tamaño o grano de la alimentación	Capacidad de alimentación, Tm/hr.	Velocidad, r.p.m.	Carrera, mm	Agua con la alimentación, l/min.	Agua de preparación, l/min.	Dimensiones de la cubierta, mni × mm
6	Mineral	6.3 mm; 35 mallas/pulg.	1.81 - 9.07	275	31.75	113 - 568	38 - 378	1 956 × 4 293
6	Mineral	35 a 150 mallas/pulg.	0.91 - 2.27	285	19.05	61 - 151	19 - 76	1 956 × 4 293
6	Mineral	Pasa por 150 mallas/pulg.	0.23 - 0.91	300	12.70	11 - 45	11 - 38	1 956 × 4 293
7	Carbón	38 mm	13.60 - 22.67	270	31.75	473 - 793	208 - 341	2 444 × 5 112
7	Carbón	19 mm	9.07 - 13.60	280	25.40	227 - 322	76 - 132	2 444 × 5 112
7	Carbón	13 mm	6.80 - 10.88	285	25.40	159 - 246	68 - 117	2 444 × 5 112
7	Carbón	3.2 mm	4.53 - 6.80	290	19.05	106 - 159	45 - 68	2 444 × 5 112
7	Carbón	2.6 mm	2.72 - 4.53	290	19.05	57 - 106	34 - 45	2 444 × 5 112

Tabla 5.1

Un factor esencial para el buen funcionamiento de la mesa es que la alimentación sea uniforme. Ningún otro factor producirá tantas dificultades al operador como una alimentación por oleadas. El material alimentado a las mesas puede no estar clasificado, o bien estar tamizado o clasificado hidráulicamente.

En la actualidad se reconoce por lo general que un material clasificado por medio de tamices o hidráulicamente, dará resultados metalúrgicos superiores a los obtenidos con un material no clasificado, y al mismo tiempo permitirá una rapidez de alimentación mayor. Puesto que la clasificación precisa por tamaños de los finos con tamices es una operación costosa, la costumbre actual en la mayoría de las grandes instalaciones es clasificar hidráulicamente el material alimentado en cierto número de incrementos de tamaño y concentrar cada uno en una mesa distinta.

El concentrado en mesa es una operación relativamente barata y puede hacerse en instalaciones grandes con un costo de 0.55 a 0.11 dólares/tonelada métrica de material alimentado. Si la alimentación es uniforme, un operario puede atender de 50 a 70 mesas. La mano de obra es el renglón principal del costo. El consumo de energía eléctrica y los gastos de conservación son bajos. El costo de una mesa instalada, incluyendo los soportes y los colectores, oscila entre 1,500 a 3,000 dólares. Uno de los in-

convenientes de una instalación de concentración en mesas es el espacio de piso relativamente grande que exige para el tonelaje tratado. Su principal ventaja, entre los límites de tamaño para los cuales funciona bien, consiste en que es un método barato y eficaz para concentrar minerales sencillos y carbón.

Concentradores en espiral. - Es un aparato nuevo para separar partículas por sus tamaños o sus densidades, es el concentrador en espiral Humphreys, con el que se consiguen los mismos resultados que con las mesas húmedas. Las ventajas que se adjudican a los concentradores en espiral son: necesitan mucho menos espacio que las mesas húmedas de igual capacidad, no tienen partes móviles y la separación realizada es mucho menos sensible a las variaciones en la cantidad o la calidad del material alimentado. El concentrador en espiral es un canal en forma de espiral que tiene tres a cinco vueltas o espiras y una sección transversal curva. Las concavidades de la espiral tienen un diámetro exterior de 76 cms. y un paso de 33 cms./espira. (Ref. No. 9)

El agua y los sólidos descienden por el canal y una combinación de fuerzas produce un efecto de doble remolino, que es común en los conductos curvos. Los granos de tamaño pequeño y de mayor densidad siguen directamente la corriente principal y no acumulan en el fondo, mientras que los granos de tamaños progre-

sivamente mayores de densidad menor toman efecto del remolino y se alejan más y más del fondo. El lodo suspendido en el agua de lavado sigue el borde periférico exterior de la espiral.

Aberturas dispuestas a intervalos en el fondo del canal separan los granos finos y pesados, que forman el concentrado. El concentrado sacado por las aberturas en la última espira es un concentrado mediano.

La pulpa o pasta aguada con que se alimentan las espirales se mantiene bien mezclada en un tanque mezclador, en forma de cono invertido, por medio de un chorro de agua dirigido hacia el vértice del cono y bombeada por una tubería central que tiene cada vez más hendiduras de forma que la pasta se distribuya igualmente entre las espirales, de las cuales pueden utilizarse varias docenas en una sola instalación. El mantenimiento de la pulpa y su distribución uniforme son los factores esenciales en el funcionamiento satisfactorio de las espirales.

El concentrador en espiral se empleó primero para concentrar la cromita encontrada en las arenas marinas de Oregon. Los minerales pesados que contienen las arenas cerca de Jacksonville, Fla., se concentran en espirales para recuperar su ilmenita y su rutilo; y después que se han separado estos minerales, por método -

dos secos, del concentrado de minerales pesados, se recircula el residuo por las espirales para concentrar el circonio.

En 1948 se instalaron espirales en mesa para recuperar hierro de 6 mallas/pulgada.

Cada espiral tiene una capacidad de 1,300 kgs. a 3,630 kgs. de material nuevo alimentando por hora, según el tamaño del grano y el porcentaje de mineral pesado presente. La mano de obra necesaria es muy poca. La conservación se limita a las bombas y a las tuberías.

Mesas secas. - Un perfeccionamiento relativamente reciente es la mesa seca de Sutton Steele y Steele, que tiene un movimiento de sacudida algo semejante al de una mesa mojada, con la diferencia de que la dirección del movimiento es inclinada hacia arriba con respecto a la horizontal y, en lugar de emplear agua como medio de distribución, se hace llegar una corriente de aire a través de una placa o cubierta perforada. La mesa tiene aplicación en los casos en los que se desea tratar un material en seco, ya sea por la escasez de agua o porque no sea conveniente mojar los materiales. Esta concentración en mesa sustituye a otros métodos secos de concentración, como los electrostáticos o electromagnéticos. Una ventaja de la mesa seca es que puede manejar material más

grueso que el tratado en casi todas las mesas mojadas o húmedas. Pueden tratarse minerales tan gruesos como de 6 mm. y carbón de hasta 76 mm. (Ref. No. 9)

Para obtener buenos resultados es necesario hacer una clasificación por tamaños bastante precisa y hasta recientemente esto ha sido causa de oposición para la adopción de la mesa seca en el tratamiento de tamaños finos, debido a las dificultades que presenta el tamizado de casi todos los minerales secos por debajo de 40 mallas/pulgada. El perfeccionamiento de los métodos secos de clasificación por el sistema del túnel de viento, o de Schramm, puede estimular la adopción de la mesa para el tratamiento de muchos minerales y materiales manejados en la actualidad con otros equipos.

Las tablas secas se emplean industrialmente en la separación de muchos tipos de minerales y en la limpieza de algunos materiales industriales como semillas, corcho, baqueo fibras, nueces, astillas de madera y café. Una aplicación interesante es la clasificación del carburo de silicio por la forma del grano. Los granos planos y astillados se separan de los otros de dimensiones más aproximadamente uniformes. En el año 1942 se limpiaron en los Estados Unidos aproximadamente 11'000,000 T.M. de carbón con mesas de aire.

Concentración de aglomeraciones en mesas. - Este es un procedimiento por el cual se provoca la floculación selectiva o la aglomeración de los granos de un mineral en un agregado, adicionando un agente aglomerante en una célula de acondicionamiento o en el circuito del molino de bolas, conteniendo la pulpa producida granos aglomerados que se alimentan después a mesas de gravedad. El tamaño mayor, la superficie recubierta de una película de aceite y la textura plumosa de los flóculos hacen que éstos sean arrastrados hacia el costado de la mesa por la corriente transversal de agua mientras que las partículas sueltas, no floculadas, permanecen sobre la mesa y son arrastradas a lo largo de ella saliendo por el extremo por el que normalmente sale el concentrado en la alimentación corriente de la mesa. Una partícula recubierta de una película de aceite manifestará cierta tendencia a subir a la superficie del agua, y por consiguiente, es arrastrada más fácilmente al costado de la mesa que una partícula no recubierta de aceite. La concentración de aglomeraciones en mesas se aplica más en la concentración de minerales de fosfatos que en ningún otro campo, aunque han tenido éxito ensayos con caliza, potasa, mica y otros minerales.

El procedimiento está limitado a materiales granulares de un tamaño comprendido entre 10 y 100 mallas/pulgada. En este aspecto difiere de la flotación que funciona mejor con material

de 48 mallas/pulgada o más fino. Para obtener los mejores resultados, el material debe ser desludado y acondicionarse con los reactivos aglomerantes hasta un elevado porcentaje de sólidos, 65 por ciento o más. Se emplea un colector o captador que recubre selectivamente con una película al mineral que se quiere aglomerar. Con fosfatos y caliza, este colector suele ser un ácido graso barato, como el aceite de pino. Para la separación de la potasa se emplea un sulfato de alkilo (emulsol 's x-1) para recubrir con una película la silvita (KCl). Además del colector se emplea un aceite espeso para dar cuerpo a la película y facilitar la formación de los glómerulos. En Florida se acostumbra usar 0.15 a 0.25 Kgs./Tm. de aceite de pino y 2 a 2.5 Kg./Tm. de fuel oil de 22° Bé.

Pueden emplearse otros aparatos distintos de las mesas de concentración para obtener una separación semejante del material acondicionado de la misma manera. En la instalación de la Coronet Phosphate Co., esa separación se hace sobre una ancha banda móvil y las partículas aglomeradas son obligadas a derramarse por los bordes de la banda lanzando agua finamente pulverizada y con fuerza sobre la masa de material en el centro de la banda. En la instalación de Swift & Co., (Rock Products, Vol. 43,

Pág. 27), se efectúa la separación haciendo llegar el material acondicionado un tamiz sumergido e inclinado.

La concentración de aglomeraciones funciona mejor con minerales sencillos formados por dos minerales libres. Tiene varias ventajas sobre el método corriente de concentración en mesas, porque puede usarse para separar dos minerales con una diferencia tan pequeña de densidades que impedirían su realización eficaz sólo por gravedad. Las mesas que tratan materiales aglomerados tienen una capacidad mucho mayor que las mesas que se alimentan con materiales no tratados, ya que la capacidad de las primeras sólo está limitada por la de acarreo de las estrías. Son desventajas del método que deben tenerse en cuenta, el costo de los reactivos empleados y, si la fracción mineral recubierta por una película es la que se va a vender, la película en cuestión puede ser un inconveniente y ha de quemarse.

PROCESOS DE CONCENTRACION DE MINERAL

5.2 FLOTACION DE MINERALES

Proceso. - El proceso consiste en poder flotar dentro de una celda de "flotación", a un componente de todo un conjunto de minerales que han sido pasados por un previo tratamiento de molino y acondicionamiento. Se utilizan como promotores mecánicos de la flotación las burbujas de aire, que son producidas por algún dispositivo usual como un propulsor, suben a través de la suspensión acuosa absorbiendo el mineral; este ha sido ya tratado dentro de la celda por aditivos que le han concedido o conferido dicha propiedad. (Ref. No. 10)

Los aditivos son específicos para la selección del mineral deseado.

Principio de la flotación. - Cuando una partícula de sólido flota el empuje que ejercen los meniscos hacia arriba, balancea el peso aparente de la partícula. Para una partícula de la forma mostrada en la figura 5.2, la fuerza vertical es: $\rho a/w \cos \Theta$ por perímetro.

Mientras que para una partícula como la de la figura 5.3, es: $\rho a/w \cos (\Theta + \Theta_p)$ por perímetro donde Θ_p es el ángulo

lo de la cara en cuestión de la partícula que hace con la vertical.

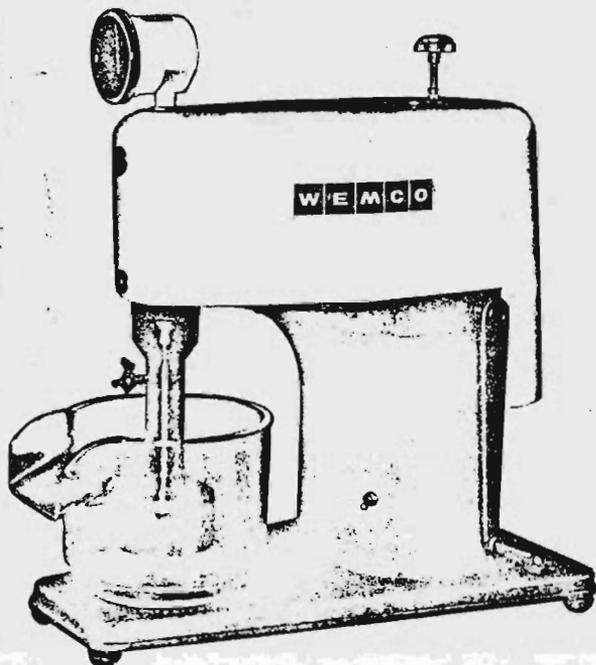


Fig. 5.2

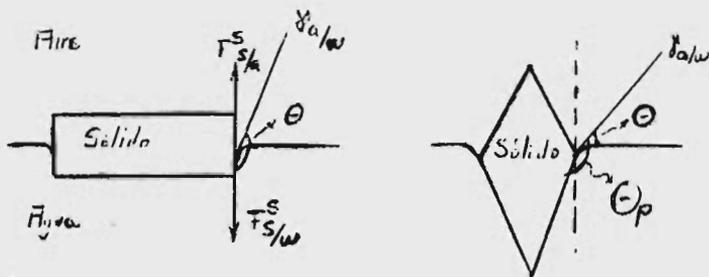


Fig. 5.3

Los valores de $\theta_{a/w} \cos \Theta$ depende sobre $F_{s/a}^s$ y $F_{s/w}^s$ de acuerdo a la relación de equilibrio $\theta_{a/w} \cos \Theta = F_{s/a}^s - F_{s/w}^s$. Puesto que $F_{s/a}^s$ y $F_{s/w}^s$ son susceptibles de cambio por agentes surfactantes, la condición para la flotación o no flotación puede ser fácilmente cambiada. Los constituyentes varios, de muchos minerales crudos tienen diferentes tendencias a flotar en la superficie del agua y estas diferencias pueden ser aumentadas con ciertos aditivos, conocidos como colectores. Estos colectores absorben fuertemente el sólido reduciendo particularmente $F_{s/a}^s$. Entonces de la ecuación anterior, $\cos \Theta$ decrece y Θ incrementa al punto de que la flotación es posible (se dan estas ecuaciones no para comprender el fenómeno desde el punto de vistas de energías libres; sino para mostrar una relación entre estos fundamentos fisicoquímicos y el proceso de flotación), como se muestra en la figura Fig. 5.3

Partículas como arena, sobre las cuales los aditivos no absorben fuertemente, quedan mojados por el agua.

En práctica de explotación de minerales es añadido también un agente espumante para estabilizar las burbujas de aire, que pueden ser formadas como ya se indicó por propulsión de aire y otros métodos. Las burbujas de aire siguiendo a través de la suspensión acuosa de mineral crudo en polvo, colectan aquellas par-

tículas que flotarán en la espuma, al tope de la celda de flotación, dejando debajo la arena.

Debido a la amplia variación de formas, tamaño y rugosidad de los granos, pueden ser citados valores no muy simples de θ para satisfacer los requerimientos de flotación. No obstante un valor de 50° a 70° es el mínimo necesario. Muchas veces el mineral necesita pretratamiento antes de que absorba el aditivo suficientemente, e.g. el ZnS debe ser pretratado con CuSO_4 dil. Similarmemente, se puede incrementar aún más la especificidad del proceso de flotación añadiendo depresores, como por ejemplo los CN previenen de flotar al FeS y ZnS, pero permiten que lo haga PbS.

Con respecto a la adhesión de la burbuja de aire al sólido, se tiene lo siguiente:

La tensión superficial del sólido es: $\gamma_{s/a} = \gamma_{s/l} + \gamma_{l/a} \cos \theta$

El trabajo de adhesión $W_{s/a}$ es: $W_{s/a} = \gamma_{s/l} + \gamma_{l/a} - \gamma_{s/a}$

Relacionando las ecuaciones: $W_{s/a} = \gamma_{l/a} (1 - \cos \theta)$

De esta expresión podemos ver que a medida que $\cos \theta$ aumenta, $W_{s/a}$ disminuye, si θ disminuye, la adhesión entre los sólidos y la burbuja de aire disminuye. $\gamma_{l/a}$ es constante mientras la concentración de tensoactivo no cambie.

No existe una barrera energética entre la absorción de una

partícula sólida sobre una búrbuja grande, aunque para búrbulas pequeñas existe mayor presión dentro de ellas, que introducen dicha barrera. Por esto la hidrodinámica del sistema es de importancia. El control del tiempo de contacto del mineral y la espuma, es también importante, pues dependiendo de este, se puede maximizar el rendimiento de la operación.

Agentes Utilizados en la Flotación. - Pueden ser inorgánicos y orgánicos. Los orgánicos presentan un mayor interés en la fisicoquímica.

Espumantes. - Se caracterizan por tener una molécula en parte polar y en parte no polar. La parte polar se disuelve en agua, la parte no polar repele el agua. Un ejemplo de ellos es el Cresol y el Aceite de Pino. Una explicación clásica al respecto es la siguiente, aunque a sido refutada y rechazada por muchos autores. (Fig. 5.4)

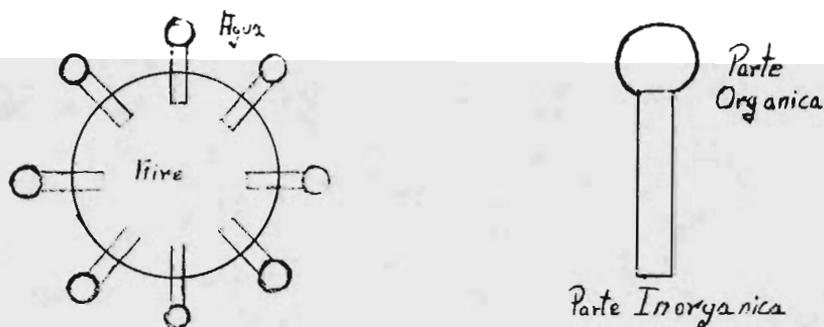
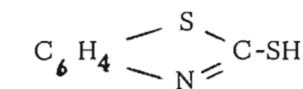
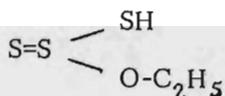


Fig. 5.4

Colectores. - Son comunmente tioderivados del carbonato de sodio o de carbamidas y pueden ser también derivados del ácido cresílico o fosfórico. Un ejemplo de colector es:



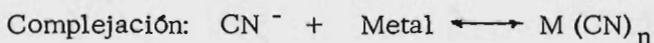
Los colectores son heteropolares, su molécula consta de dos partes, polar y nopolar. La parte polar debe tener específica afinidad por la superficie del mineral a tratar, mientras que la parte polar de los agentes flotadores o espumantes únicamente la tienen por el agua. La afinidad por la superficie de sulfuros parece que está en relación con el grupo S^{2-} . La cadena orgánica del colector no debe ser muy grande a tal grado de que enmascare a la parte polar. De los colectores más usados son los xantatos, que varían según la sustitución del grupo etilo, por radicales amil, butil ... que le confieren distintas propiedades.



Activadores. - Permiten un mejor fenómeno de atracción del colector al sólido. Como un ejemplo, la adición de CuSO_4 en la esfalerita (ZnS) permite que flote con un xantato de cadena corta como colector. El mecanismo de la activación es el de reemplazar

Cu²⁺ por Zn²⁺ en la superficie del mineral y enrrejar así a éste. El colector en cuestión tiene mayor afinidad por el Cu²⁺. Se usan comunmente activadores de Al³⁺, Ba²⁺, Ca²⁺, Cu²⁺, Fe³⁺ y Pb²⁺.

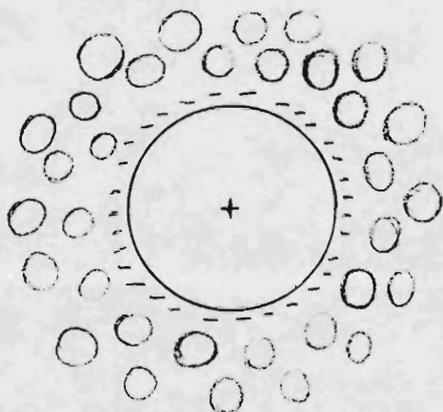
Depresores. - Es otro medio para seleccionar mineral. Son substancias que forman complejos con el mineral deseado. Generalmente se utilizan los cianuros CN como agentes depresores. Dado que el mecanismo es de precipitación se hace necesario el control del pH por lo siguiente:



Si H⁺ aumenta, HCN aumenta, CN⁻ disminuye y por lo tanto M(CN)_n también disminuye. Con el control del pH se logra tambien una precipitación selectiva (se utiliza el concepto de producto de solubilidad K_s en función del pH).

Dispersores. - La separación de sulfuros se efectúa en un medio de limus o partículas muy finas (≈ 10 μ). Para minerales diferentes se debe tener un control de limus debido a que pueden flocular y causar pérdidas del mineral deseado. Algunos estudios han demostrado que se puede utilizar un modelo electrostático para la explicación del fenómeno. Como ejemplo la flotación del óxido de hierro (goetita), la caolinita y el cuarzo están finamente divididos a

un pH=5. La goetita bajo estas condiciones está positivamente cargada y atrae a las partículas de coarzo y caolinita produciendo la floculación. El carbón de bentonita puede inhibir la floculación. En general los dispersores son sustancias que cubren al mineral con una capa neutra o repelente electrostáticamente, protegiéndole así de la floculación.



Floculantes. - Su efecto es el contrario al de los dispersores.

Observación:

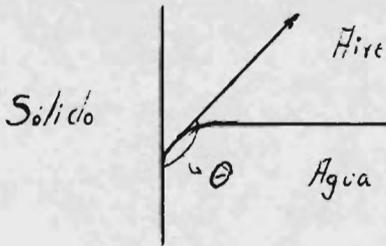


Fig. A

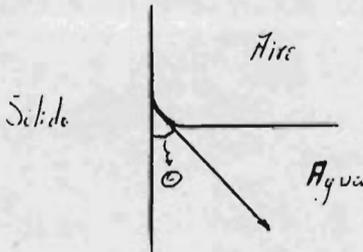


Fig. B

Figura: (a) el líquido no moja al sólido

Figura: (b) el líquido moja al sólido

El ángulo de contacto (-) se toma dentro del agua.

PROCESOS DE AMALGAMACION Y CIANURACION

Historia. - (Ref. No. 11) De entre los procesos o métodos de beneficio para la extracción del oro y de la plata de minerales, el de amalgamación, por su sencillez y el de cianuración, por su eficiencia, ocupan un lugar preponderante.

La breve exposición que se haga sobre la historia de ambos procesos, darán a conocer dos cosas principalmente: I. - Se conocerá su estado relativo de adelanto por la comparación que se haga de los métodos, en la época en que empezaron a usarse y en la época actual. II. - Al mismo tiempo se conocerá la rapidez de la evolución de ambos métodos.

5.3 AMALGAMACION

El proceso de amalgamación puede considerarse como el más antiguo de los métodos conocidos para el beneficio del oro y de la plata; su aplicación se remonta a la época de los egipcios y caldeos y quizás aún a épocas anteriores. La explicación de su antigüedad se tiene al observar la sencillez de su operación. Su fundamento desde el punto de vista químico no puede ser más simple, la propiedad que presenta el oro y la plata de unirse fácilmente con el mercurio para formar amalgamas. (Ref. No. 4 y 11).

La descomposición de esta amalgama en sus componentes por simple calentamiento a temperatura de volatilización del mercurio, viene con su sencillez a completar lo que sobre tal método se ha dicho.

En un principio el mercurio fué el único reactivo usado para la extracción de los valores, pero debido a los bajos porcentajes de recuperación así obtenidos, se trató de aumentarlo añadiendo reactivos que hiciesen los compuestos difícilmente amalgamables, dóciles a esta operación.

Resultado de estas investigaciones fue que en el año de 1557, tocará a México la gloria de presentar un método de beneficio, modificando a los anteriores, porque se adicionaban otros reactivos (sulfato de cobre, cloruro de sodio), además del mercurio. Este proceso se conoce con el nombre de "proceso patio de amalgamación".

Así pues del proceso de amalgamación directa, se pasó al proceso amalgamación indirecta y el primer paso fue dado con éxito por Fray Bartolomé Medina, en el tratamiento de los minerales auro-argentíferos de Pachuca.

Siguieron a esta innovación una gran serie de procedimientos, entre los cuales se pueden citar los llamados de Tina,

Franke-Tina, Panamalgamación, Kronke...

Todos ellos fueron aplicables, cada uno reunía sus características propias para un mineral determinado y de esta manera, se mejoró ligeramente el porcentaje de extracción, más no fue lo suficiente para subsanar las necesidades que se presentaban a medida que se agotaban los criaderos metalíferos de minerales ricos.

En consecuencia era necesario llevar aún más allá el mejoramiento de estos procedimientos, o buscar otros que reuniesen las condiciones de eficiencia y economía. Este proceso debía ser el de cianuración.

En el desarrollo del proceso de amalgamación, desempeña el papel principal el desenvolvimiento de los medios mecánicos, pues a medida que éstos iban perfeccionándose, las recuperaciones también iban aumentando.

Con la aceptación general que tuvo el proceso de cianuración en 1891, la importancia del de amalgamación pasó a ocupar un lugar secundario, usándose actualmente más que como proceso único, como proceso auxiliar al de cianuración.

Descripción del Proceso de Amalgamación.

En la actualidad la amalgamación puede constituir el úni-

co tratamiento dado al mineral (caso que llega a observarse en negocios de pequeña escala) o bien combinado con la cianuración, flotación y aun con los métodos de concentración por gravedad.

En general el único reactivo usado es el mercurio, bien sea en placas amalgamadas o barriles amalgamadores llegando el caso de usarse en molinos chilenos y aún en arrastras. A la fecha casi se ha eliminado el uso de mazos como órganos de molienda, en los cuales se ponía una cantidad conveniente de mercurio, que amalgama el oro en la caja misma de esos mazos.

El que sea el mercurio el único reactivo que se usa de preferencia, no quiere decir que de acuerdo con la naturaleza del mineral que se está tratando, haya necesidad de adicionar otros reactivos, como por ejemplo, la amalgama de sodio, la sosa, el sulfato de cobre y aún el cloruro de sodio. Cada uno de ellos desempeña funciones específicas que los hace adaptables a casos particulares.

De las máquinas que se han mencionado, las arrastras están formadas por un recipiente construido en forma de pozo y de dimensiones variables que lleva un eje vertical, al que a su vez estan fijos uno o dos brazos. De estos quedan suspendida grande

des piedras que por el contacto con el fondo de la arrastra, muelen y ayudan al contacto entre el mercurio y el oro, para formar la amalgama. Los molinos chilenos, muy poco usados en la actualidad, están basados en el mismo principio, sólo que perfeccionados mecánicamente.

Lo generalmente usado, aún en las plantas de pequeña escala son los barriles amalgamadores y las placas amalgamadas, que pueden usarse sólo o combinados.

Los barriles son recipientes cilíndricos de acero, semejantes a los molinos pero de un tamaño menor. Generalmente su capacidad oscila entre 2 y 5 toneladas; a éste se le agrega mercurio y se agita durante 2 horas, al final de este tiempo, se hace pasar la pulpa a tanques de asentamiento, donde se recoge el mercurio y la amalgama.

La amalgama se priva del exceso de mercurio, haciéndole pasar por un pedazo de tela y posteriormente se somete a una destilación para separar el mercurio del oro y de la plata.

Dada la pequeña cantidad de estas máquinas, se comprende que su aplicación principal está en la amalgamación de concentrados o minerales ricos, puesto que para amalgamar minerales "crudos" con leyes medias bajas, sería necesario un gran número

de barriles que harían incosteables la operación, desde todos los puntos de vista.

Placas. - Son láminas de cobre de forma rectangular; su tamaño varía, pero el más usado es el de 2 x 1.5 mts.; están sostenidas en marcos de madera. Se colocan ligeramente inclinada para que pueda correr por encima de éstas la pulpa del mineral tratado, y esa inclinación depende de la naturaleza del mineral tratado. Se comprende que las láminas se cubren previamente de una ligera capa de mercurio.

Siendo la amalgamación de las placas una operación de gran importancia, debe tenerse presente la forma en que ésta debe hacerse, ya que minerales que pudieran ser amalgamables por este procedimiento, no lo serían si las placas estuviesen mal amalgamadas.

Se ha dicho anteriormente que las placas son de lámina de cobre, sin embargo, aunque la afinidad del cobre para el mercurio es grande, no llega a ser prácticamente lo suficiente para que por la fricción producida por la pulpa al pasar sobre ellas, sea arrastrada la plata que pudiera amalgamarse.

Es por esto, que las placas de cobre se cubren con una delgada capa de plata, cuyo espesor aproximadamente es de 1 mm.,

la afinidad que presentan la plata y el mercurio, si es la suficiente para retener este último elemento durante la operación.

Para principiar la operación, se limpian las placas perfectamente, con una estopa empapada en una solución diluída de cianuro de potasio, añadiendo enseguida mercurio finamente dividido, para que sea más fácil extenderlo uniformemente en la superficie de las placas, por medio de estopa o algún otro aditamento semejante. Cuando la amalgama formada va a recogerse, debe tenerse cuidado de no maltratar las placas para lo cual se aconseja el uso de cepillos de hule endurecido.

La amalgama obtenida se somete a una destilación en retortas de fierro, dispuestos en hornos adecuados, evaporándose sólo el mercurio y quedando el oro y la plata metálicos.

Reacción: $n\text{Hg} + \text{Aux.} = \text{Aux Hgn}$

CIANURACION

A principios del siglo próximo pasado, se tiene la primera vaga noticia de la importante propiedad del cianuro de potasio para disolver los metales nobles: oro y plata, propiedad que fue usada más tarde por Elkington, para platear y dorar objetos por electro-deposición. (Ref. No. 11)

Años de intensa investigación fueron los de 1843-1857, en que se dieron a conocer por medio de revistas científicas, los estudios que llevaron a cabo Bragation y Napier, Elsner y Faraday, sobre las propiedades del cianuro de potasio. Fueron los que establecieron las bases teóricas que hasta ahora subsisten al importante proceso de cianuración.

Pero las primeras sugerencias que se hicieron para la aplicación de tales propiedades presentadas por el cianuro de potasio, para la disolución de los metales oro y plata de sus minerales, se debe a Wurtz (1886). El primero en aprovechar estas sugerencias fue J. H. Rae, patentando al año siguiente en los EE.UU. un método con el título de: "Método para tratar minerales argentíferos y auríferos", y que consistía en agitar el mineral quebrado, con una solución de cianuro, haciendo pasar simultáneamente una corriente eléctrica a través de la solución, para facilitar la disolución del oro y de la plata, y al mismo tiempo precipitar el disuelto en superficies catódicas de cobre.

El éxito obtenido por el proceso Rae, no fue el suficiente para establecerlo en todos los casos, aunque se cree sí haya sido aplicado en escala comercial.

Inmediatamente después de haber presentado Rae su pro-

cedimiento numerosas patentes fueron solicitadas para proteger mé todos en los cuales la única variante consistía en la ayuda que se prestaba al cianuro para aumentar su propiedad de disolución, pero de todas ninguna tuvo importancia.

W. Skey tuvo la originalidad de usar el cianuro de potasio en la amalgamación, añadiendo el cianuro junto con el mercurio, más esta práctica le reportó pérdidas, que explicó el mismo, diciendo que el oro y la plata cuando están disueltos, funcionan como elementos electropositivos con relación al mercurio, fierro y sulfuros, consecuencia de lo cual no eran precipitados por el primero de ellos. La adición del cianuro de potasio en la amalgama tuvo éxito cuando se hizo pasar la pulpa sobre placas de cobre, ya que este elemento es electro-positivo con relación a los metales nobles.

Una modificación hecha al método de Rae, fué la de J. W. Simpson usando carbonato de amonio, para ayudar a la disolución y como innovación más importante, el uso de placas de zinc, como medio precipitante, sugiriendo tratar éstas con ácido clorhídrico o sulfúrico, para la recuperación del oro y de la plata.

Aunque J. W. Simpson añadía el carbonato de amonio con la creencia de que desempeñaba el mismo papel que el de la corriente eléctrica, él mismo, más tarde se dió cuenta de su error.

Aunque el proceso de Simpson mejora el presentado por Rae, no parece que haya sido aplicado en escala comercial.

En el tiempo en que Simpson presentó su patente, habíase aumentado el interés de usar soluciones de cianuro en el tratamiento de minerales auro-argentíferos; varios metalurgistas entre ellos Endlich, Mulenberg, W. A. Dixon y L. Janing Jr., emitieron juicios sobre las probabilidades de éxito; siendo todavía numerosos los problemas que presentaba, estos juicios en parte fueron erróneos, así W. A. Dixon, aludiendo a una patente tomada en América para la extracción del oro de sus minerales, por medio del cianuro de potasio presenta un estudio a la Royal Society of New South Wales, donde expresa que debido al costo elevado de este reactivo y a su naturaleza inestable y venenosa, cree no dé buenos resultados en la práctica.

Pero a pesar de las críticas tan adversas y de las numerosas dificultades que aún presentaba la aplicación del proceso, una pequeña planta fue instalada en 1887 por Wanlis y Julian ingenieros consultores de la Johannesburg Pioneer Company, instaló una planta semejante, siguiendo en 1889 la Wemmer Gold Mining Company Witwatersrand.

La descripción que H. Forbes hace de esta planta es la siguiente: en tres barriles rotatorios, con una capacidad de 2 tonela

das de mineral, se añadía cianuro de potasio y álcali, siendo la presión del aire dentro de los barriles de 30-40 lbs. /pulg. El contenido se calentaba por medio de vapor. La práctica de dicho método demostró que la acción del cianuro de potasio sobre el oro y la plata, era mayor cuanto más pequeñas eran las partículas de mineral.

Después de la disolución del oro y de la plata, la pulpa se pasaba a recipientes cilíndricos de madera, cuyo fondo estaba cubierto con placas de cobre amalgamadas y con exceso de mercurio, el cual formaba el cátodo de una celda electrolítica. Un disco de fierro constituía el ánodo y al mismo tiempo servía como agitador, para mantener las partículas en suspensión y renovar continuamente la pulpa de las superficies catódicas de mercurio. Subiendo del fondo y perimetralmente había una faja de fierro de algunas pulgadas de ancho, la cual conectada al disco formaba el ánodo.

Después de agitar y hacer pasar la corriente eléctrica durante varias horas, se hacía pasar por placas de cobre amalgamadas; el mercurio y el cobre formaban el cátodo y el ánodo lo formaban placas de peróxido de plomo.

El mercurio de cátodo se transformaba en amalgama de sodio durante la operación y era removido y añadido a los barriles para ayudar a la precipitación.



La práctica de este método demostró que la superficie presentada por los electrodos era demasiado pequeña, para conseguir una precipitación completa y para compensar esto, en parte, era por lo que se hacía la agitación.

Las primeras experimentaciones que se hicieron con muestras de minerales auríferos se debieron a J.S. Mac Arthur, R.W. Forrest y W. Forrest, y habiendo sido los resultados de estas pruebas satisfactorias, sacaron una patente en la Gran Bretaña en 1887, siendo en EE.UU. más tarde utilizada dicha patente.

El método consistía en usar soluciones de cianuro y precipitar los valores puestos en solución, por medio de virutas de zinc. Ya el empleo del zinc como medio precipitante, había sido usado por Simpson, sólo que la usaba en forma de placas; también en la Gran Bretaña había sido sacada una patente por A.P. Price * (1884) para usar zinc en polvo con el mismo objeto, pero el definitivo uso del zinc como tal, fué hasta 1889, fecha en que se instaló la Planta de Robinson Gold Mining Company, para el tratamiento de minerales auríferos, por el método señalado por Mac Arthur Forrest, siendo a partir de esta fecha cuando se considera consumado el éxito del proceso de cianuración.

Sin duda que la adaptabilidad del proceso de cianuración,

no sólo se debe a Mac Arthur-Forrest, sino también a todos los que colaboraron con ellos, es decir, a sus colegas de la Cassel Gold Extracting Company de Glasgow y a los conocimientos y pericia del químico G. A. Darling, que fue el que verdaderamente llevó a la realidad las ideas presentadas por Mac Arthur y los Forrest.

A partir de esta fecha fueron estableciéndose plantas semejantes en diferentes países; el proceso se estudió más concienzudamente, dando entonces la importancia que se merecían a las experimentaciones de laboratorio, antes de aplicar cualquier método de beneficio.

En México también se instaló una planta para tratar los minerales de Pachuca, yendo ésta a la par con las últimas innovaciones de la citada operación.

Aunque el método de beneficio por cianuración vino a mejorar; por su eficiencia todos los métodos hasta entonces conocidos, de ninguna manera debe pensarse que vino a desalojar y hacer impracticable el de amalgamación. Bien cierto es, que el método de cianuración se aplica como método único dando buenos resultados, pero también es cierto que los resultados mejoran en algunos casos cuando se acompaña con el de amalgamación. De aquí que al querer aplicar un método de beneficio, deben hacerse

experimentaciones usando primero los métodos independientes uno del otro y después en combinación.

Descripción del Método de Cianuración.

El proceso de cianuración como actualmente se practica, puede clasificarse en dos sistemas: (Ref. No. 4 y 11)

I). - El relativamente antiguo, que consiste en moler el mineral hasta la finura necesaria para después agitarlo el tiempo conveniente en uno o más tanques agitadores (Dorr o Pachuca). La pulpa agitada, en la que se han disuelto los valores se filtra, para obtener solución rica y jales, que después de algunos lavados forma las colas o materiales sin valor. Este método fue el universalmente practicado hasta el advenimiento del sistema número dos; II). - Sistema de contracorriente, que tiene por característica principal el que se ha logrado en la mayoría de los casos eliminar el uso de filtros para las colas, y además de que en el movimiento de pulpa y solución, esta última se enriquece a medida que la primera se empobrece.

El oro y la plata son atacados por la solución química de cianuro usualmente con cantidades variables de oxígeno o aire que se hace indispensable para efectuar la reacción química. La cantidad de aire u oxígeno necesario para un mineral determinado, va-

rfa y depende no solo del tamaño de las partículas del mineral por disolver, sino también de la composición química del mineral. En la mayoría de los casos los valores de la mena y el tamaño de las partículas del mineral son los factores decisivos.

Cuatro esquemas se pueden presentar mostrando los adelantos en equipo y método:

Esquema número 1, muestra el sistema de decantación continúa en contracorriente, en el cual el mineral es primero reducido a un estado fino de división en el circuito molino clasificador. El derrame del clasificador es mandado a un tanque espesador o espesadores primarios.

Aquí la solución contiene una gran parte de los valores de oro y plata disueltos, la solución se derrama por la parte superior del tanque, de donde pasa a clasificadores y de aquí al sistema de precipitación Crowe, donde es obtenido el oro y la plata en forma de precipitados y mandados a hornos de reverbero.

La pulpa asentada en el primer espesador contiene los valores restantes y de él sale con la dilución apropiada para el tratamiento, siendo elevada por medio de una bomba de diafragma a tanques de agitación.

Los agitadores son usados, para disolver los valores res

tantes con introducción de aire y solución fresca de cianuro. El tiempo de tratamiento depende de los valores que aún permanecen en la pulpa.

De los agitadores la pulpa pasa a una serie de espesadores donde se diluye de acuerdo con el esquema adjunto.

Después de que la pulpa ha sido agitada, pasa al primer espesador secundario, donde la solución separada, se lleva a un tanque de almacenamiento o tanque de molino para alimentar a los molinos, o bien, si es bastante rica, pasa al sistema de precipitación.

La pulpa asentada en el fondo, es rastrillada al centro de descarga y bombeada al segundo espesador secundario, donde se mezcla con la solución que proviene del tercero de los tanques espesadores secundarios.

De esta manera la pulpa va pasando en una dirección, donde gradualmente se le va despejando de los valores, mientras que la solución es bombeada en dirección opuesta con incrementos graduales en los valores de oro y plata. Así pues, de un agua de lavado estéril, pasa a una solución suficientemente enriquecida para ser precipitada o mandada como alimento a los molinos.

Este sistema de decantación en contracorriente como se

muestra en el esquema número 1, es ideal para un gran número de menas, por su gran simplicidad. (Fig. 5.5)

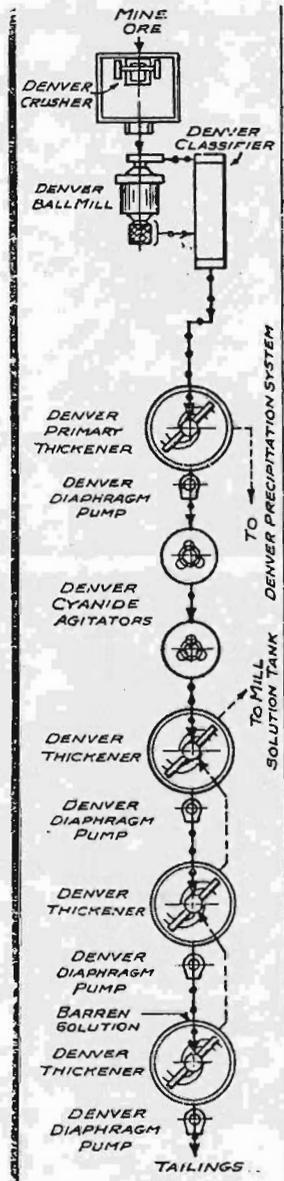


Fig. 5.5

Las ligeras variaciones que se introducen en otros esquemas se debe a la naturaleza de la mena y a las condiciones del lugar en que se establece la planta de beneficio; pongamos por caso la descripción que el mismo autor hace del esquema número 2.

Esquema número 2, es prácticamente la misma que la anterior, sólo que en lugar de los últimos espesadores secundarios, se usa un filtro rotatorio. La aplicación principal de este esquema es en regiones donde el agua es escasa y por consecuencia, es necesario aprovecharla tanto como sea posible. (Fig. 5.6)

Para completar todo el proceso de beneficio se añadirá un ligero estudio sobre la planta de precipitación, los Hornos de Fundición y la Planta de Apartado.

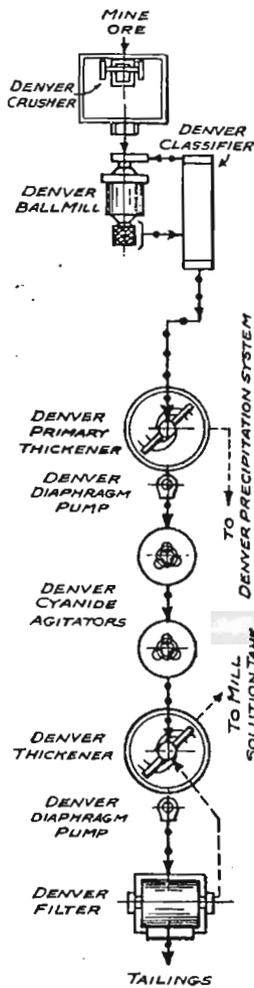


Fig. 5.6

PRECIPITACION

Es de gran importancia que la solución rica conteniendo los valores de oro y plata disueltos, esté completamente clara y libre de materia suspendida. Prácticamente es casi imposible obtener una solución en estas condiciones, pero ya sea por decantación o usando los diferentes tipos de filtros, se obtiene una solución suficientemente clara, para obtener muy buenos resultados.

Es por consecuencia aconsejable clarificar la solución antes de llegar a la precipitación, por medio de una filtración.

Para efectuar esta operación se usan prensas especiales de **diferentes tipos**, filtros de vacío y aún filtros de arena.

Es también importante la acción del oxígeno disuelto, en la precipitación y ha sido estudiado detenidamente por varios autores, demostrando H. A. White que el oxígeno contenido en la solución que entra a las cajas de precipitación, se elimina por la acción reductora del hidrógeno que se forma durante la reacción de precipitación, aumentando la velocidad de la reacción, a medida que la cantidad del oxígeno disminuye y también que la cantidad del oxígeno disuelto en la solución incrementa la formación de un precipitado blanco en el zinc que impiden su ulterior ataque.

Aún cuando podrían citarse diferentes formas de efectuar la recuperación de valores de la solución de cianuro, me concreto únicamente a describir el del uso del zinc, porque es el sistema que en la actualidad se emplea y que ha desplazado con ventaja al electrolítico, al del aluminio . . .

Empleando el zinc como medio de precipitación, puede hacerse en dos formas la operación:

1) En cajas de precipitación, que son hechas de madera o acero, divididas en 5 o 6 compartimentos, arregladas de tal manera que la solución pasa por una columna de zinc en cada compartimento y pasa a los siguientes en la misma forma. El fondo está construido por un marco de fierro con red de alambre de 1/4" colocado a una distancia del fondo de 6", para recoger el oro y la plata precipitados durante la operación. El zinc en estos tanques se usa en filamentos o virutas y se colocan encima del marco hasta unas pulgadas abajo de la parte superior del tanque.

La capacidad de las cajas de precipitación varía de acuerdo con la cantidad de solución y su contenido en valores, así como también con el método usado para empacar las virutas de zinc. El zinc de los primeros compartimentos se renueva frecuentemente, ya que son los primeros que se ponen en contacto con la solución rica en valores disueltos.

II) El otro sistema de precipitación es el señalado por Crowe. La solución saliente de los clarificadores pasa al sistema de vacío Crowe, donde se elimina el oxígeno pasando en seguida a conos de agitación, donde se alimenta el zinc en polvo "Merrillita", automáticamente, se agita y bombea a filtros prensa Merrill, donde como productos se obtienen los precipitados de oro y plata con impurezas y zinc que no reaccionó y una solución "Barren" o estéril.

Las ventajas que presente este sistema sobre el anterior, son:

1. - El zinc en polvo cuesta menos que en viruta;
2. - Se consume menos zinc por unidad de barras Doré, producidas que en el caso de virutas;
3. - Es más sencilla su operación, pues su funcionamiento es automático; y
4. - El tiempo de precipitación por este sistema se reduce considerablemente y su acción es prácticamente completa.

En la actualidad este último sistema ha sustituido casi completamente al anterior.

HORNOS DE FUNDICION

Son hornos de reverbero ordinarios donde se tratan los pre

cipitados con un fundente adecuado, que tiene como constituyentes: tetraborato de sodio (bórax glass), ceniza de sosa, bióxido de magnesio, vidrio de botella o sílice y escorias del producto de una fundición anterior.

Se ponen el precipitado y flujo en bolsas de papel número 8, constituyendo la carga de los hornos de reverbero, siendo su capacidad media de 1,500 onzas de precipitado.

El producto de esta operación son las barras Doré (o barras mixtas) que en forma de ánodos pasan a la planta de apartado.

PLANTA DE APARTADO

Es el proceso electrolítico para la refinación del oro y de la plata el que en la actualidad se emplea. Los ánodos están constituidos por las barras doré en tanto que los cátodos son láminas de plata pura.

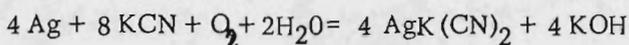
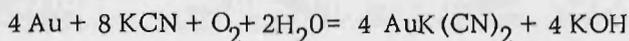
El equipo de la Planta de Apartado, está constituido por tanque electrolíticos, tanques para preparar la solución electrolítica de nitrato de plata, recipientes para lavar el lodo de oro; un pequeño tanque electrolítico para refirnar el oro; un horno para fundir la plata pura obtenida en los tanques electrolíticos y otro horno para fundir los ánodos gastados de Doré y formar otros nuevos.

El producto de esta planta, son barras de plata con una pureza de 99.9% y barras de oro con el mismo grado de pureza .

TEORIA DEL PROCEDIMIENTO

Todavía no se establecía con éxito el proceso de cianuración como método de beneficio para los minerales auríferos y argentíferos y ya en 1864 Elsner había establecido los principios y reacción fundamentales, señalando la presencia del oxígeno como elemento indispensable para la disolución del oro y la plata metálicos por las soluciones de cianuro de potasio.

La reacción de Elsner es la siguiente:



Más tarde J.S. Maclaurin comprobó la aseveración de Elsner con experiencias hechas con placas de oro puro y soluciones de cianuro, eliminando la presencia del oxígeno. Llegó a dos conclusiones:

1a. - El oxígeno es necesario para la disolución del oro en soluciones de cianuro de potasio.

2a. - La relación entre el oro y el oxígeno requerido para la disolución es de 196:8 que es dada por la reacción anterior.

W. Bettel ideó probar la acción de sustancias oxidantes, eliminando el oxígeno del aire comprobando que el oro era disuelto con mayor o menor rapidez. Las sustancias usadas fueron el ferri-cianuro, permanganato oxilita, agua oxigenada, cloro bromo ...

Las investigaciones llevadas a cabo por S.B. Christy, fueron una comprobación más a la teoría de Elsner; sin embargo, J.S. Mac Arthur negó lo dicho anteriormente y Julián H. Forbes, en experiencias hechas sobre minerales auríferos en presencia de pirita, expone:

a) Que el oro y la plata son disueltos en corta cantidad por la solución de cianuro de potasio, sin la adición de oxígeno o sustancia oxidante.

b) Para la disolución continua del oro y la plata, es necesaria la presencia del oxígeno o sustancia oxidante.

c) A la temperatura ordinaria, la presión atmosférica tiene una influencia indirecta en la constante de disolución de cianuro de potasio.

d) La temperatura tiene también acción independiente de la del oxígeno.

e) El valor del oxígeno absorbido por la solución es inde-

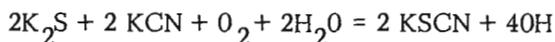
pendiente de la presión atmosférica y de la temperatura en menor extensión.

En la actualidad se dá toda la importancia a la reacción establecida por Elsner.

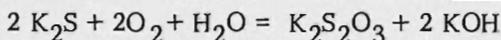
La plata se encuentra en la naturaleza generalmente en la forma de sulfuro (argentita) y reacciona con el cianuro de potasio en la forma que sigue:



El K_2S formado reacciona con el cianuro de potasio en presencia de oxígeno y agua, para formar sulfocianuro.



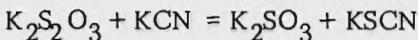
Puede también reaccionar el sulfuro de potasio sólo con el oxígeno y agua para formar el hiposulfito de potasio, según la reacción:



transformándose por oxidación posterior a sulfato:



o reacciona con el cianuro de potasio dando sulfito y sulfocianuro:



La argentita puede reaccionar también en la forma siguiente: $2\text{Ag}_2\text{S} + 8 \text{KCN} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{AgCNS.KCN} + 2\text{KAg}(\text{CN})_2 + 4 \text{KOH}$ que debe ser tomada en consideración (Mining and Scientific Press).

Cuando la plata se encuentra en forma de cloruro, el cianuro de potasio lo disuelve sin necesidad de la presencia del oxígeno, según la reacción: $\text{AgCl} + 2 \text{KCN} = \text{AgK}(\text{CN})_2 + \text{KCl}$

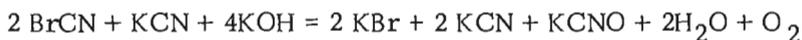
La reacción del sulfuro de plata con el cianuro de potasio, es una reacción reversible y su dirección depende de las proporciones relativas de cianuro libre, sulfuro soluble y el grado de su concentración. Berthelot que recientemente ha estudiado esta reacción encontró que en soluciones 0.1N alrededor de 100 moléculas de cianuro, son necesarias para balancear una molécula de sulfuro de potasio con el fin de mantener la plata en solución en vez de 8 moléculas, como la reacción parece indicar

AGENTES OXIDANTES

Dos causas principales no han permitido usar sustancias oxidantes en la cianuración:

- 1a. - Su elevado costo; y
- 2a. - La tendencia que tienen los oxidantes de transformar el CN en CNO.

El bromocianógeno (BrCN) sólo se usa para el tratamiento de telururos de oro.

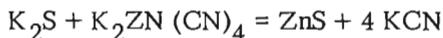


AGENTES REDUCTORES

Los agentes reductores entorpecen la disolución del oro y de la plata, los más comunes son: la materia orgánica, los ácidos sulfhídrico y sulfuroso y el sulfato ferroso que en soluciones alcalinas se transforma en hidróxido: $\text{Fe}(\text{OH})_2$

El K_2S resultante de la reacción entre el Ag_2S y el KCN, se ha visto en párrafos anteriores que reacciona con el KCN, formando KSCN, que algunos metalurgistas lo creen benéfico para ayudar la disolución, pero ocasiona un gran consumo de cianuro, siendo entonces más indispensable la presencia del oxígeno.

El K_2S reacciona también con el $\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$, regenerando el KCN y precipitando el ZnS, causa por la cual a veces se prefiere la presencia de cortas cantidades de K_2S .



Sin embargo se inserta a continuación una gráfica de H. M. Forbes (Cianiding Gold Ores), donde se da idea del efecto negativo del sulfuro de sodio (Na_2S) en soluciones de KCN al 0.75%, considerando un tiempo constante.

CONCENTRACION DE LA SOLUCION DE CIANURO

Maclaurin llevó a efecto interesantes experimentos, demostrando que la viscosidad de las soluciones de cianuro afectan la velocidad de disolución del oro y plata metálicos.

Numerosas experiencias han demostrado que soluciones de diferentes concentraciones tienen distinto poder de disolución para el oro y la plata.

EFECTOS DE LA TEMPERATURA

Las numerosas experiencias citadas por J. H. Forbes, prueban la acción que tiene la temperatura en la disolución de valores, y demuestran que a igualdad de tiempos, a medida que aumenta la temperatura, la cantidad de oro disuelto es mayor hasta llegar a la temperatura de 85° C., que corresponden al máximo de su disolución. A más alta temperatura hay un decrecimiento en la disolución, hasta llegar al punto de ebullición.

El costo que ocasiona llevar a efecto dicha operación en la práctica, con relación al poco aumento en la disolución, no la ha hecho aplicable.

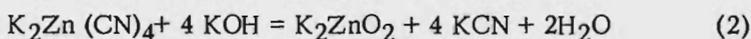
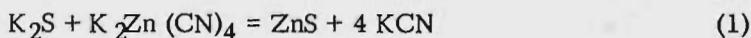
Influencia del tamaño y forma del oro metálico. - Experiencias hechas sobre láminas de oro de espesor definido y sobre esferas de

oro también, indican que la forma y espesor de ellas tienen influencia para su disolución rápida. Esta propiedad explica en parte el porqué a veces es recomendable utilizar el método de amalgamación como preliminar al de cianuración, pues los granos gruesos de oro presentes en la mena, tardarían un tiempo considerable en su disolución y serían recogidos en la amalgamación, pero hay que tener presente que estos granos son laminados durante la molienda, disminuyendo así el tiempo de su disolución.

PORDER DISOLVENTE DEL $K_2Zn(CN)_4$

El poder disolvente del $K_2Zn(CN)_4$ ha sido muy discutido y mientras Smart la afirma, Hamilton cree que este poder disolvente se debe a su descomposición en cianuro libre.

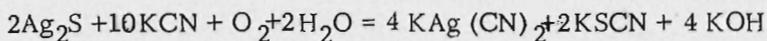
El $K_2Zn(CN)_4$ reacciona en presencia del K_2S , regenerando el KCN o bien con el KOH dando cincato de potasio y cianuro de potasio:



PERDIDAS DE CIANURO

Las pérdidas de cianuro debense a varias causas, entre las cuales se citarán las siguientes:

1) Por disolución. - Al reaccionar el Ag_2S con el KCN se pierde cianuro en la forma de KSCN, según la reacción:

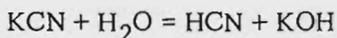


2) Por descomposición. - La acidez producida durante la operación transforma el KCN en HCN, que se desprende. El ácido carbónico reacciona en la forma siguiente con el KCN:

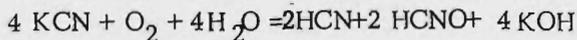


Como se ve en esta reacción los bicarbonatos no protegen al cianuro de la acción del CO_2 reacción por la cual en la valoración del álcali protector, se prefiere la fenoftaleína al anaranjado de metilo.

3) Pérdida por hidrólisis. - El KCN en presencia de agua se hidroliza, según la reacción:



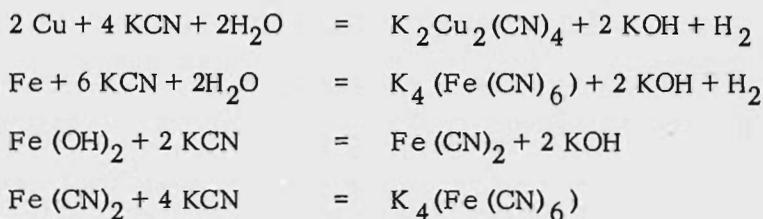
Y en presencia del oxígeno disuelto:



4) Los minerales auro-argentíferos generalmente van acompañados de otros elementos o compuestos que producen también una pérdida de cianuro. Principalmente se pueden citar el cobre y compuestos, fierro y compuestos, arsénico y compuestos y

antimonio, estos dos últimos de menor importancia que los primeros.

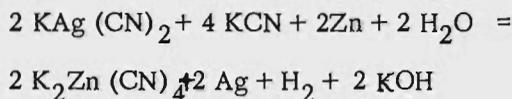
Las reacciones que a continuación se exponen, explican suficientemente el porqué cuando estos elementos existen en altos porcentajes, se hace a veces impracticable el método de cianuración.



TEORIA DE LA PRECIPITACION

La precipitación de los valores disueltos en la solución de cianuro puede hacerse en diferentes formas, la actualmente establecida como de mejores resultados es empleando el zinc, en virutas o en polvo.

La diferencia de potencial entre la plata, el oro y el zinc, explica la precipitación de valores por este reactivo:



CAPITULO VI

6.1 TECNICAS ANALITICAS PARA LA DETERMINACION DE ORO Y PLATA

ENSAYE DE ORO Y PLATA

Está basado en la propiedad que tiene el plomo al estado de fusión para servir como colector del oro y la plata y en la escorificación de los demás constituyentes del mineral, en la forma de una escoria vítrea de bajo peso específico. El plomo puede obtenerse por la adición de plomo metálico (ensaye por escorificación) o por la reducción de litargirio (ensaye por fusión) .(Ref. No. 7)

El plomo que ha colectado el oro y la plata se oxida en la copelación, para obtener en la copela un botón de oro y plata que en su caso llevaría también el platino, iridio, osmio y paladio que tuviera la muestra. El oro se aparta de la plata por disolución de ésta, en ácido nítrico diluido.

REACTIVOS COMUNMENTE USADOS

<u>Nombre</u>	<u>Fórmula</u>	<u>Propiedades</u>
Sflice	SiO_2	Flujo ácido
Vidrio	----	Flujo ácido
Borax Glass	$\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$	Flujo ácido
Ceniza de sosa	Na_2CO_3	Flujo básico y desulfurante
Litargirio	PbO	Flujo básico, desulfurante

<u>Nombre</u>	<u>Fórmula</u>	<u>Propiedades</u>
Nitrato de potasio	KNO_3	Oxidante, desulfurante
Harina	----	Reductor
Plomo	Pb	Colector
Fierro	Fe	Desulfurante y reductor

ENSAYE POR FUSION

Por naturaleza casi todos los minerales son infusibles por si mismos, necesitándose la adición de reactivos o fundentes para hacer una mezcla fácilmente fusible a la temperatura del horno (900 a 950°C.). Sin embargo, los reactivos varían de acuerdo con la composición de la muestra, básicos para minerales ácidos o sea los que tienen matriz silicosa y ácidos para los que tienen matriz básica compuesta por óxidos de fierro, manganeso, calcio, plomo zinc, cobre . . .

El reductor para obtener el plomo colector a partir de litargirio, se puede obtener del mismo mineral o adicionarlo como reactivo lo que dá lugar a clasificar los minerales en:

Tipo 1. - Minerales reductores, que contienen sulfuros, arseniuros, antimoniuros, telururos, materia carbonosa . . . , que reducen parcialmente al litargirio durante la fusión en el crisol.

Tipo 2. - Minerales oxidantes, que contienen óxido férrico

bióxido de manganeso . . . , que oxidan al plomo y a los reductores.

Tipo 3. - Minerales neutros que contienen sílice, óxidos y carbonatos.

Los minerales del tipo 1 se funden con reactivos oxidantes o desulfurantes y los del tipo 2 y 3 con reductores.

De la fusión de crisoles se obtienen:

- a) Botón de plomo cuyo peso debe ser de 20 a 25 gms. y
- b) Escoria que no debe atacar al crisol, ser fluida y cuando esté fría ser homogénea y separarse fácilmente del botón de plomo, sin contener glóbulos metálicos.

Para hacer la fusión, se pone en el crisol la mezcla de fundentes y sobre ella la muestra cuidadosamente pesada, se mezclan perfectamente y se cubren con bórax o una mezcla de ceniza de sosa y bórax, teniendo cuidado de que el crisol sólo quede lleno hasta $\frac{2}{3}$ de su altura. Se introducen los crisoles a la mufla procurando que el calentamiento no sea muy rápido y cuando ha cesado el ruido característico (de ebullición) se dejan los crisoles a fusión tranquila de 10 a 15 minutos.

Se saca el crisol de la mufla, se mueve y golpea ligeramente para asentar el plomo fundido y se vacía poco a poco en una payo-

nera caliente, se deja enfriar se separa la escoria del plomo y se martillea éste para formar un cubo.

En la práctica seguida por varios años, se ha encontrado conveniente preparar una mezcla básica de fundentes, que se utiliza para el ensaye por fusión de la mayor parte de los minerales y que se prepara como sigue:

Litargirio:	5 partes.....	60.16 %
Ceniza de sosa:	2 partes.....	24.24 %
Bórax-glass:	1 parte.....	12.12 %
Harina:	0.25 partes.....	3.03 %

Para pesadas de muestras de 5 a 10 gramos, se usan 60 gramos de la mezcla anterior. Para minerales de los tipos 2 y 3 (oxidantes y neutros) se emplea la mezcla básica, que en los 60 gramos empleados tiene 1.8 gramos de harina, cuyo poder reductor produce un botón de plomo de poco más de 20 gramos.

Para los minerales de tipo 1 (sulfurosos) que actúan como reductores se prepara la misma mezcla básica sin harina, ya que para obtener un botón de plomo con el peso indicado, debe disminuirse el reductor, eliminarse o mezclarse en lugar de harina, nitrato de potasio (1 a 5 gramos) que al actuar como oxidante, reduce la acción reductora de los sulfuros. Pueden también introducirse

a la carga del crisol, unos dos clavos de fierro de los llamados recortados, ya que el fierro se combina con el azufre y también disminuye el poder reductor del mineral.

La mezcla básica puede usarse también para minerales sulfurados, si se adiciona suficiente nitrato de potasio para contrarrestar el poder reductor de la harina que contiene y el propio del mineral.

ENSAYE POR ESCORIFICACION

Este método se emplea para minerales con altos contenidos de sulfuros, arseniuros o antimoniuros de metales básicos difíciles de oxidar, principalmente los de cobre, níquel y cobalto para productos metalúrgicos como cobres impuros, plomo de obra, matas de cobre y speiss.

Consiste en una fusión oxidante del mineral, usando como reactivos plomo granulado, bórax-glass y ocasionalmente sílice en polvo que ayuda a la escorificación de los óxidos de los metales básicos. Las cantidades de plomo granulado y de bórax-glass que se usen, dependen de la cantidad de metales básico presentes, sin embargo para cargas de 2.5 gramos de muestra, deben emplearse en general 40 gramos de plomo granulado y unos 2 gramos de bórax-glass.

De la escorificación se obtienen:

- a) Un botón de plomo cuyo peso debe ser de 20 a 25 gramos,
- b) Una escoria que debe ser homogénea y vítrea y que consiste de óxidos metálicos disueltos en un exceso de litargirio, con pequeñas cantidades de silicatos y boratos también disueltos.

La carga se prepara mezclando en el escorificador de 2.5 gramos de la muestra cuidadosamente pesada con 20 gramos de plomo granulado. La mezcla se cubre con otros 20 gramos de plomo granulado y éste a su vez con una capa de bórax-glass.

La mufla se calienta a unos 850 ó 900 °C. y se introducen los escorificadores preparados, procurando que queden en el centro de ella; se cierra la puerta y se deja que el plomo llegue totalmente al estado de fusión.

Se abre la puerta de la mufla para admitir aire que oxide al mineral y parcialmente al plomo. Si el mineral contiene sulfuros se ven flotando sobre el plomo fundido, pero su azufre se quema y los metales básicos se oxidan y escorifican. El oro y la plata sin oxidar son colectados por el plomo fundido.

Los sulfuros que flotan desaparecen poco a poco hasta que se descubre totalmente la superficie del plomo que se ve perfectamente tersa. A partir de este momento empieza la escorifica-

ción, cuando comienza la formación de un anillo de escoria pegado a las paredes del escorificador . Este anillo se va cerrando a medida que avanza la oxidación del plomo hasta cubrir completamente la superficie metálica y la escorificación ha terminado.

Se vuelve a cerrar la puerta de la mufla y se eleva la temperatura durante unos 5 minutos, para asegurar una escoria fluída y un vaciado limpio. Se sacan los escorificadores y se vacian en la payonera caliente, se deja enfriar y se tratan los botones de plomo de igual manera que en el ensaye por fusión.

COPELACION.

Tiene por objeto separar el oro y la plata del plomo que los colectó en la fusión o escorificación y consiste de una fusión oxidante en un vaso poroso (copela), transformando el plomo metálico en óxido, que en su mayor parte es absorbido por el mismo vaso y en menor cantidad volatiliza, quedando un botón de oro y plata cuando la oxidación a terminado.

Las copelas se hacen con ceniza de hueso molido a menos de 80 mallas o con cemento Portland. Estas últimas más económicas, se hacen humedeciendo el cemento hasta que la pasta tenga consistencia de "muñeca" o sea que apretada en la mano es suave, pero se quedan marcados los dedos. Con esta pasta se hacen las

copelas en moldes de mano o de pie sin que los golpes sean fuertes, con el objeto de que la copela no quede muy compacta.

Para copelar se introducen las copelas a la mufla y se cierra la puerta hasta que estén bien calientes. Se abre la puerta y con tenazas se colocan sobre ella los cubos de plomo y se cierra nuevamente la puerta. Los botones de plomo se funden y cubren con una espuma oscura que desaparece en unos dos minutos si las copelas están bien calientes y el plomo se hace brillante, lo que indica que se han descubierto las copelas o que el plomo empieza a oxidarse. Se vuelve a abrir la puerta para dar entrada al aire, la superficie del plomo se hace convexa y pasan de abajo pajitas de litargirio que indican que el botón se está moviendo, llamándose así por la apariencia que dan las pajitas de litargirio.

La temperatura de copelación es fundamental, pues si es alta hay pérdidas de plata por volatilización y si es baja no volatiliza todo el plomo y una pequeña parte de él queda con el botón de oro y plata. Los humos del plomo oxidado dan buena indicación de la temperatura de copelación, pues si ascienden rápidamente la temperatura es elevada y si por el contrario descienden, la temperatura es baja.

La temperatura adecuada (aproximadamente 850°C) hace

que los humos se desprendan lentamente y cristalicen en los bordes de la copela, dando un anillo de plumitas de litargirio alrededor del botón de oro y plata que queda al final de la copelación.

Hacia el final del proceso se cierra la puerta de la mufla para elevar la temperatura a unos 900 °C., y expulsar los últimos restos de plomo, se vuelve a abrir y se mueven lentamente las copelas a la puerta de la mufla para que el enfriamiento sea lento y al solidificarse el botón de oro y plata se produce el relámpago. Después de esto se sacan las copelas y se deja enfriar con la precaución, cuando los botones son grandes, de sacarlas muy lentamente o tapar las copelas con otras muy calientes, para evitar el galleo o chisporroteo que trae fuertes pérdidas.

Los botones se despegan de las copelas con pinzas para botones y se limpian con un cepillo de cerda dura, antes de pesarlos.

APARTADO

Para el apartado de oro y plata de los botones se usan crisoles de porcelana del número 0, que se llenan hasta sus tres cuartas partes de su altura con ácido nítrico Q.P. diluido con agua destilada, exenta de cloruros, en la proporción de 7:1 (7 de agua a 1 de ácido concentrado) y se calienta bien, pero sin llegar a la ebullición.

Los botones de oro y plata previamente pesados se colocan en los crisoles y se calientan hasta que cesa la disolución de la plata, con la precaución de que al final del ataque se decanta la solución y se adiciona ácido nítrico diluido 3:1 y se sigue calentando durante 15 minutos con el objeto de asegurarse de la disolución total de la plata, esto se hace especialmente cuando los contenidos de oro son altos.

Se decanta la solución y el oro se lava tres veces con agua destilada bien caliente, se vuelven a calentar los crisoles para secar y se calcina el oro, dejándolo enfriar para pesarlo.

El peso del oro restado del peso original del botón, dará el de la plata .

Los botones antes de ponerlos en los crisoles se martillean o laminan, si son muy grandes

Quando el contenido de plata en el botón que queda en la copela es 3 veces o menos, mayor que el de oro, el ácido nítrico no disuelve la plata y en ese caso es necesario adicionar o incuarter más plata hasta que tengamos unas 8 veces más plata que oro, lo que se hace copelando nuevamente o fundiendo la plata adicionada y el botón con el soplete de boca.

PRECIPITACION EN SOLUCIONES DE CIANURO DE ORO Y PLATA

Medir de 100 c. c. a 1000 c. c. de la solución en un vaso; si la solución es pobre en cianuro, agregar un poco de este reactivo. Agregar de 4 a 5 gramos de polvo de zinc, de 10 a 15 c. c. de solución saturada de acetato de plomo y unas gotas de ácido clorhídrico; agitar y calentar, sin llegar a la ebullición; añadir 20 c. c. de HCl y hervir durante 1 hora. Decantar la solución y recoger la esponja formada, lavandola cuidadosamente, reducir el tamaño de la esponja por presión con los dedos; secarla y envolverla en una lámina de Pb q. p. para copelarla.

6.2 ANALISIS DE ARSENICO

ANALISIS DE ARSENICO POR DESTILACION

Se pesan 0.5 g. de mineral (por triplicado), pasarlo a un matríz Erlenmeyer de 300 ml.; agregar de 2 a 5 g. de Na_2SO_4 anhidro, 10 ml. de ácido sulfúrico y la octava parte de un papel filtro de 9 cm. de diámetro. (Ref. No. 7)

Se calienta y evapora hasta desprendimiento de humos blancos; retirar el Erlenmeyer, agitando ligeramente con movimientos de rotación; colocarlo inclinado hasta el enfriamiento completo, quedando así formada una pasta.

Agregar 1 ml. de ácido fosfórico, volver a calentar durante cinco minutos; enfriar, dejando inclinado el matrás.

Se añade a la pasta formada, pedacera de vidrio que ayudará a que el calentamiento siguiente sea tranquilo. Tapar el matrás con un tapón de hule trihoradado, introduciendo en una perforación un embudo de separación, en la otra un tubo de vidrio conectado a un refrigerante y en la otra un termómetro.

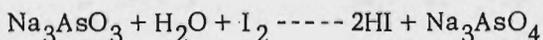
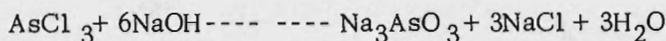
Al agregar 50 ml. de HCl y 25 ml. de agua, introducidos por el embudo de separación, se forma el AsCl_3 , que se destila al calentar el matrás a calor suave (124°C sin que pase de 130°C).

Se recibe el destilado en un matrás que contenga 50 ml. de una solución de amoníaco al 20% (Aparato de Knorr para destilación de Arsénico).

Neutralizar la solución destilada con NaOH, usando fenofaleina como indicador; sumergiendo previamente en hielo el matrás para evitar un calentamiento brusco; acidular con unas cuantas gotas de HCl, exactamente al vire; neutralizar con NaHCO_3 dejando un exceso de 2 a 3 g.

Enfriar y titular con solución valorada de yodo, usando como indicador interno, solución de almidón.

Las reacciones correspondientes a estas últimas operaciones, son las siguientes:



El NaHCO_3 neutraliza el HI libre a medida que se forma, conforme a la siguiente reacción:



NOTA. - En el momento de atacar la muestra se debe de eliminar todo lo posible el H_2SO_4 , ya que de lo contrario al destilar se elevaría el punto de ebullición del líquido, destilándose también el tricloruro de antimonio cuando la temperatura llega a 220°C .

El AsCl_3 destila a 130°C .

6.3 DIFRACCION DE RAYOS X

Cada átomo en un cristal tiene el potencial para dispersar un haz de rayos X incidente en él. La suma de todas las ondas dispersadas en el cristal, da por resultado el haz de rayos X, siendo en efecto difractado de cada plano de cristal permitido. Toda sustancia cristalina dispersa los rayos X en su propio patrón de difracción único, produciendo una "Huella" de su estructura atómica y molecular. La intensidad de cada reflexión forma la información básica requerida en el análisis de la estructura del cristal. Una

característica única de difracción de rayos X es la de que los componentes se identifican como compuestos específicos. (Ref. No. 2)

Debido a que átomos diferentes tienen diversos números de electrones, su dispersión relativa varía. Como consecuencia, la estructura del cristal determina la intensidad y posición del haz difractado. Aún cuando dos cristales tengan retículos idénticos, el tipo de átomos que lo forma puede ser diferente. Por lo tanto, cada especie de cristal difracta los rayos X en una forma característica diferente. La identificación de compuestos desconocidos a partir de sus diagramas de difracción de rayos X, constituye lo que probablemente sea la aplicación más amplia de los métodos de difracción.

Cuando no se tiene cristales únicos de tamaño suficiente, para preparar la muestra es mejor molerla a polvo fino (200-300 mallas) y se coloca en un cilindro de menor diámetro que el diámetro del haz incidente de rayos X.

Los resultados se alcanzan rápidamente y con una precisión mucho mayor cuando se utilizan difractómetros automáticos. Para muestras en polvo, la muestra se centrifuga en su propio plano y, al mismo tiempo, un contador gira al doble de la velocidad angular de la muestra. La intensidad del haz difractado se registra, ya sea continuamente en un diagrama en tira, o gradualmente

en un impresor digital.

Los contadores de centelleo y el proporcional, con sus montajes asociados, son muy superiores a los de película fotográfica en relación al número de reflexiones por día que pueden ser registradas. Es posible alcanzar precisiones de 1% o mejores.

Para la identificación de una muestra en polvo, su patrón de difracción se compara con diagramas de sustancias conocidas hasta que se obtiene el que es igual. Este método requiere que se tenga a mano una colección de tarjetas estándar. Alternativamente, los valores d calculados del diagrama de difracción de la sustancia desconocida, se comparan con los valores d , que se encuentran listados en simples tarjetas en el archivo de polvos en rayos X. Se tiene, junto con el archivo, un volumen de índice. El plan utilizado para catalogar las diferentes tarjetas clasificadas, consiste en listar las 3 reflexiones más intensas en la esquina izquierda superior de cada tarjeta. Las tarjetas se encuentran arregladas en una secuencia de valores d decrecientes de las reflexiones más intensas, basado en 100 para la reflexión más intensa observada.

Para utilizar el archivo con el fin de identificar una muestra conteniendo un componente, se busca primero en el índice el valor d para la línea más oscura del desconocido. Como probable-

mente exista más de un asiento conteniendo el primer valor d , los valores de las siguientes 2 líneas más oscuras (o picos) son así igualados contra los valores listados. Finalmente las diversas tarjetas involucradas son comparadas. Una comparación correcta requiere que todas las líneas en la tarjeta y en la película (o gráfica) concuerden.

Si el desconocido contiene una mezcla, cada componente debe identificarse individualmente. Esto se hace tratando la lista de valores d como si perteneciera a un sólo componente. Después de haber obtenido una comparación adecuada para un componente to das las líneas del componente identificado se omiten en las siguientes consideraciones. Las intensidades de las líneas restantes se re tabulan, fijando la intensidad más fuerte (o el pico más alto) igual a 100 y repitiendo el procedimiento completo.

6.4 ESPECTROGRAFIA DE EMISION

El espectrógrafo como una herramienta analítica, ha tenido un largo período de desarrollo desde el descubrimiento de que el espectro de las flamas coloreadas de las sales metálicas eran características de los metales. Los espectrógrafos registradores automáticos modernos son capaces de dar el porcentaje de un número de elementos directamente en discos y en sólo unos cuantos minutos.

Cualitativamente, el espectrógrafo es capaz de detectar 0.001%, o menos, de la mayoría de los iones metálicos y de ciertos no metales, como el Ca, Mg, Pb, Hg y B, en una muestra de sólo unos cuantos miligramos. Cuantitativamente, la determinación de estos elementos también se lleva a cabo rápidamente. Un espectroscopista, por lo general es capaz de analizar tantas muestras diferentes de un mismo tipo de material, como cinco o más hombres, por procedimientos húmedos rutinarios. Como consecuencia, el espectrógrafo a reemplazado, en gran parte a los viejos procedimientos analíticos húmedos para determinaciones de rutina de componentes menores de los aceros, aleaciones metálicas, etc. (Refs. Nos. 2 y 3)

Hay tres clases de espectros de emisión; espectros continuos, espectros de banda y espectros de línea.

Los espectros continuos son emitidos por sólidos incandescentes y estan caracterizados por la ausencia de cualquier tipo de líneas francamente definidas. Los espectros de banda se originan por moléculas excitadas. Los espectros lineales consisten de líneas definidas, por lo general amplia y en apariencia irregularmente espaciadas. Este tipo de espectro es característico de átomos o iones que han sido excitados y estan emitiendo su energía (extra) bajo la forma de luz, de longitudes de onda definidas.

La intensidad de una línea espectral depende principalmente de la probabilidad de la energía de "salto" requerida o de estar se llevando a cabo la transición. La autoabsorción es originada por la reabsorción de energía por los iones gaseosos fríos en las regiones externas de la fuente. Cuando se emplean fuentes de alta energía, los átomos pueden ionizarse por la pérdida de uno o más electrones. El espectro de un ión ionizado es completamente diferente de aquel de un átomo neutral; de hecho, el espectro de un solo ion ionizado tendrá un gran parecido a aquel del átomo neutral de número atómico inmediato inferior.

El método de excitación que se utilizó fue el de arco c-d, las condiciones de excitación fueron: voltaje: 235 volts, resistencia 20 Ω , región 2200-4500, inductancia 360 mH, capacitancia 62 mF, distancia Focal 1.5 mts. El arco es producido a una distancia de 3 mm. Para resultados reproducibles, deben ser cuidadosamente controlados la separación de los electrodos, el potencial y la corriente. Todo el conjunto debe estar cuidadosamente cubierto para proteger al operador de los peligrosos voltajes altos.

La muestra generalmente se coloca en un pequeño cráter en un electrodo de carbón o grafito. En tales casos, el electrodo superior es otro electrodo de carbón o grafito raspado hasta ob-

tenerse una punta aguda por medio de un sacapuntas o con una herramienta de raspado especial. Se ha ideado una variedad de formas preformadas del electrodo con el objeto de estabilizar el arco o de aumentar su temperatura.

Se pueden producir arcos más estables, si la muestra se mezcla con grafito puro en polvo los electrodos metálicos tienen algunas ventajas sobre los electrodos de grafito, pero desde luego las líneas del electrodo de metal aparecerán en el espectro. Estas pueden servir como un espectro de referencia, en este caso se usó un electrodo de Fe (clavo) como referencia.

El electrodo inferior, generalmente, hace el papel de electrodo positivo. Se inicia el arco haciendo que se toquen los dos electrodos y luego separándolos.

Los elementos presentes en una muestra pueden determinarse (cualitativamente) comparando el espectro del desconocido con el de las muestras puras de los elementos, o bien midiendo las longitudes de onda de las líneas y revisando los elementos correspondientes en las tablas. Si sólo se están buscando ciertos elementos, el espectro de éstos se puede tomar en una película junto con el espectro del desconocido. Entonces es fácil comparar las líneas de las muestras conocidas con las líneas del desco-

nocido. Por regla general, se considera suficiente prueba que un elemento esté presente en un desconocido, si 3 o más líneas sensibles del elemento en cuestión pueden identificarse definitivamente en el espectro de la muestra.

6.5 METODO DE CAMPO PARA DETERMINACION DE Ag.

Los minerales que contienen plata en cantidad producen un glóbulo metálicos al reducirlos . (Ref. No. 7)

PROCEDIMIENTO. - Sobre una barra de carbón que tenga una pequeña concavidad, se coloca una mezcla de mineral molido con aproximadamente 3 volúmenes de carbonato de sodio y se funde con soplete de boca el glóbulo metálico obtenido se disuelve en ácido nítrico y al ponerle unos granitos de sal común (NaCl) se forma un precipitado blanco que indica plata en la muestra.

CAPITULO VII

7.1 CARACTERIZACION DE LA MUESTRA PARA ESTUDIO METALURGICO.

La muestra está constituida por fragmentos hornfels cuarzo feldespático mineralizado que contiene además abundante sericita y clorita. La mineralización que se observa corresponde a vetillas de cuarzo y arsenopirita. El mineral presenta huellas de lixiviación y limonita abundante.

En el difractograma obtenido de esta muestra (Gráfica 7.1) se identificaron las especies mineralógicas que se anotan en el cuadro No. 7.1 (Ref. No. 2)

PROPORCION ESTIMADA	ESPECIES MINERALES
Mayor	cuarso y mica
Mediana	caolín
Menor	basanita, alunita, clorita, montmorillonita y calcita
Pequeña	hematita, pirita y molita

CUADRO 7.1

Otras especies observables macroscopicamente son la li-

monita, arsenopirita, galena alterada, anfibola y magnetita.

Los resultados del análisis cualitativo espectrográfico y del análisis químico cualitativo complementario se dan en los cuadros Nos. 7.2 y 7.3 (Ref. No. 3)

PROPORCION ESTIMADA	ELEMENTOS
más de 10%	Si
de 1 a 10%	Fe, As, Al, Mg, K.
de 0.1 a 1%	Ca, Ba, Mn, Ti, Na, Pb, Cd
de 0.01 a 0.1%	Cr, Cu, V
menos de 0.01%	Sr, Ag.

CUADRO 7.2

PROPORCION ESTIMADA	ANIONES
más de 10%	-----
de 1 a 10%	-----
de 0.1 a 1%	S ²⁻ , CO ₃ ²⁻
menos de 0.1%	PO ₃ ⁼

CUADRO 7.3

Los valores y elementos que se consideraron importantes para el estudio metalurgico se analizaron cuantitativamente y se re

portan a continuación (Cuadro No. 7.4)

ELEMENTO	PROPORCION
plata	20 g/Ton
oro	6.5 g/Ton
arsénico	2.96%

CUADRO 7.4

Para saber el grado de liberación de los valores se procedió primeramente con una tentadura al mineral a -28 mallas, sin ningún resultado positivo. Posteriormente se observó el mineral a -200 mallas en el microscopio metalográfico, siendo también negativo. Como siguiente paso se procedió a moler el mineral a -48 mallas haciendosele un análisis de cribas y mandándose a ensayar los productos. El balance metalúrgico se dá en el cuadro No. 7.5

COMISION DE FOSFATO MINERO
UNIDAD TECNOMINERALOGICA

GRAFICA DE DIFRACCION DE RAYOS X

Muestra: 176-X (4415-Q/11) fecha: 23-X-79

Tubo: CU KV: 40 mA: 20 Filtro: HONOL

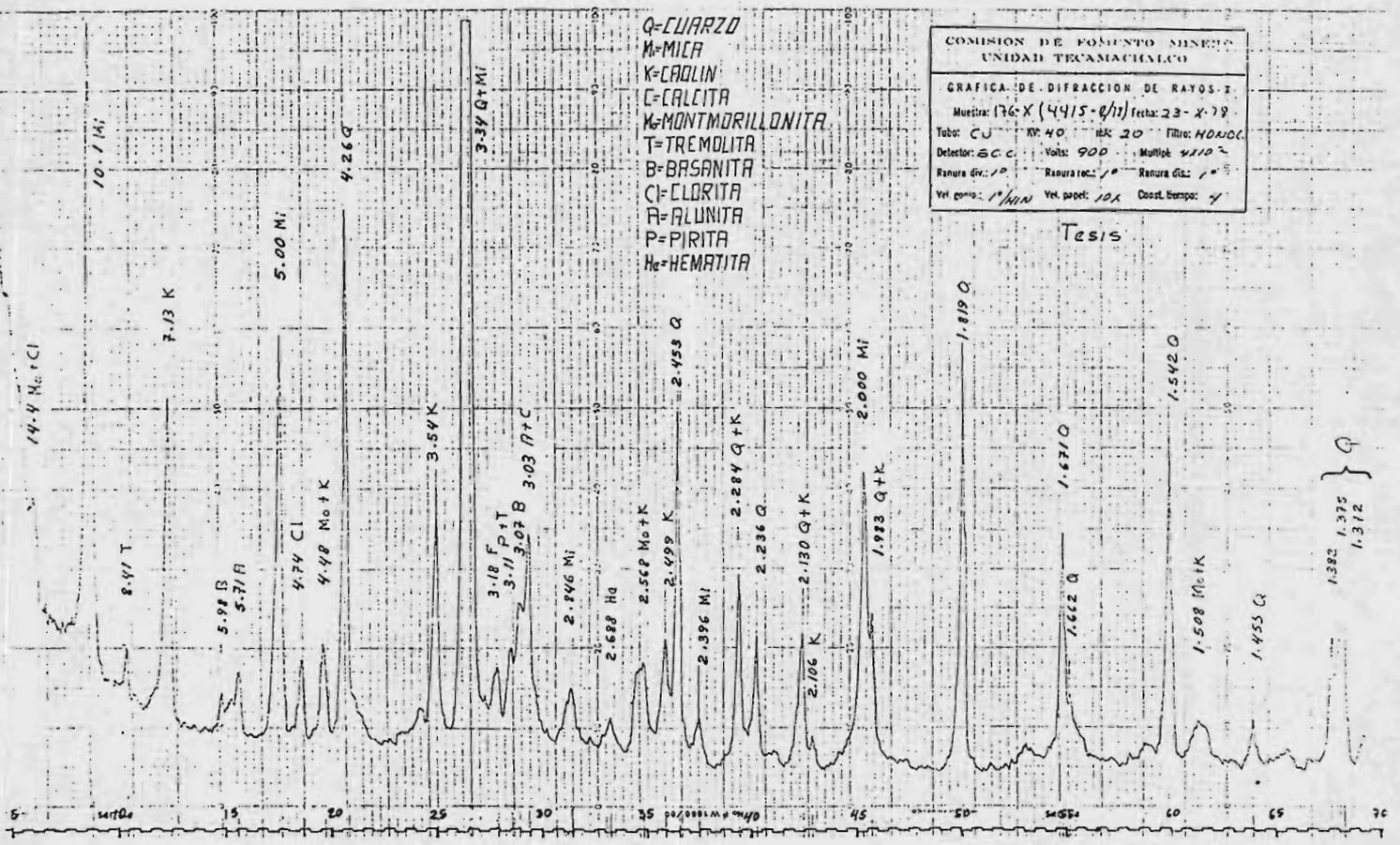
Detector: S.C.C. Volt: 900 Multiph: 4110

Ranura dif.: 1° Ranura rec.: 1°

Vel. goni.: 1°/MIN Vel. papel: 10X Const. tiempo: 4

Tesis

Q=CUARZO
M=MICA
K=KAOLIN
C=CALCITA
Mt=MONTMORILLONITA
T=TREMOLITA
B=BRASANITA
Cl=CLORITA
A=ALUNITA
P=PIRITA
H=HEMATITA



CUADRO 7.5

PRODUCTO (mallas)	PESO gr	‰ peso	LEY g / Ton		CONTENIDOS		DISTRIBUCION ‰	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
- 48 + 65	236	19.7	5.75	16.25	113.3	320.1	17.6	18.6
- 65 + 100	254	21.2	6.25	12.75	132.5	270.3	20.6	15.7
- 100 + 150	104	8.6	7.75	19.5	66.7	167.7	10.4	9.8
- 150 + 200	136	11.3	5.75	18.25	64.9	206.2	10.1	12.0
- 200	470	39.2	6.75	19.25	264.6	754.6	41.2	43.9
T O T A L:	1200	100.0			642.0	1718.0	100.0	100.0

La única información que se obtiene de este cuadro es que la mayor distribución está en el producto a -200 mallas y que el oro en caso de estar libre es en grano muy fino.

7.2 SINTESIS DE PREPARACION DE LA MUESTRA PARA EL ESTUDIO

El mineral recibido para efectuar las pruebas de laboratorio tenía un tamaño de + 4.5". Previa separación del apartado para índice de trabajo (Wi) trituración que quedó igual, se procedió a quebrarlo para tenerlo en un tamaño más adecuado para su empleo, quedando en 1/2". En este tamaño la muestra fue homogeneizada y cuarteada para obtener de ella un producto representativo que se utilizó en toda la experimentación; quedando distribuida de la siguiente forma:

- Apartado para cabeza
- Apartado para determinar índice de trabajo (Wi) de molienda
- Apartado para mesa Wilfley
- Apartado para flotación
- Apartado para lixiviación
- Excedente

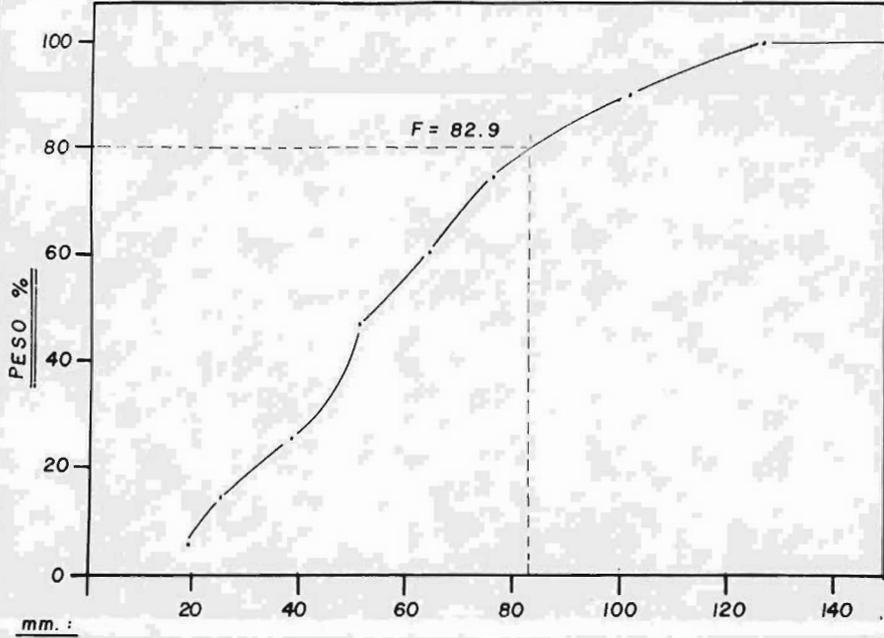
Las pruebas de trituración se realizaron por el método directo en quebradora de quijada de 4" x 6" con motor de 3.0 HP. que transmite al volante de la misma una velocidad de 275 R.P.M. y acusa en vacío demanda de energía de 1.8 Kw. El análisis de cribas del material a triturar sin haberle eliminado el producto a

- 1/2" se da en la tabla No. 7.1. La alimentación y descarga de la quebradora se da en las tablas Nos. 7.2 y 7.3 y los valores (F) y (P) se determinaron mediante las gráficas Nos. 7.2 y 7.3 (Ref. No. 5)

En el cuadro No. 7.6 se anotan los resultados de las pruebas de trituración.

CUADRO 7.6

CONCEPTO	DATO
Alimentación	- 5 $\frac{1}{2}$ "
Valor (F) en micras	82 900
Descarga	- 1"
Valor (P) en micras	17 100
R/T = F/P, relación de trituración	4.85
Capacidad de quebradora 4"x6" (T/h)	0.87
(Wi) índice de trabajo (Kwh/t)	14.68

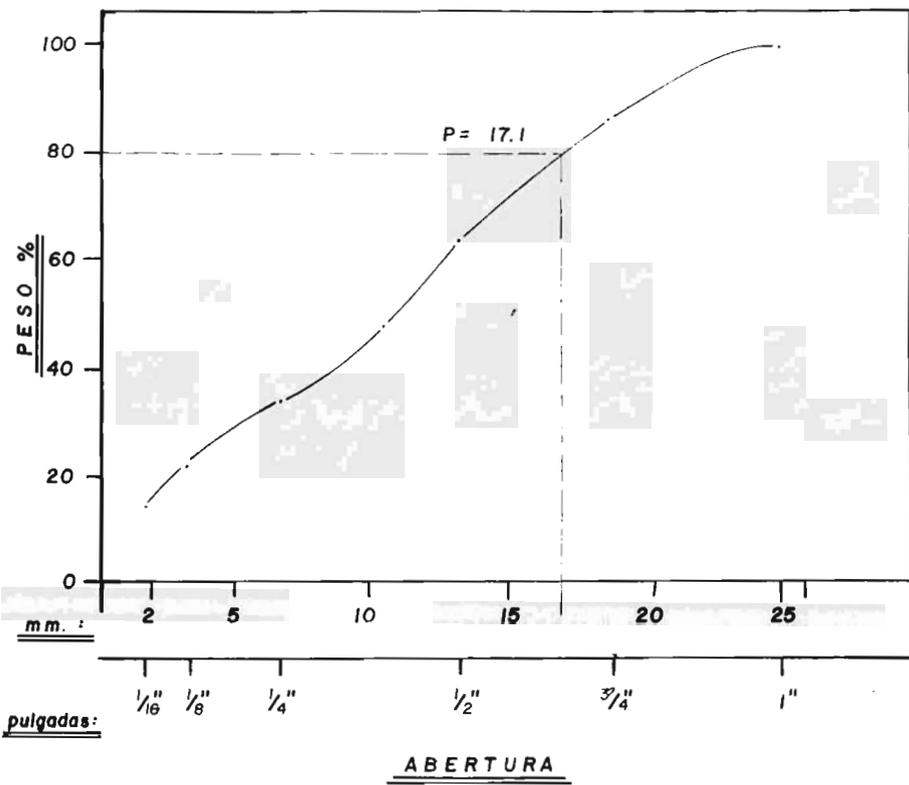


mm. :

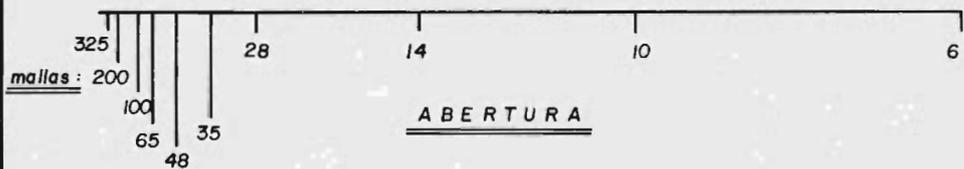
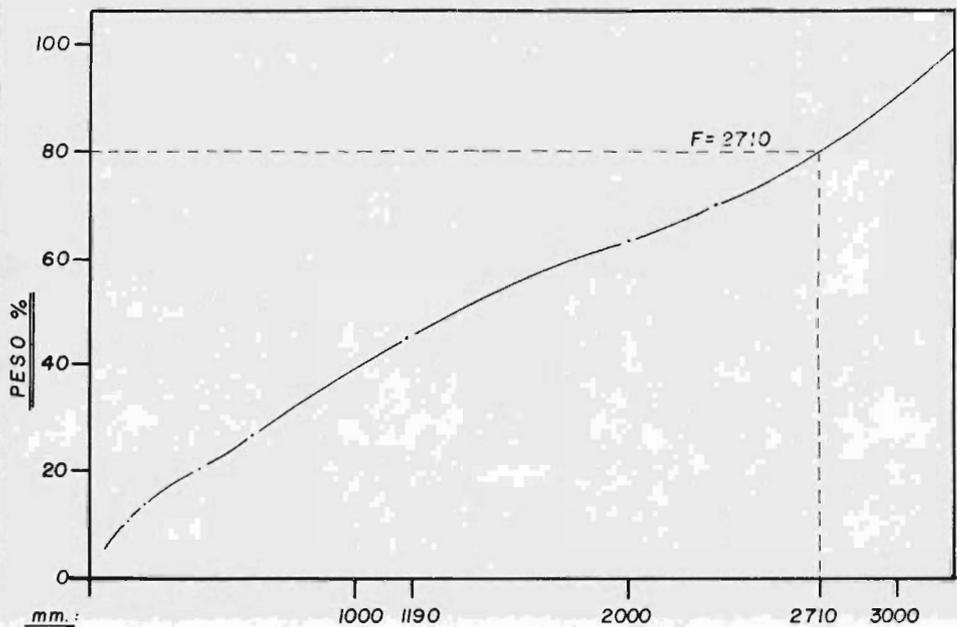
pulgadas :

ABERTURA

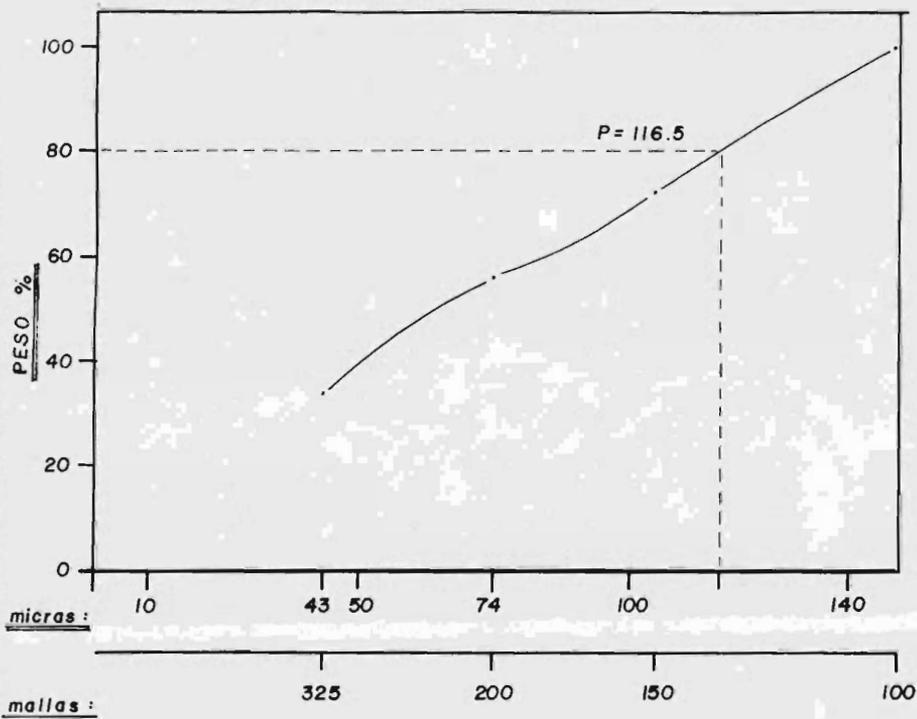
ALIMENTACION



DESCARGA

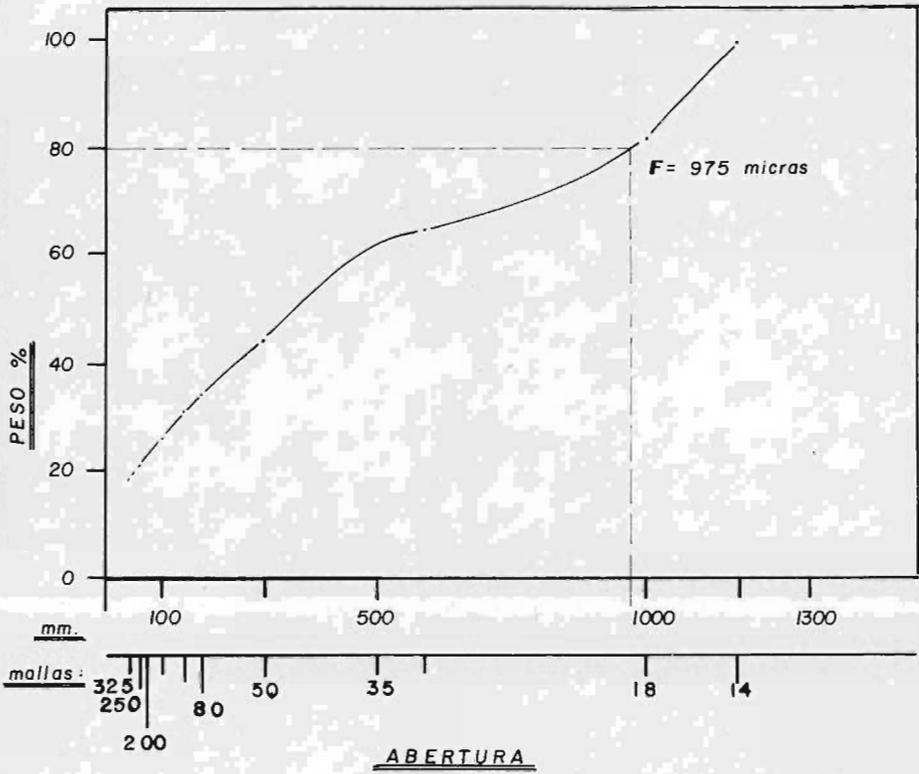


ALIMENTACION 100% a
- 6 mallas



ABERTURA

DESCARGA 100% a
-100 mallas.



ALIMENTACION 100 % a
 - 14 mallas.

El estudio de molienda se proyectó a -100 mallas por considerarse también la molienda más adecuada en base a la recuperación obtenida en el proceso de lixiviación. Para calcular la demanda de energía en molienda se empleó la técnica Bond, determinando el valor (W_i) de -6 a -100 mallas en un molino de laboratorio de 8" x 8". Los resultados de la prueba de molienda se dan en el cuadro No. 7.7; la alimentación y descarga de molino se da en las tablas No. 7.4 y 7.5; y los valores de F y P se obtuvieron en las gráficas No. 7.4 y 7.5.

Los resultados del molino industrial necesario así como sus constantes de trabajo para moler 200 T/24 Hrs. de mineral de - 1/2" a 100% -100 mallas determinadas a partir de molienda directa se dan en los cuadros No. 7.8 y 7.9. La alimentación y descarga del molino de laboratorio se dan en las tablas 7.6 y 7.7 y los valores de F y P se determinaron a partir de las gráficas 7.6 y 7.7 (Ref. No. 5)

CUADRO 7.7

CONCEPTO	DATO
Alimentación (mallas)	±6
Valor F (micras)	2710
Descarga (mallas)	-100
Valor P (micras)	116.5
Indice de moliendabilidad (g/rev)	1.68
Carga circulante (%)	252.0
Valor Wi (Kwh/T)	14.46
Valor W (Kwh/T)	11.91

CUADRO 7.8

CONCEPTO	DATOS
Diámetro (ft)	8 o 6
Longitud (ft)	5 o 10
Volúmen (ft ³)	251 o 283
(m ³)	7.1 o 8.0
Motor (H. P.)	200 o 200
Demanda KW	163 o 184
Consumo KWH/T	19 o 22.0

CUADRO 7.9

CONSTANTE	DATO
Vel. Crítica (RPM)	27.1 ó 31.3
Vel. de trabajo (RPM)	20.3 ó 23.5
Carga de bolas (Fe) en T	12.0 ó 13.0
Carga de bolas (Guijarros) en T	4.0 ó 4.5

CUADRO 7.10

CONCEPTO	M E T O D O	
	Rittinger	Fred C. Bond
Valor W (KWH/T)	22.0	11.9
Molino seleccionado	6x10	6x10
Motor (H. P.)	200	150.0
Demanda (KW)	184	100.0
Determinado por	tiempo de molienda	indice de trabajo (Wi)

En este cuadro se dan datos del molino industrial necesario a partir de los datos de molienda Bond, comparado con el método de molienda directa.

MINERAL POR TRITURAR

PRODUCTO	TAMAÑO EN mm.	PESO %
- 4"	∕ 101.6	7.9
- 4" ∕ 3"	∕ 76.2	12.8
- 3" ∕ 2 1/2"	∕ 63.5	12.0
- 2 1/2" ∕ 2"	∕ 50.8	11.3
- 2" ∕ 1 1/2"	∕ 38.1	17.7
- 1 1/2" ∕ 1"	∕ 25.4	8.9
- 1" ∕ 3/4"	∕ 18.85	6.8
- 3/4 ∕ 1/2"	∕ 13.33	5.7
- 1/2 ∕ 1/4"	∕ 6.68	8.7
- 1/4 ∕ 1/8"	∕ 3.36	3.2
- 1/8 ∕ 10M	∕ 1.651	2.0
- 10M	- 1.651	2.8
		100.00

TABLA 7.1

ALIMENTACION

PRODUCTO	TAMAÑO EN mm.	PESO %
- 5" + 4"		9.5
- 4" + 3"		15.4
- 3" + 2 1/2"		14.5
- 2 1/2" + 2"		13.6
- 2" + 1 1/2"		21.3
- 1 1/2" + 1"		10.7
- 1" + 3/4"		8.2
- 3/4" + 1/2"		6.8
		100.00
- 5"	- 127.0	100.0
- 4"	- 101.6	90.5
- 3"	- 76.2	75.1
- 2 1/2"	- 63.5	60.6
- 2"	- 50.8	47.0
- 1 1/2"	- 38.1	25.7
- 1"	- 25.4	15.0
- 3/4"	- 18.85	6.8
(F) =	82.9	

TABLA 7.2

DESCARGA

PRODUCTO	TAMAÑO EN mm.	PESO %
- 1" + 3/4"		13.6
- 3/4" + 1/2"		23.1
- 1/2" + 1/4"		29.5
- 1/4" + 1/8"		12.5
- 1/8" + 10 M		7.5
- 10 M		13.8
		100.0
- 1"	- 25.4	100.0
- 3/4"	- 18.85	86.4
- 1/2"	- 13.33	63.3
- 1/4"	- 6.68	33.8
- 1/8"	- 3.36	21.3
- 10 M	- 1.651	13.8
(P) =	17.1	

TABLA 7.3

ALIMENTACION - 6#

PRODUCTO	TAMAÑO EN mm.	PESO %
- 6 + 10		36.40
- 10 + 14		18.69
- 14 + 28		19.82
- 28 + 35		4.21
- 35 + 48		4.00
- 48 + 65		3.20
- 65 + 100		2.70
- 100 + 200		3.35
- 200 + 325		3.40
- 325		4.23
		100.00
- 6	- 3360	100.00
- 10	- 2000	63.60
- 14	- 1190	44.91
- 28	- 589	25.09
- 35	- 417	20.88
- 48	- 295	16.88
- 65	- 208	13.68
- 100	- 149	10.98
- 200	- 74	7.63
- 325	- 43	4.23
(F) = 2710	MICRAS	

TABLA 7.4

DESCARGA - 100#

PRODUCTO	TAMAÑO EN mm.	PESO %
- 100 + 150		28.0
- 150 + 200		16.0
- 200 + 325		22.0
- 325		34.0
		100.0
- 100	- 140	100.0
- 150	- 104	72.0
- 200	- 74	56.0
- 325	- 43	34.0
(P) + 116.5	MICRAS	

TABLA 7.5

ALIMENTACION A - 14 MALLAS

PRODUCTO	TAMANO EN MICRAS	PESO %
- 14 + 18		8.11
- 18 + 28		27.40
- 28 + 35		2.27
- 35 + 50		18.65
- 50 + 80		10.20
- 80 + 100		3.11
-100 + 150		4.99
-150 + 200		3.60
-200 + 250		1.61
-250 + 325		1.99
-325		18.07
		100.00
- 14	- 1 168.0	100.0
- 18	- 1 000.0	91.9
- 28	- 589.0	64.5
- 35	- 500.0	62.2
- 50	- 297.0	43.6
- 80	- 177.0	33.4
-100	- 150.0	30.3
-150	- 105.0	25.3
-200	- 74.0	21.7
-250	- 62.5	20.1
-325	- 44.0	18.1

(F)

TABLA 7.6

DESCARGA A - 60 MALLAS

PRODUCTO	TAMAÑO EN MICRAS	PESO %
- 60 + 100		1.6
- 100 + 150		5.26
- 150 + 200		8.55
- 200 + 250		7.86
- 250 + 325		9.21
- 325		67.52
		100.00
- 60	250.0	100.0
- 100	150.0	98.4
- 150	105.0	93.1
- 200	74.0	84.6
- 250	62.5	76.7
- 325	44.0	67.5

(P)

TABLA 7.7

7.3 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE MESA WILFLEY

Para efecto del estudio metalúrgico se consideró como más conveniente principiar con las pruebas Mesa Wilfley. El equipo utilizado fué una mesa Wilfley de laboratorio marca Denver con alimentador vibratorio y accesorios para alimentación de pulpas. Las pruebas se dividieron en cuatro series; tres de las cuales tienen como diferencia primordial la ley de las cabezas y el lugar del terrero donde fueron tomadas.

La síntesis de estas pruebas se dá a continuación:

Serie A. Esta serie consistió de 6 pruebas con mineral de mano tomado a lo largo del terrero y mezclado.

PRUEBA	VARIABLE: MOLIENDA
1	- 18
2	- 28
3	- 35
4	- 48
5	- 65
6	- 100

PRUEBA	PRODUCTO	PESO%	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	41.4	7.65	25	52.5	64.1
	Colas	50.9	4.68	7	39.3	22.1
	Lamas	7.7	6.75	29	8.5	13.8
	<u>Ley calculada: Au= 6.06; Ag = 16.1</u>			100.0	100.0	

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
2	Concentrado	44.9	9.31	30	66.8	72.4
	Colas	43.2	2.87	5	19.8	11.6
	Lamas	11.9	7.06	25	13.4	16.0
	<u>Ley calculada: Au= 6.26; Ag= 18.6</u>				100.0	100.0
3	Concentrado	17.93	19.33	66.7	45.6	48.0
	Colas	67.19	4.87	14.1	43.1	38.0
	Lamas	14.88	5.75	24.3	11.3	14.0
	<u>Ley calculada: Au= 7.6; Ag= 15.1</u>				100.0	100.0
4	Concentrado	21.50	20.0	84.0	60.8	69.0
	Colas	58.72	2.87	10.1	23.8	23.0
	Lamas	19.78	5.5	11.5	15.4	8.0
	<u>Ley calculada: Au= 7.1; Ag= 15.2</u>				100.0	100.0
5	Concentrado	16.44	16.5	43.5	46.1	39.8
	Colas	49.78	3.32	11.2	28.1	31.0
	Lamas	33.78	4.5	15.5	25.8	29.2
	<u>Ley calculada: Au= 6.0; Ag= 17.9</u>				100.0	100.0
6	Concentrado	19.27	15.8	32.3	45.3	40.9
	Colas	42.50	3.2	9.3	21.1	26.0
	Lamas	38.23	5.9	13.2	33.6	33.1
	<u>Ley calculada: Au= 6.7; Ag= 15.2</u>				100.0	100.0

Ley de Cabezas: Au= 6.12; Ag= 17.12

Serie B. Esta serie consistió de 6 pruebas con una mezcla de mineral de mano tomado sobre una misma veta en dos puntos separados por una distancia de 10 metros. La ley de cabezas en este caso fué: Au= 14.25 g/T y Ag= 48.9 g/T

PRUEBA	VARIABLE:	
	MOLIENDA	CONCENTRADO
1	- 28 mallas	mínimo
2	- 28 mallas	máximo
3	- 48 mallas	mínimo
4	- 48 mallas	máximo
5	- 65 mallas	mínimo
6	- 65 mallas	máximo

Los balances de estas pruebas se dan a continuación:

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	41.6	15.12	66.8	51.0	60.2
	Colas	41.7	9.68	28.8	32.7	26.0
	Lamas	16.7	12.0	38.0	16.3	13.8
	<u>Ley calculada: Au= 12.33; Ag=46.1</u>					100.0
2	Concentrado	38.3	14.8	60.2	47.2	55.3
	Colas	49.9	9.4	26.1	35.2	28.1
	Lamas	16.8	12.6	41.4	17.6	16.6
	<u>Ley calculada: Au= 12.0; Ag= 42.0</u>					100.0
3	Concentrado	40.6	14.6	68.4	49.6	61.2
	Colas	40.3	8.8	24.7	29.7	21.9
	Lamas	19.1	13.0	40.0	20.7	16.9
	<u>Ley calculada: Au = 12.0; Ag=45.4</u>					100.0
4	Concentrado	32.7	17.0	67.0	45.7	52.9
	Colas	47.1	8.3	24.7	32.2	28.2
	Lamas	20.2	13.3	38.7	22.1	18.4
	<u>Ley calculada: Au= 12.2; Ag=41.4</u>					100.0
5	Concentrado	29.6	18.6	79.4	45.5	56.9
	Colas	45.4	7.9	21.1	29.7	23.2
	Lamas	25.0	12.0	33.0	24.8	19.9
	<u>Ley calculada: Au= 12.1; Ag= 41.3</u>					100.0
6	Concentrado	26.2	18.8	80.2	41.0	53.3
	Colas	48.4	7.9	18.6	31.8	22.8
	Lamas	25.4	12.9	37.1	27.2	23.4
	<u>Ley calculada: Au= 12.0; Ag=40.0</u>					100.0

Serie C. Esta serie consistió en la mezcla de cuatro muestras de diferente ley de oro y se molieron a - 100 mallas a fin de ver como se comportaría el mineral en el proceso si la alimentación fuera la mezcla utilizada; lo que permitiría explotar simultáneamente diferentes polos del terrero. La prueba fué única y los resultados se dan en el balance siguiente. La ley analizada de esta mezcla fué: -----
 Au= 16.5 g/T; Ag= 59.5 g/T.

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
Unica	Concentrado	17.4	33.0	198	37.5	57.3
	Colas	45.1	8.7	25.3	25.7	19.0
	Lamas	37.5	15.0	38.0	36.8	23.7
	<u>Ley calculada: Au= 15.3; Ag= 60.1</u>				100.0	100.0

Serie D. Esta serie consistió de cuatro pruebas, cuyo objeto fué ver si remoliendo y limpiando el concentrado, en cuanto se podría incrementar la ley de los nuevos concentrados.

PRUEBA	LEY DE CABEZAS (g/T)	
	Au	Ag
1	7.65	25.0
2	9.31	30.0
3	19.30	66.7
4	20.00	84.0

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	3.5	59.5	114.5	27.0	18.0
	Medios	55.7	6.3	19.2	46.0	48.0
	Lamas	40.8	5.1	18.9	27.0	34.0
	Ley calculada: Au= 7.7; Ag= 22.4				100.0	100.0
2	Concentrado	7.5	47.4	107.6	39	30
	Medios	68.3	5.3	19.3	40	49
	Lamas	24.2	7.6	23.3	21	21
	Ley calculada: Au= 8.9; Ag= 26.9				100	100
3	Concentrado	4.4	81.0	79.0	29	11
	Medios	40.1	7.6	27.5	32	34
	Lamas	55.5	6.8	31.8	39	55
	Ley calculada: Au= 9.7; Ag= 32.1				100	100
4	Concentrado	7.2	64.5	91.5	36	18
	Medios	46.9	9.5	29.5	34	39
	Lamas	45.9	8.4	33.6	30	43
	Ley calculada: Au= 13.0; Ag= 36.0					

Los balances totales de esta última serie de pruebas se da a continuación:

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	21.5	57.33	124.0	14.0	11.0
	Medios	23.0	6.35	21.61	24.0	31.0
	Colas	50.9	4.68	7.00	39.0	22.0
	Lamas	24.6	5.61	23.37	23.0	35.0
	Ley calculada			6.06	16.20	
2	Concentrado	3.4	36.76	118.82	20.0	22.0
	Medios	30.7	6.68	21.50	33.0	35.0
	Colas	43.2	2.87	5.00	20.0	12.0
	Lamas	22.7	7.58	25.59	27.0	31.0
	Ley calculada:			6.26	18.6	
3	Concentrado	0.8	125.00	165.00	13.0	5.0
	Medios	7.2	15.42	56.53	15.0	16.0
	Colas	67.2	4.87	14.13	43.0	38.0
	Lamas	24.8	8.97	41.42	29.0	41.0
	Ley calculada			7.6	25.0	

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
4	Concentrado	1.6	96.88	203.13	22.0	12.0
	Medios	10.0	14.60	70.40	21.0	27.0
	Colas	58.7	2.87	10.13	24.0	23.0
	Lamas	29.7	8.01	33.84	33.0	38.0
	Ley calculada		7.1	25.3	100.0	100.0

7.4 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACION

El equipo que se utilizó para realizar este tipo de pruebas fue una celda de flotación tipo Agit-Air con recipientes intercambiables para 1.0, 0.5 y 0.25 Kg., para operar pulpas con dilución mínima de 3:1.

Otros accesorios de que consta la celda son un rotámetro para medir la cantidad de aire usada para producir la espuma en flotación y un tacómetro para ajustar la velocidad de la propela que agita la pulpa.

Debido a los resultados obtenidos en las pruebas de Mesa Wilfley y con la finalidad de observar el comportamiento del mineral al proceso de flotación, así como la influencia de la molienda en este proceso, se realizaron tres pruebas con las siguientes condiciones.

NOTA: Los reactivos se mencionan con sus nombres comerciales.

VARIABLE: Molienda -65, -100 y -150 mallas.

REACTIVOS	CANTIDAD g/T		LUGAR ADICION
A- 25	50		molino
R-238	50		molino
X-350	30		molino
Ac. Pino	35		molino

Molienda	- 65 #	- 100 #	- 150#
Prueba	1	2	3
Tiempo acond.	4 min.	4 min.	4 min.
Tiempo flotación	4.4 min.	4.75 min.	3.77 min.
pH	7.6	7.6	7.6
T °C	ambiente	ambiente	ambiente
Revoluciones	130	115	115
% aire	20	20	20
Dilución	3: 1	3: 1	3: 1
Limpia	S/R	S/R	S/R
Tiempo de limpia	3 min.	3 min.	3 min.

A continuación se presenta el resultado de esta primera serie de pruebas.

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	6.6	34.0	80.0	38.9	27.7
	Medios	14.4	5.4	13.6	13.3	10.3
	Colas	79.0	3.5	15.0	47.8	62.0
	<u>Ley calculada: Au= 5.8; Ag = 19.1</u>				100.0	100.0
2	Concentrado	13.7	22.5	33.5	51.0	27.9
	Medios	18.3	3.8	10.2	11.7	11.3
	Colas	68.0	3.3	14.7	37.3	60.8
	<u>Ley calculada: Au= 6.0; Ag= 11.4</u>				100.0	100.0
3	Concentrado	19.5	16.2	35.8	51.6	36.1
	Medios	1.57	4.5	15.5	11.5	12.6
	Colas	64.8	3.5	15.3	36.9	51.3
	<u>Ley calculada: Au= 6.1; Ag= 19.3</u>				100.0	100.0

De esta serie se observa que el mineral responde a la flotación de mejor manera a -100 #. La siguiente serie se realizó con reactivos más selectivos. Las condiciones de las dos pruebas son las siguientes:

PRUEBA	REACTIVOS	CANTIDAD (g/T)	LUGAR DE ADICIÓN
4	A - 208	80	Molino
	R - 242	40	Celda
	X - 350	20	Celda
	A - 70	30	Celda
5	A - 208	80	Molino
	R - 242	40	Celda
	A - 70	30	Celda

Molienda	- 100 #	- 100 #
Prueba	4	5
Tiempo acondicionamiento	6 min.	4 min.
Tiempo flotación	2:20 min.	1:50 min.
pH	7.7	7.6
T °C	ambiente	ambiente
Revoluciones	110	115
% aire	25	25
Limpia	S/R	S/R
Tiempo limpia	3 min.	2: 15 min.
Dilución	5: 1	5: 1

Los resultados de esta segunda serie se presentan a continuación:

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
4	Concentrado	12.2	20.5	39	41.7	30.4
	Medios	15.5	4.6	16	11.6	15.4
	Colas	72.3	4.0	12	46.7	54.2
	<u>Ley calculada: Au= 6.14; Ag = 16.0</u>				100.0	100.0
5	Concentrado	7.0	31.2	63	36.3	26.5
	Medios	11.5	6.2	21	11.9	14.6
	Colas	81.5	5.8	12	51.8	58.9
	<u>Ley calculada: Au= 6.0; Ag= 16.6</u>				100.0	100.0

NOTA: La ley de cabezas fue: Au= 6.12 g/T y Ag= 20 g/T.

7.5 SINTESIS DE PRUEBAS COMBINADAS

Con la finalidad de lograr una mayor recuperación en los procesos de Mesa Wilfley y Flotación, se corrieron pruebas primeramente de flotación de lamas de Mesa Wilfley, después se probó

flotar colas y lamas de Mesa Wilfley previa remolienda; y por último se probó con las colas de flotación en Mesa Wilfley. Las condiciones de estas pruebas se dan a continuación:

<u>PRUEBA MESA WILFLEY</u>		<u>LEY DE CABEZAS</u>	
		<u>Au</u>	<u>Ag</u>
1		4.5	15.5
2		5.8	13.2
3		4.2	16.0
4		3.6	13.5

<u>PRUEBA</u>	<u>REACTIVOS</u>	<u>CANTIDAD (g/T)</u>	<u>LUGAR DE ADICIÓN</u>
1	A-25	100	Celda
	R-238	100	Celda
	X-350	60	Celda
	Ac. pino	70	Celda
2	Acetato de plomo	100	Celda
	A-208	100	Celda
	R-242	80	Celda
	X-350	50	Celda
	A-70	60	Celda
3 y 4	Acetato de plomo	100	Molino
	A-208	100	Celda
	R-242	80	Celda
	X-350	50	Celda
	A-70	30	Celda
	Ac. pino	30	Celda

Molienda (mallas)	- 65	- 65	- 65	- 65
Prueba	1	2	3	4
Tiempo acond.	9	11	10	10
Tiempo flotación	7:20	4:30	7	7
pH	7.2	7.6	7.2	7.2
T °C	20	20	20	20
R.P.M.	100	100	120	115
% Aire	40	40	45	50
Limpia	S/R	S/R	S/R	S/R
Tiempo de limpia	5	5	5	5

Los resultados de estas pruebas se dan a continuación, así como sus balances metalúrgicos totales.

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
1	Concentrado	22.0	10.0	35.0	48.1	46.4
	Medios	21.0	4.5	16.5	20.7	20.9
	Colas	57.0	2.3	9.5	31.2	32.7
	<u>Ley calculada: Au= 4.6; Ag= 16.6</u>				100.0	100.0
2	Concentrado	19.0	13.12	40.0	51.3	43.6
	Medios	18.0	4.0	15.0	14.8	15.5
	Colas	63.0	2.62	11.3	33.9	40.9
	<u>Ley calculada: Au= 4.9; Ag= 17.4</u>				100.0	100.0
1 mesa Wilfley flota- ción	Concentrado	16.44	16.5	43.5	46.0	39.8
	Colas	49.78	3.3	11.2	28.0	31.0
	Concentrado	14.53	7.2	24.8	18.0	20.0
	Colas	19.25	2.4	8.4	8.0	9.2
<u>Ley calculada: Au= 5.9; Ag= 18</u>				100.0	100.0	
2 mesa Wilfley flota- ción	Concentrado	19.3	15.7	32.3	45.3	40.9
	Colas	42.5	3.2	9.3	21.1	26.0
	Concentrado	14.2	10.4	23.4	22.2	22.0
	Colas	24.0	3.2	7.1	11.4	11.1
<u>Ley calculada: Au= 6.7; Ag=15.2</u>				100.0	100.0	

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
flota- ción	Concentrado	5.8	33.3	100.0	42.0	31.0
	Medios	6.5	4.8	21.0	6.7	7.0
	Colas	87.7	2.7	13.5	51.3	62.0
	Ley calculada: Au= 4.6; Ag= 19.0				100.0	100.0
flota- ción	Concentrado	15.5	10.2	30.0	45.8	36.6
	Medios	12.2	3.0	10.0	10.7	9.7
	Colas	72.3	2.1	9.4	43.5	53.7
	Ley calculada: Au= 3.4; Ag= 12.6				100.0	100.0
3 mesa Wilfley flota- ción	Concentrado 1	17.9	19.3	66.7	45.0	48.0
	Concentrado 2	4.8	36.1	84.6	23.0	16.0
	Medios	5.3	5.2	17.3	4.0	4.0
	Colas	72.0	2.9	11.3	28.0	32.0
Ley calculada: Au= 7.6; Ag=25.0				100.0	100.0	
4 mesa Wilfley flota-	Concentrado 1	21.5	20.0	84.0	60.8	69.0
	Concentrado 2	12.2	10.4	24.7	18.0	11.0
	Medios	9.6	3.1	8.3	4.2	3.0
	Colas	56.7	2.1	7.8	17.0	17.0
Ley calculada: Au- 7.1; Ag= 25.2				100.0	100.0	

A continuación se presentan las condiciones y los resultados obtenidos de las pruebas combinada de Flotación-Mesa Wilfley, así como sus balances totales.

PRUEBA	LEY DE CABEZAS		VARIABLES MOLIENDA	CONSTANTES Alimentación
	Au	Ag		
5	3.5	15.0	- 65	Inclinación y
6	3.3	14.7	-100	oscilación mesa
7	3.5	15.3	-150	Flujo de agua

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
5	Concentrado	9.6	8.8	41.0	27.2	27.1
	Colas	63.4	2.4	12.0	49.9	52.4
	Lamas	27.0	2.6	11.0	22.9	20.5
	Ley calculada:		3.1	13.7	100.0	100.0
5	Concentrado	14.9	11.3	25.0	46.0	27.2
	Colas	53.7	2.2	11.0	32.0	43.1
	Lamas	31.4	2.6	13.0	22.0	29.7
	Ley calculada:		3.7	13.7	100.0	100.0
7	Concentrado	6.8	18.8	44.0	33.3	27.7
	Colas	57.9	2.8	6.2	42.5	33.4
	Lamas	35.3	2.6	11.9	24.2	38.9
	Ley calculada:		3.8	10.8	100.0	100.0

BALANCES TOTALES

PRUEBA	PRODUCTO	PESO %	Análisis (g/T)		Distribución %	
			Au	Ag	Au	Ag
5	Concentrado F	6.60	34.0	80.0	38.9	27.7
	Concentrado M	17.60	9.9	42.3	13.0	16.8
	Medios	14.40	5.4	13.6	13.3	10.3
	Colas	50.20	2.8	12.4	23.8	32.5
	Lamas	18.20	3.5	13.3	11.0	12.7
	Ley calculada:		5.8	19.1	100.0	100.0
6	Concentrado F	13.70	22.5	33.5	51.0	27.9
	Concentrado M	10.10	10.3	26.9	17.2	16.6
	Medios	18.30	3.8	10.2	11.7	11.3
	Colas	36.5	1.9	11.8	11.9	26.2
	Lamas	21.4	2.3	13.9	8.2	18.0
	Ley calculada:		6.03	16.4	100.0	100.0
7	Concentrado F	19.5	16.2	35.8	51.6	36.2
	Concentrado M	4.4	17.2	62.3	12.3	14.2
	Medios	15.7	4.5	15.5	11.5	12.6
	Colas	37.5	2.6	8.8	15.7	17.1
	Lamas	22.9	2.4	16.8	8.9	19.9
	Ley calculada:		6.14	19.3	100.0	100.0

7.6 SINTESIS DE PRUEBAS DE AMALGAMACION

Con la finalidad de observar el comportamiento del mineral en el proceso de amalgamación así como la influencia de la molienda en este proceso se corrieron 3 pruebas en las siguientes condiciones:

<u>CONCEPTO</u>	<u>DATO</u>
Carga (g)	100
Dilución	2:1
NaOH (p. p. m.)	2
Mercurio (%)	15
Tiempo (hrs)	2

Los resultados de estas pruebas se dan a continuación:

<u>MALLA</u>	<u>PRUEBA</u>	<u>PRODUCTO</u>	<u>PESO</u> <u>%</u>	<u>Au FINAL</u> <u>(g/T)</u>	<u>DISTRI</u> <u>BUCION</u>	<u>RECUPE</u> <u>RACION</u>
- 65	1	Residuo	96.0	7.0	100	-----
- 100	2	Residuo	95.0	5.0	82	18
- 150	3	Residuo	96.0	6.1	100	-----

7.7 SINTESIS DE LIXIVIACION ALCALINA (CIANURACION)

Debido a los bajos resultados obtenidos en los procesos anteriores, se proyectaron las pruebas de lixiviación para observar como se comportaba el mineral en este proceso. Se seleccionó el KCN como agente químico en base a la experiencia obtenida en pruebas anteriores con otros minerales.

Las constantes que nos van a determinar la viabilidad del pro-

ceso son:

- Alkali protector
- Concentración de KCN
- Tiempo
- Molienda
- Dilución (L-S)

Los resultados de estas pruebas y las constantes óptimas encontradas experimentalmente se dan a continuación.

<u>CONCEPTO</u>	<u>DATO</u>
Alkali protector (K/T)	8.9
Concentración KCN (%)	0.20
Molienda (mallas)	-100
Tiempo (hrs)	36.0
Dilución (L-S)	2:1

SERIE: No. 1

<u>PRUEBA</u>	<u>MOLIENDA</u> (mallas)	<u>CaO</u> K/T	<u>CaO</u> %	<u>TIEMPO</u> (hrs)	<u>CARGA</u> (grs)	<u>DILUCION</u> (L:S)
1	- 65	10	0.055	24	100	3:1
2	- 65	15	0.068	24	100	3:1
3	- 100	10	0.044	24	100	3:1
4	- 100	15	0.056	24	100	3:1
5	- 150	10	0.047	24	100	3:1
6	- 150	15	0.059	24	100	3:1

SERIE: No. 2

Constantes:

Carga (gr)	100
Dilución (L-S)	3:1
Molienda (mallas)	-65
Alcalí Protector (%)	2.96
Tiempo (hrs)	71

% KCN	ANALISIS (g/T)		DISTRIBUCIÓN %	
	Au	Ag	Au	Ag
0.10	1.18	10	80.7	50
0.15	1.18	11	80.7	45
0.20	1.15	12	81.2	40
0.25	1.15	12	81.2	40
0.30	1.15	12	81.2	40

SERIE: No. 3

Constantes:

Carga (grs.)	100
Dilución (L-S)	3:1
Tiempo (hrs.)	72
Alcalí Protector (K/T)	8.9

KCN %	MOLIENDA (Mallas)	ANALISIS (g/T)		DISTRIBUCIÓN %	
		Au	Ag	Au	Ag
0.10	- 100	1.1	10	82.0	50.0
0.20	- 100	0.93	11	84.8	45.0
0.25	- 100	1.06	10	82.7	50.0
0.30	- 100	1.00	10	83.7	50.0
0.10	- 150	0.81	10	86.8	50.0
0.20	- 150	1.12	11.5	81.7	42.5
0.25	- 150	1.0	11.0	83.7	45.0
0.30	- 150	0.81	10.0	86.8	50.0

SERIE: No. 4

Constantes:

Carga (gr.)	100
Dilución (L-S)	3:1
Molienda (Mallas)	- 100
Alcali Protector (Kg/T)	8.9
Conc. de KCN%	0.20

TIEMPO hrs.	ANALISIS (g/T)		DISTRIBUCION %	
	Au	Ag	Au	Ag
12	1.12	0.0	32.0	100
24	1.06	10.0	83.0	50
36	1.06	15.0	83.0	25
48	1.31	11.0	79.0	45
60	1.31	8.6	79.0	57
72	1.06	8.0	83.0	60

SERIE: No. 5

Cosntantès:

Carga (gr)	100
Molienda (Mallas)	-100
Alcalí Protector (Kg/T)	8.9
Concentración de KCN%	0.20
Tiempo (Hrs.)	36

DILUCION L:S	ANALISIS (g/T)		DISTRIBUCION %	
	Au	Ag	Au	Ag
2:1	0.775	12	87.3	40.0
3:1	1.06	10	83.0	50.0
4:1	1.00	10.5	83.7	47.5
5:1	1.15	11.0	81.2	45.0

Las pruebas finales de cianuración se llevaron a cabo con agua destilada y con agua de mar con el fin de comparar los rendimientos. A continuación se presentan las condiciones y resultados de estas pruebas.

CONSTANTES

Carga (gr)	100
Molienda (mallas)	-100
Alcali Protector (g/T)	8.9
Concentración de KCN%	0.2
Tiempo (hrs.)	36
Dilución (L:S)	2:1

VARIABLE:

Agua destilada	(1)
Agua de mar	(2)

P R U E B A	PRODUCTO	% CaO en sol	% KCN en sol	CONSUMO KCN (g/T)	ANALISIS (g/T)		DISTRIBUCION %	
					Au	Ag	Au	Ag
1	Residuo	0.85	0.12	1.00	1.3	10	80	50
2	Residuo	0.05	0.20	1.74	1.1	11	82	45

7.8 SINTESIS DE LAS PRUEBAS DE ASENTAMIENTO Y FILTRACION

Para las pruebas de asentamiento fue necesario determinar el floculante y la concentración adecuada. Se seleccionaron ambos al comparar 21 floculantes diferentes, entre sí y con el mineral sin floculante.

El resultado de estas pruebas se da en las tablas 7.8 y 7.9

PRUEBA	FLOCULANTE (p. p. m.)
p. 1	2
p. 2	3

TABLA 7.8

Frasco No.	FLOCULANTE	Clarificación		Vol. Final de pulpa		Tiempo floculación	
		P.1	P.2	P.1	P.2	P.1	P.2
1	Gen. Floc. Ac	R	M	MB	M	B	B
2	Separan MG 200 B	B	R	B	M	B	B
3	Separan NR 10 B	R	M	MB	M	B	B
4	Separan NP 20	B	R	B	M	B	B
5	Separan MGL	R	B	R	R	B	B
6	Separan AP 273 B	M	R	M	M	R	B
7	Confloc. C. F.	M	R	M	M	R	B
8	Separan floculante C-573	B	B	B	M	R	B
9	Super Floc. C-577 (80H ₂ O)	B	B	B	M	R	B
10	Complex 60	M	R	M	M	R	B
11	Gen. Floc. L.G.	R	M	R	M	B	B
12	Hidropur 1861	R	M	R	M	R	B
13	Gen. Floc. 03	R	M	R	M	R	B
14	Hidropur 1859	R	M	R	M	B	B
15	Gen. Floc. AGD	R	M	R	M	B	B
16	Complex 40	B	M	B	M	B	B
17	Super Floc. C-581 (77 H ₂ O)	B	B	B	M	B	B
18	Complex 70	R	B	B	M	R	B
19	Gen. Floc. AA-33	R	B	R	M	B	B
20	Separan AP-30B	MB	B	R	M	B	B
21	Gen. Floc. ACD	MB	B	R	M	B	B
22	S/F	M	M	MB	MB	M	M

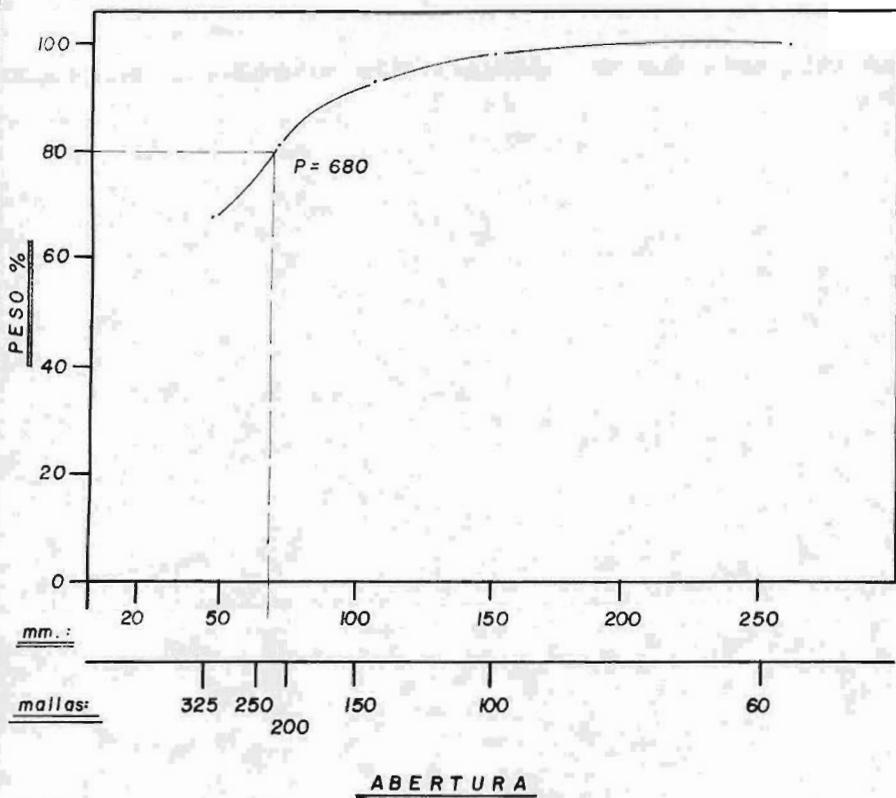
TABLA 7.9

Posteriormente se procedió a correr pruebas de asentamiento con la finalidad de determinar el área del tanque de asentamiento para cada una de las diferentes diluciones. Los parámetros y resultados de éstas se dan a continuación en las tablas No. 7.10 y 7.11.

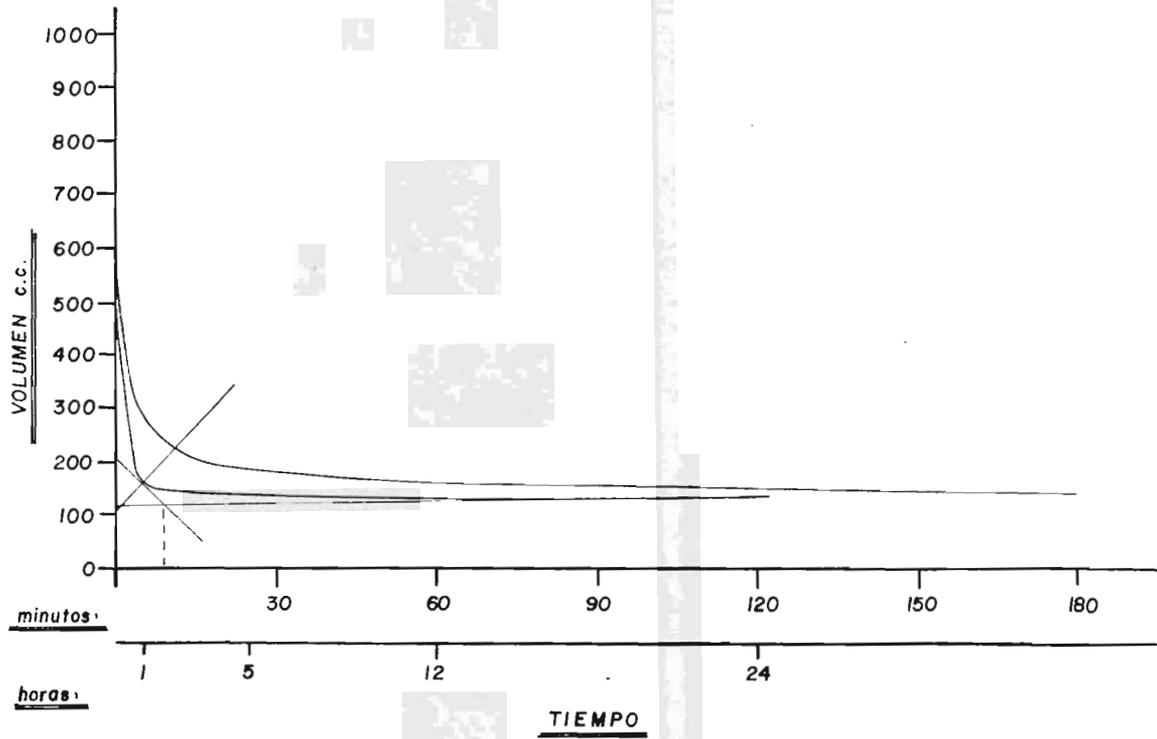
El tiempo de máxima compresión (T_u) se determinó a partir de las gráficas No. 7.8, 7.9, 7.10 y 7.11.

Prueba No.	Dilución (L:S)	Sólidos %	Floculante No.	Conc. de floculante	Altura probeta	T_u
1	8.5:1	10.9	5,8,9	2 p.p.m.	14.375 in	1:18 h.
2	3:1	32.3	5,8	2 p.p.m.	14.375 in	3:07 h.
3	2:1	49.0	5	2 p.p.m.	14.375 in	2:00 h.
4	10:1	9.0	5	2 p.p.m.	14.375 in	9.5 m.

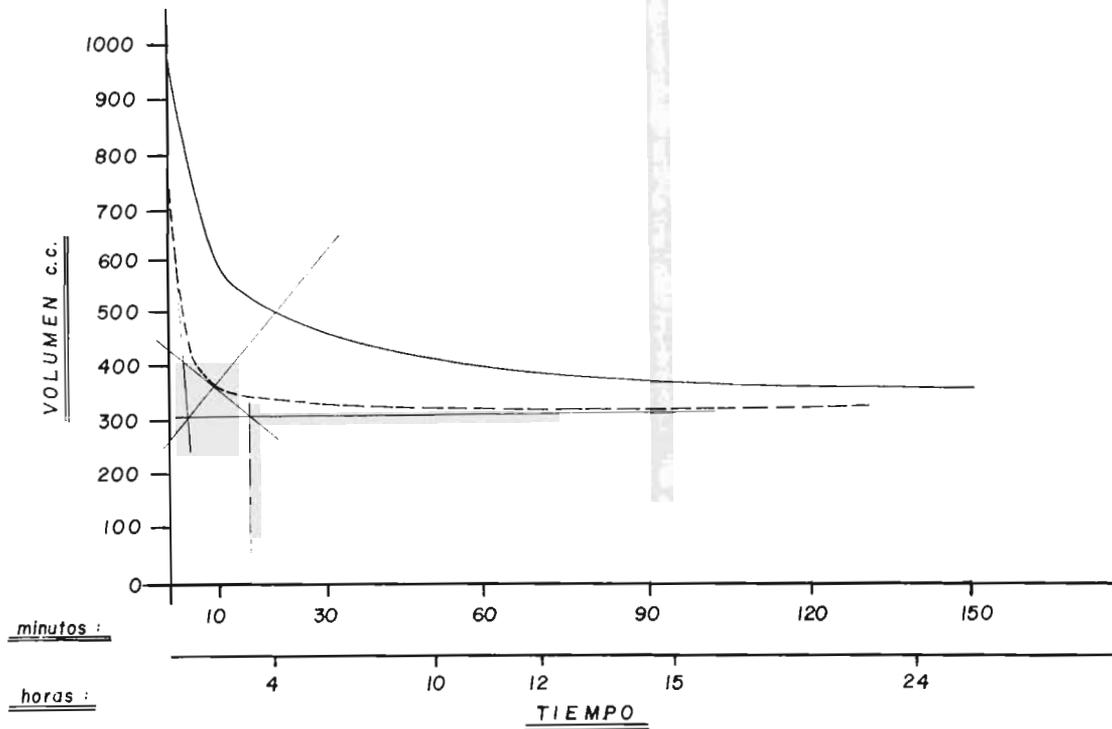
TABLA 7.10



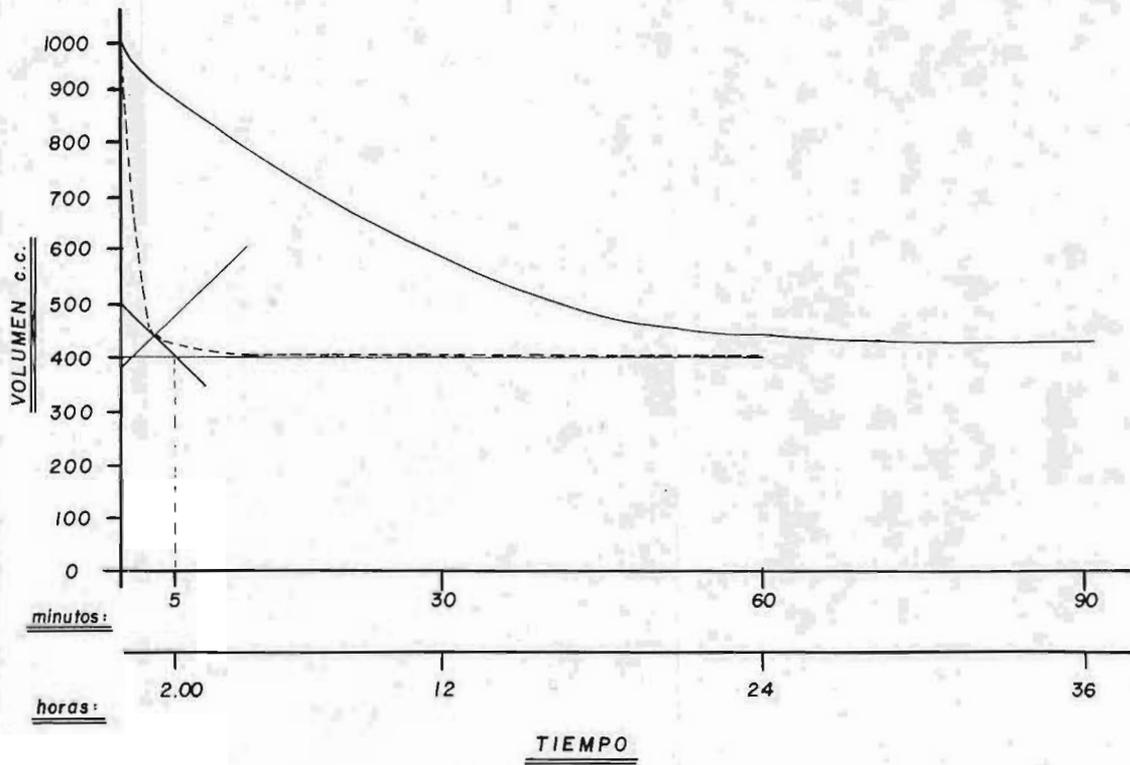
DESCARGA 100% a
- 60 mallas.



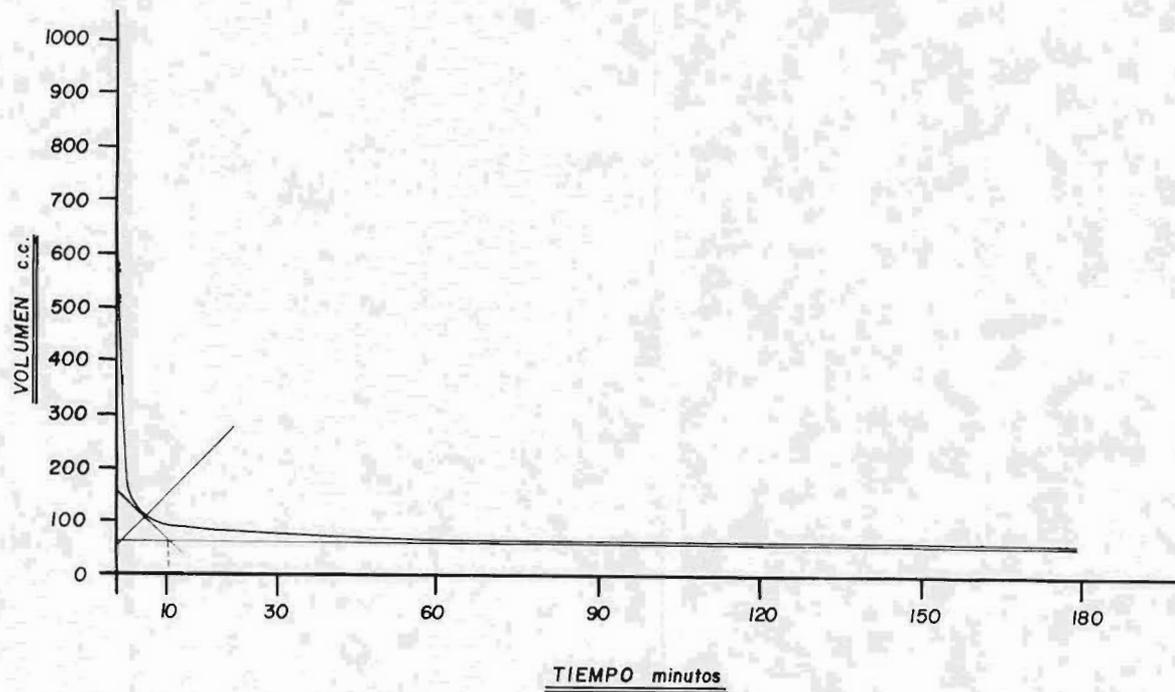
Dilución 8.5:1
(L-S)



Dilución 3:1
(L:S)



Dilución 2:1
(L'S)



Dilución 10:1
(L:S)

PRUEBA NO. 1		PRUEBA NO. 2		PRUEBA No. 3		PRUEBA No. 4	
Tiempo (min.)	Vol. de pulpa c. c.	Tiempo (min.)	Vol. de pulpa c. c.	Tiempo (min.)	Vol. de pulpa c. c.	Tiempo (min.)	Vol. de pulpa c. c.
1	520	1	960	1	956	1	400
2	390	2	905	2	939	2	160
3	320	3	850	3	920	3	139
4	290	4	815	4	900	4	127
5	278	5	790	5	880	5	119
10	240	10	580	10	810	10	96
15	210	15	538	15	740	15	90
20	200	20	498	20	685	20	84
30	180	30	465	30	558	30	79
45	169	45	422	45	472	45	73
60	160	60	400	60	451	60	70
75	155	120	360	270	409	90	68
120	145	150	350	1440	409	120	68
180	140	360	330	--	---	300	68
1440	137	1440	328	--	---	1440	68

TABLA 7.11

Con los datos obtenidos y a partir de la siguiente ecuación

$$A = 1.33 \frac{T_u}{C_o H_o} \quad \text{donde,}$$

A= Area de asentamiento (ft² X 24 Hr/ST)
 Tu= Tiempo unitario de máxima compresión (días)
 C_o= Tonelada de sólidos secos /ft pulpa
 H_o= Altura (ft)

Se calculó área de asentamiento para cada una de las diluciones y procesos donde se van a emplear tanques espesadores cuyo resumen se da en la tabla 7.12

Proceso de beneficio	Producto	DILUCION (L-S)		AREA (ft ² /T/día)	Capacidad (T/día)	AREA Total (ft ²)
		Inicial	Final			
M. W.	Concentrado	33:1	0.76:1	3.00	50	150
Cianuración	Residuo	2.3:1	0.41:1	4.87	200	975
Flotación	Concentrado	8.5:1	0.76:1	13.35	40	534
M. W.	Concentrado	30:1	0.82:1	2.94	44.0	129.36
Flotación	Concentrado	6:1	0.25:1	11.46	24.4	279.62
Flotación	Concentrado	7:1	0.35:1	11.47	27.4	314.28
M. W.	Concentrado	25:1	0.66:1	3.70	20.2	74.74

TABLA 7.12

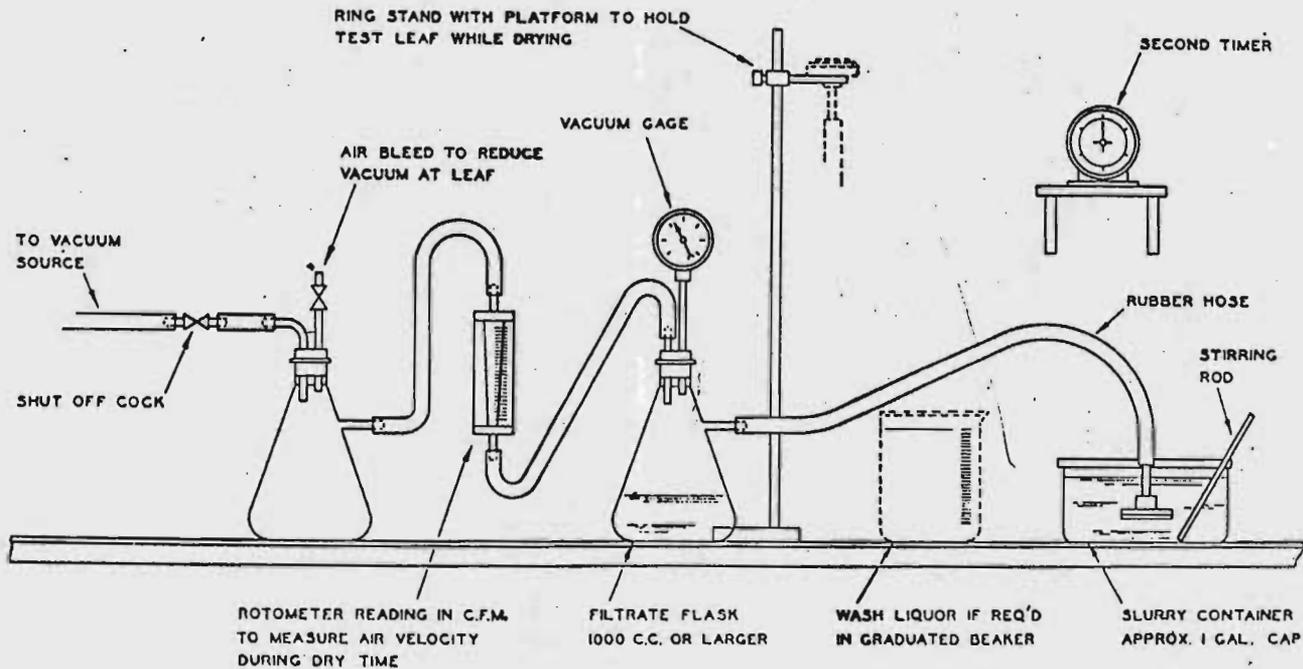
7.8 A

Las pruebas de filtración se llevaron a efecto probando diferentes medios filtrantes en un filtro de discos de laboratorio Dorr-Oliver con bomba de vacío de 54 cm. de Hg. en la etapa de formado (Fig. 7)

El material respondió a todos los medios filtrantes haciendolo en mejor forma con el polipropileno y el Dynel a continuación se dan los resultados de estas pruebas en la tabla No. 7.13

DILUION (L-S)	Medio filtrante	Formado Kg/ft ² /hr	Sólidos %	Capacidad T/día	Area ft ²
0.76:1	Polip. 854-F	16.0	57.0	50.0	156.25
0.41:1	Dynel	18.0	71.0	200.0	1555.60
0.76:1	Dynel	13.1	57.0	40.0	152.70
0.82:1	Ny-529 F	12.9	55.0	44.0	170.50
0.25:1	Dynel	13.0	80.0	24.4	93.85
0.35:1	Lona	13.0	74.0	27.4	105.40
0.66:1	P. Prop 854-F	13.0	60.0	20.2	77.70

TABLA 7.13



2X37B500

DORR-OLIVER
 STAMFORD, CONNECTICUT, U.S.A.

CAPITULO VIII

8.1 INTRODUCCION

La mina La República II se encuentra localizada en el municipio de San Antonio, al Sur del Estado de Baja California Sur, a 23° 50" de latitud Norte y 110° 7" de longitud oeste del meridiano de Greenwich. Se encuentra a 93 Km. de La Paz, a 87 Km. de San José del Cabo y a 10 Km. de San Bartolo y el Triunfo.

Este yacimiento está constituido por rocas intrusivas del mezozoico, formadas principalmente por granitos y batolitos graníticos. Las vetas primarias corren de norte a sur y las secundarias corren de este a oeste. Hay tres generaciones de mineralización.

Cuenta con luz, agua, carreteras pavimentadas y de terracería transitables durante todo el año. Puede comunicarse marítimamente al continente por los puertos de La Paz y San José del Cabo.

El aspecto social es pobre, la poca población del estado se dedica a cultivar maíz, frijol, sorgo, cártamo, semillas y papas de algodón, ajonjolí, soya, pastizales y a la ganadería.

El clima es del tipo semidesértico con brisa marina.

El aspecto económico es en su renglón más fuerte el turismo.

8.2 Considerando como base para el cálculo la capacidad propuesta de 200 T/24 Hrs. , se tendrá la capacidad horaria que se deduce a continuación bajo las siguientes consideraciones:

a) Eficiencia anual	75%
b) Capacidad anual	73 000 ton.
c) Trabajo anual	320 días
d) Capacidad diaria	267 ton.

Mediante este planteamiento se define la capacidad de beneficio en 267 ton. de mineral por día de trabajo, valor que se tomará como base para definir posteriormente las capacidades en cada una de las operaciones que integran el proceso de beneficio de acuerdo a los criterios que se exponen a continuación.

8.2.1) TRANSPORTE Y TRITURACION

Para establecer el tiempo de trabajo de estas operaciones al igual que la capacidad horaria de las mismas, tomando en consideración que ambas son inherentes una de otra y que se tendrán 7 hrs. efectivas de trabajo por turno, el cálculo se llevó a cabo empleando el siguiente criterio:

CONCEPTO	DATO
Capacidad anual (ton.)	73 000
Días por semana	6
Días por año	312
Capacidad por día (ton.)	267
Turno	1, 2
Horas por turno	7, 14

TURNOS	HRS/TURNO	HRS EFECTIVAS	TONS/HR	CAPACIDAD 25% de exceso
1	7	7	38.4	47.63
2	7	14	19.0	23.75

8.2.2) ALMACENAMIENTO DE MINERAL TRITURADO

Con relación a la capacidad anual de 73 000 ton. y conforme a la capacidad determinada para una eficiencia de 75% anual, que corresponde a una capacidad diaria de 267 ton., y en virtud de que tanto el transporte como la trituración del mineral se llevará a cabo únicamente durante 6 días a la semana, la capacidad de almacenamiento será la correspondiente a la necesaria para cubrir un día de beneficio más 1.0 días. Es decir que esta consideración corresponde a la carga necesaria para el domingo y 2 turnos del lunes.

Bajo las anteriores estimaciones, la capacidad de almacenamiento de mineral con peso volumétrico a -1/2 de 1.49 Ton/m³ será de:

$$\frac{267 \text{ Ton} \times 2.0}{1.49 \text{ Ton/m}^3} = 358 \text{ m}^3$$

Teniéndose minerales por tratar con características similares, para satisfacer este requerimiento, se presuponen 2 alternativas:

- a) Construcción de una tolva con capacidad de 400 m³
- b) Construcción de un apilamiento de 300 m³ y una tolva con capacidad de almacenamiento de un turno de operación (100 m³).

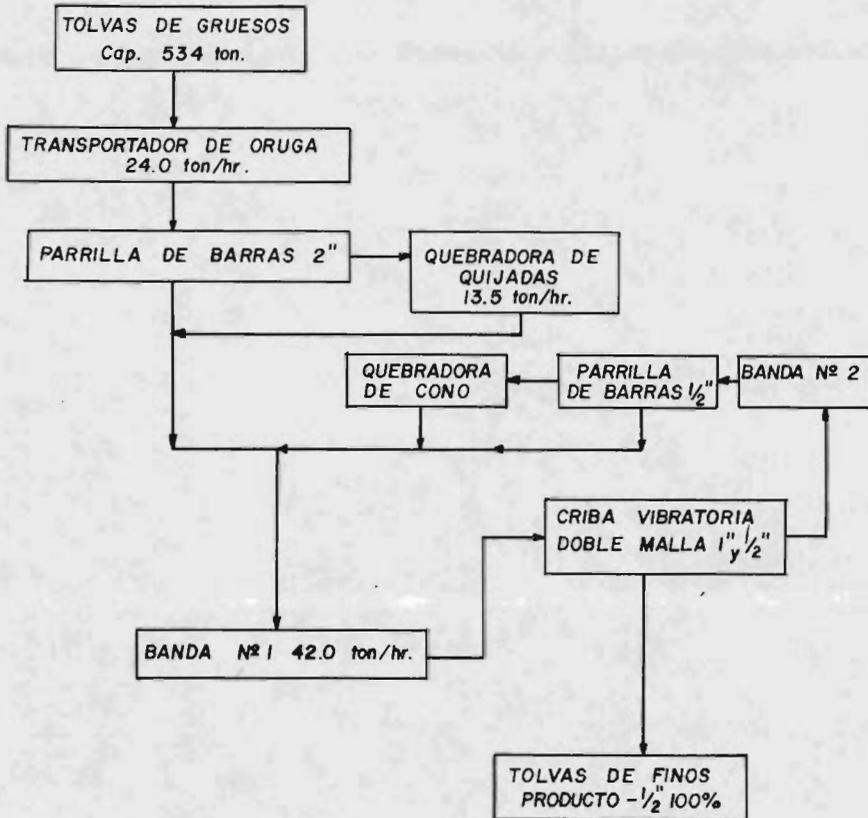
8.2.3) TRITURACION: CRITERIO DE DISEÑO

La trituración quedará integrada por dos etapas denominadas en la forma siguiente:

- a) Trituración primaria del mineral procedente del terreno en explotación a tamaño promedio de 10", mismo que será previamente clasificado para eliminar el producto a - 2" que no será alimentado a esta operación.
- b) El producto -2" obtenido en la clasificación junto con la descarga de la quebradora primaria será clasifi-

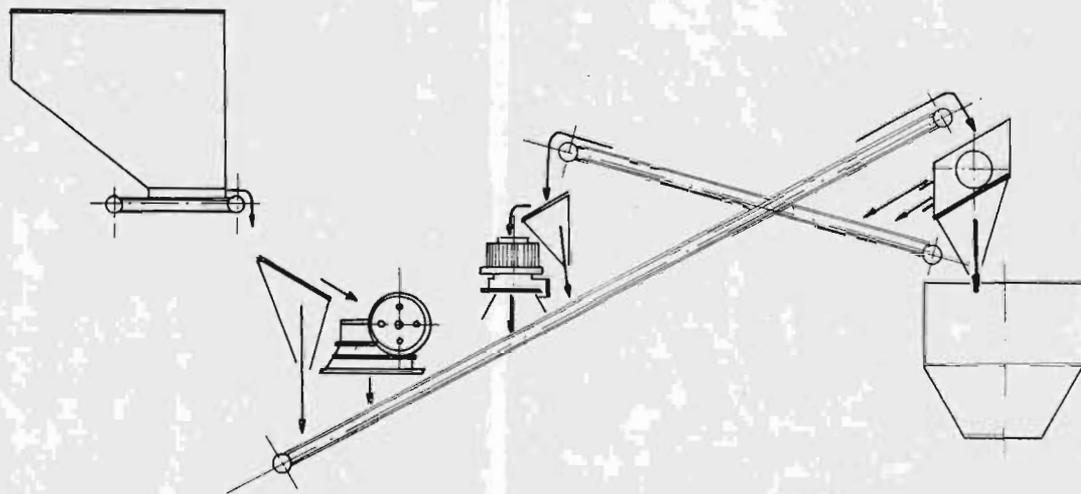
cado en una criba vibratoria de doble malla a $-1\ 1/2''$ y $-1/2''$ descargándose el producto a $-1/2''$ directamente a la tolva de finos y el producto $+1/2''$ pasará a un segundo paso de trituración.

- c) Trituración secundaria con el producto $-2'' + 1/2''$ para ser reducidos a $-1/2''$ δ $3/8''$ previa clasificación a $-1/2''$ que no pasará por esta operación.
- d) El producto total a $-1/2''$ se manda nuevamente a la criba vibratoria cerrando así el circuito.



TRITURACION

BALANCE DE MATERIALES



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
ESQUEMA DE TRITURACION	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
Mñ de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

TRITURACION PRIMARIA

Cálculo:	Datos:
Indice de trabajo W_i (Kwh/t)	14.68
Alimentación valor (F) micras	169 000
Descarga valor (P) micras	34,000
Relación de trituración F/P	4.97
Consumo de energía ($W=Kwh/T$)	0.44

$$W = \frac{146.8}{34\ 000} - \frac{146.8}{169\ 000} = 0.44$$

Conforme al balance de trituración en la operación primaria se triturará el 56% del mineral recibido correspondiente al producto -10" +2".

$$\text{CAPACIDAD} = 24 \times 0.56 = 13.5 \text{ Ton/Hr.}$$

$$\text{POTENCIA} = \frac{5.93 \times 1.341}{0.8} = 9.9 \text{ H.P.} = 10 \text{ H.P.}$$

Por lo tanto la selección de la Quebradora Primaria es:

Marca	Capacidad Ton/hr.	W KWH/T	Demanda de E Kw	HP/0.8	Motor H.P	Peso Kg
Denver 10"x 16"	16	0.42	6	10.0	20	2746.7

TRITURACION SECUNDARIA

Se estima que el material clasificado a -2" junto con el producto triturado en la quebradora primaria tendrá el siguiente análisis granulométrico.

ANALISIS GRANULOMETRICO

PRODUCTO	PESO	TON/HORA
- 2 + 1 1/2	21.6	5.2
- 1 1/2 + 1	19.9	4.7
- 1 + 3/4	21.5	5.2
- 3/4 + 1/2	11.1	2.7
- 1/2	25.9	6.2
	100.0	24.0

Este material se va a alimentar a una criba vibratoria de piso, con mallas de 1" y 1/2", el producto + 1/2" que representa el 74.1% (17.8 Ton/hr.) se alimentará a la quebradora secundaria. Se supone que la eficiencia de cribado será de un 65% por lo tanto la capacidad de operación será de 20.27 Ton/hr.

Bajo estas condiciones el cálculo de la quebradora secundaria se llevará a cabo con la siguiente información:

<u>CAPACIDAD</u>	<u>20.3 TON/HR.</u>
Tiempo de operación	14 hrs.
Alimentación	- 2" + 1/2"
Descarga	- 1/2"
Valor (F) micras	34 500
Valor (P) micras	8 600
R. T.	4.0
Indice de trabajo (Wi) Kwh/Ton)	14.68

CONSUMO DE ENERGIA

$$W = 0.79 \text{ KWH/T}$$

$$\text{POTENCIA REQUERIDA} = \frac{16.01 \times 1.341}{0.8} = 26.84 \text{ H.P.}$$

La selección de la quebradora secundaria es la siguiente:

Marca Quebradora	Capacidad Ton/hr.	W KWH/T	Demanda de E.		Motor H.P.	Peso
			Kw	HP/0,8		
Q. Symmons SH 2"	40	0.79	16.0	30.0	50.0	4581
Hydrocone A-CH 330	41	0.79,	16.0	30.0	50.0	

Es de esperar que la capacidad media promedio de 40 Ton/hr. contra 24 de alimentación arrojan un incremento de 67%

que es a la vez conservador y presupone un amplio margen para un futuro aumento en la capacidad, al igual que un incremento de humedad en el mineral cuando la precipitación pluvial aumenta determinadas épocas del año.

CALCULO DE EQUIPO:	Tolvas de gruesos
TIPO:	Tronco piramidal.
CAPACIDAD:	534 ton.
P. V.:	149 Ton/m ³

$$V_T = 360 \text{ m}$$

$$V_T = V_1 + V_2$$

$$V_1 = (4) (6) (6)$$

$$V_1 = 144 \text{ m}^3$$

$$V_2 = \frac{h}{3} (a + B + A + B) \quad \text{de donde,}$$

h = altura de la parte cónica n

A = área superior m²

B = longitud de la base en m.

$$V_2 = \frac{h}{3} (36 + 1.5 + 36 + 1.5)$$

$$V_2 = 43.62 \text{ m}^3$$

$$V_T = 187.62 \text{ m}^3 \times 2 = 375.24 \text{ m}^3$$

Inclinación = 50°

$$h_T = 7 \text{ mts.}$$

TOLVAS DE FINOS

TIPO:	Piramidal
CAPACIDAD:	400 ton.
P. V.:	1.49 Ton/m ³

$$V_T = 268.46 \text{ m}^3$$

$$V_T = V_1 + V_2$$

$$V_1 = (4) (5) (5)$$

$$V_1 = 100 \text{ m}^3$$

$$V_2 = \frac{h}{3} (A+B+\sqrt{AB})$$

$$V_2 = \frac{3.5}{3} (25 + 10 + \sqrt{(25)(10)})$$

$$V_2 = 36.2 \text{ m}^3$$

$$V_T = 136.2 \text{ m}^3 \times 2 = 272.4 \text{ m}^3$$

$$\text{Inclinación} = 30^\circ$$

$$\text{Altura total: } 7.5 \text{ m}$$

ALIMENTADORES APRON:

Dimensiones:	6.33' x 3.67' x 1.83'
Capacidad:	40 Ton/hr.
Motor:	5 H.P.
Peso:	2 245.5 Kg.

PARRILLA DE BARRAS DE 2"

Dimensiones	5' x 3'
Capacidad:	25 TPH
Espacio entre barras:	1 7/8"

PARRILLA DE BARRAS DE 1/2"

Dimensiones:	5' x 2'
Capacidad:	20 TPH
Espacio entre barras:	7/6"

CRIBA VIBRATORIA

El cálculo es en base a la siguiente fórmula:

$C = B N D O$ de donde,

$C =$ Capacidad correcta (Ton/hr)

$B = 3.5 \text{ Ton/ft}^2 \times \text{hr}$ (rendimiento)

$N =$ Factor por humedad

$D =$ Peso volumétrico/100 (relativo)

$O =$ Area útil

$$C = (3.5) (0.7) \frac{149.5}{100} (0.65)$$

$$C = 2.38 \text{ Ton/ft}^2/\text{hr}$$

$$\text{Area requerida}_R = \frac{45 \text{ Ton/hr.}}{2.38 \text{ T/ft}^2/\text{hr.}} = 18.91 \text{ ft}^2$$

$$\text{Area requerida}_T = 24 \text{ ft}^2$$

Criba utilizada = 3' x 8'

Motor utilizado = 7.5 H.P.

Doble fondo = 1" y 1/2 "

Inclinación = 20°

BANDAS

El cálculo de potencia requerida en las bandas se hizo de acuerdo a las siguientes fórmulas:

$$\text{H.P.} = X + Y + Z \dots \dots \dots (1) \text{ donde,}$$

X = Potencia necesaria (H.P.) para girar la banda en vacío

Y = Potencia necesaria (H.P.) para mover la carga en sentido horizontal.

Z = Potencia necesaria para levantar la carga.

$$X = \frac{G F_x S L C}{4600} \quad F_x = 0.035 \dots \dots (2)$$

$$Y = \frac{L_c F_y C}{4600} \quad F_y = 0.045 \dots \dots (3)$$

$$Z = \frac{H C}{274} \dots \dots \dots (4)$$

de donde:

C = Capacidad Ton/hr.

S = Velocidad en m/min.

H = Altura

G = Está en función del ancho de la banda, de tal manera que si a = 12" se tiene 30 Kg /m. y si a = 18" implica 37 Kg/m.

L_C = Varía según la longitud de la banda de acuerdo a los siguientes valores, si L = 10.1, L_C = 39.3; si L = 15.4

L_C = 43.4 y si L = 20.0, L_C = 47.7

De acuerdo a lo anterior y en base a las características del diseño se obtuvieron los siguientes resultados:

Transportador	Capacidad Ton/Hr.	B A N D A			
		Ancho (in)	Longitud (m)	Desnivel (m)	Velocidad (m/min)
B-1	42.0	30	20	6.2	76.2
B-2	20.0	30	15	4.6	30.5
DB-1	19.0	30	9	- -	30.5
DB-2	19.0	30	9	- -	30.5

Transportador	B A N D A	
	Demanda	Motor
	H.P.	H.P.
B-1	1.86	4.0
B-2	0.69	2.0
DB-1	0.90	2.0
DB-2	0.90	2.0

8.2.4 MOLIENDA

En conformidad al criterio de cálculo la capacidad de molienda deberá ser de 12 Ton/hr de mineral para molerse de -1/2" a -100 mallas, existiendo 2 posibilidades para llevar a cabo esta operación.

Alternativas de Molienda

a) Circuito abierto

a. 1) 1 molino de bolas

a. 2) 2 molino de bolas

b) Circuito cerrado

b. 1) 1 molino de bolas

b. 2) 2 molino de bolas

La elección final del circuito de molienda más apropiado estará supeditada a la evaluación técnica y económica de cada una de ellas. Para el objeto en el siguiente cuadro se presenta en forma breve la demanda de energía y costo para las alternativas mencionadas.

CUADRO 8.1

CIRCUITO	CONCEPTO	DATO
Abierto 1 molino	Alimentación (pulgadas)	- 1/2
	Descarga (mallas)	- 100
	(F) (micras)	17 100
	(P) (micras)	116.5
	Carga circulante (Ton/hr)	0
	Wi = KWH/T	14.46
	Toneladas/hora	11.5
Abierto 2 molinos	Alimentación (pulgadas)	- 1/2
	Descarga (mallas)	- 100
	(F) (micras)	17 100
	(P) (micras)	116.5
	Carga circulante (Ton/hr.)	0
	Wi = KWH/T	14.46
	Ton/hr.	6
Cerrado 1 molino	Alimentación (pulgadas)	- 1/2
	Descarga (mallas)	- 100
	(F) (micras)	17 100
	(P) (micras)	116.5
	Carga circulante (Ton/hr)	0.8
	Wi = KWH/T	14.46
	Ton/hr	12.0
Cerrado 2 molinos	MOLIENDA PRIMARIA	100%
	Alimentación (pulgadas)	- 1/2
	Descarga (mallas)	+ 65
	(F) (micras)	17 100
	(P) (micras)	174.0
	Wi = KWH/T	14.46
	Ton/hr	11.5
	MOLIENDA SECUNDARIA	35%
	Alimentación (mallas)	+65
	Descarga (mallas)	- 100
	(F) (micras)	174.0
	(P) (micras)	76.0
	Carga circulante (%)	285
	Wi = KWH/T	14.46
	Ton/hr	4.00

Los valores anteriores sustituidos en la ecuación

$$W = \frac{10 W_1}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_1}{\sqrt{F}}$$

Permiten determinar la demanda de energía W en KWH/T para cada circuito. Los resultados se presentan a continuación.

CUADRO 8.2

CIRCUITO	DEMANDA DE ENERGIA W=KWH/T	
Abierto 1 molino		12.28
Abierto 2 molinos		12.28
Cerrado 1 molino		12.28
Cerrado 2 molinos	Molienda primaria	9.80
	Molienda secundaria	5.70

COSTO DE ENERGIA

Suponiendo a \$ 0.46/KWH

Tendremos:

Circuito abierto:

Alternativa a. 1

$$73\ 000 \times 12.28 \times 0.46 = 412\ 362.4 \text{ \$/año}$$

Alternativa a. 2

$$73\ 000 \times 12.28 \times 0.46 = 412\ 362.4 \text{ \$/año}$$

Circuito cerrado:

Alternativa b. 1

$$73\ 000 \times 12.28 \times 0.46 = 412\ 362.4 \text{ \$/año}$$

Alternativa b.2

Molienda primaria

$$73\ 000 \times 9.8 \times 0.46 = 329\ 084.0 \text{ \$/año}$$

Molienda secundaria

$$73\ 000 \times 5.7 \times 0.35 \times 0.46 = \underline{66\ 992.1 \text{ \$/año}}$$

$$396\ 076.1$$

DIFERENCIA 16 286.1 \\$/Año

El criterio anterior indica que la instalación de un circuito cerrado con dos molinos representa tan sólo un pequeño ahorro en comparación con los otros circuitos. Por otra parte la utilización de dicho circuito representa las siguientes ventajas con respecto a los otros circuitos:

1. - Mayor eficiencia de molienda
2. - Menor producción de material fino
3. - Menor consumo de bolas/Ton de mineral
4. - Mayor flexibilidad para mantenimiento por paro de cualquier unidad de molienda.

En consecuencia se estima que el circuito cerrado con dos molinos será el más apropiado para la molienda de este mineral . .

Para la selección y cálculo de molinos, se tomará como

información base la siguiente:

CUADRO 8.3

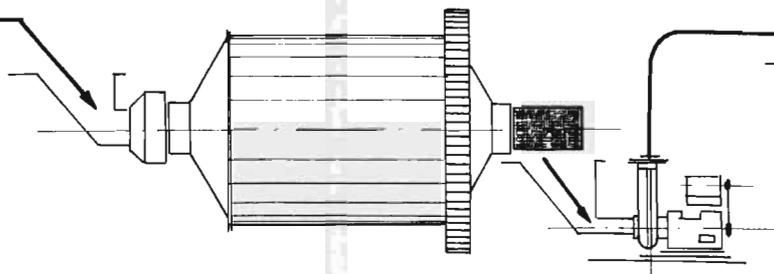
CONCEPTO	MOLIENDA PRIMARIA MOLINO DE BOLAS	MOLIENDA SECUNDARIA MOLINO DE BOLAS
Peso %	100.00	35.00
Ton/Hr.	11.50	4.00
Wi = KWH/Ton	14.46	14.46
W = KWH/Ton	9.80	5.70
KW	112.60	23.00
H.P. / 0.8	151.00	31.00
Motor H.P.	150.00	30.00

Los molinos seleccionados son:

CUADRO 8.4

Tipo	Molino marca	DXL	Motor H.P.	Carga de bolas (Lb)	Volumen ft ³	Peso Kg
Bolas	Denver	6 x 8	150	28 700	226.1	29 318.0
Bolas	Denver	4 x 5	30	8 200	62.8	10 182.0

Cabezas - 1/2"

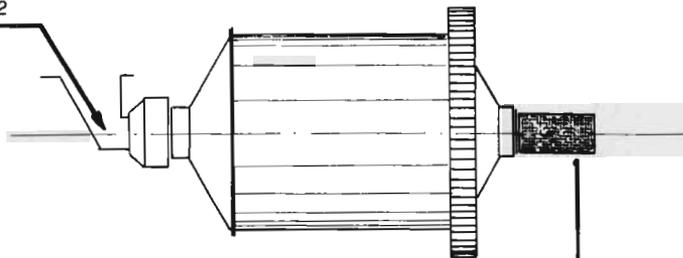


- 100 mallas a Proceso

ALTERNATIVA a-1

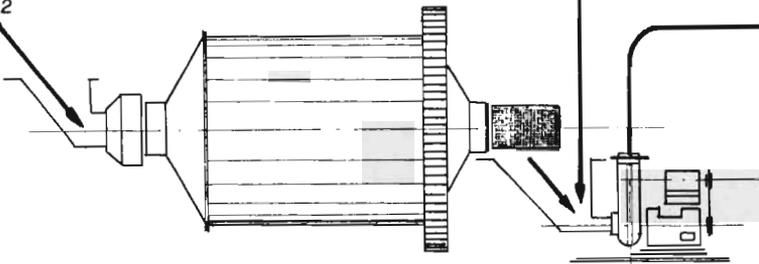
UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
I MOLINO EN CIRCUITO ABIERTO	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M ^{ra} de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

Cabezas - $\frac{1}{2}$ "



ALTERNATIVA a-2

Cabezas - $\frac{1}{2}$ "

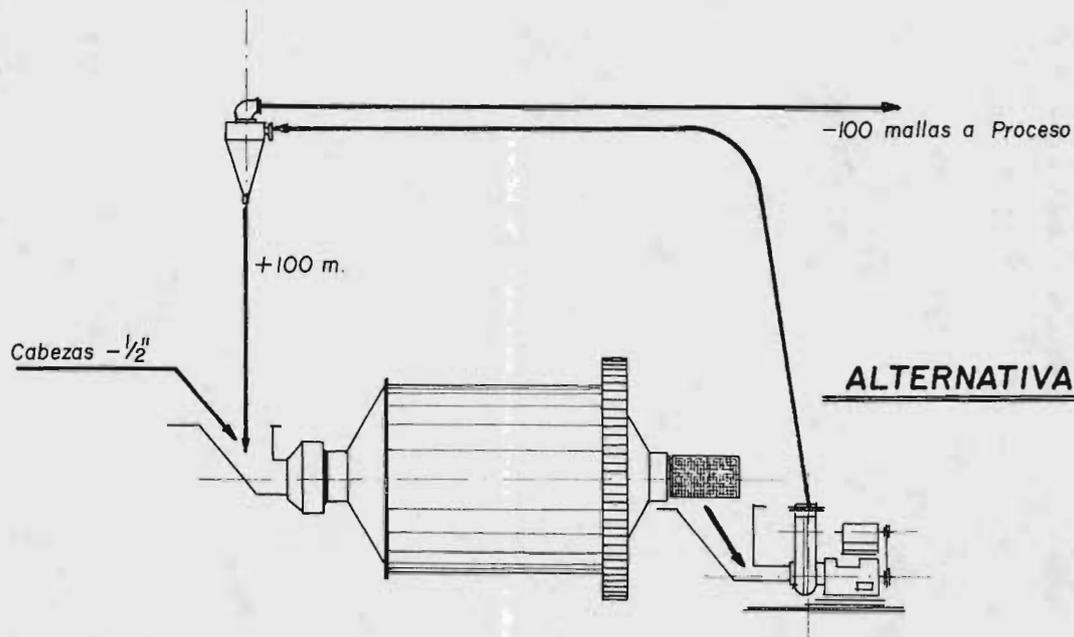


UNAM FAC. DE QUIMICA
73-77

2 MOLINOS EN
CIRCUITO ABIERTO

TESIS PROFESIONAL FEB - 1979

Miñ de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.



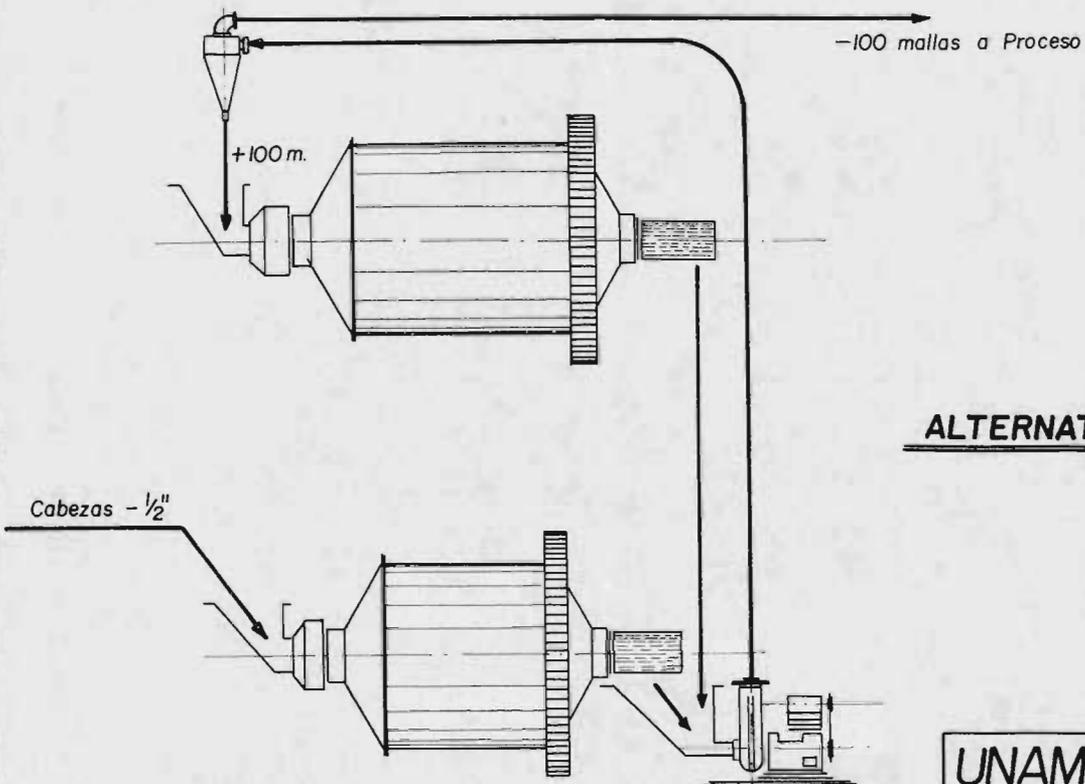
ALTERNATIVA b-1

UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77

I MOLINO EN CIRCUITO CERRADO

TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
-------------------	------------

Mst de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.



ALTERNATIVA b-2

UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
MOLIENDA EN CIRCUITO CERRADO 2 MOLINOS	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M ^a de los Angeles Pelaez G. Rafael Monroy V.	

8.2.5 CLASIFICACION

La integración completa del circuito de molienda comprende equipo para bombeo y clasificación según se ilustra en la alternativa (b.2)

El cálculo del equipo de referencia se presenta a continuación, definiéndose conjuntamente las características del mismo.

a) CICLON HIDRAULICO

Para la clasificación del producto a -100 mallas se propone la instalación de un separador hidráulico en arreglo con una bomba SRL. Su cálculo y determinación de características están basadas en las siguientes consideraciones.

Molienda primaria :	(circuito abierto)
Capacidad	11.5 Ton/Hr.
Peso %	100.0
Molienda	- 1/2" + 65 mallas
Carga circulante	0
Molienda secundaria:	
Capacidad	4 Ton/hr.
Peso %	35.0
Molienda	+ 65 - 100 mallas
Carga circulante	135 %

CAPACIDAD Y CONDICIONES DE CLASIFICACION

CUADRO 8.5

Concepto	Alimentación	Flujo Superior	Flujo Inferior
Sólidos Ton/hr	20.3	13.20	7.1
Líquido Ton/hr	30.0	27.00	3.0
Pulpa Ton/hr	50.30	40.20	10.1
Pulpa m ³ /min	0.64	0.54	0.1
Pulpa % sólidos	40.30	32.8	70.3

El flujo interior del ciclón descargará el producto + 100 mallas a la alimentación del molino de bolas secundario, cerrando así el circuito.

$$\text{Cálculos: } 0.64 \text{ m}^3/\text{min} \times \frac{1000 \text{ lt}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ Gal}}{3.783 \text{ Lt.}} = 169.1 \text{ Gal/min}$$

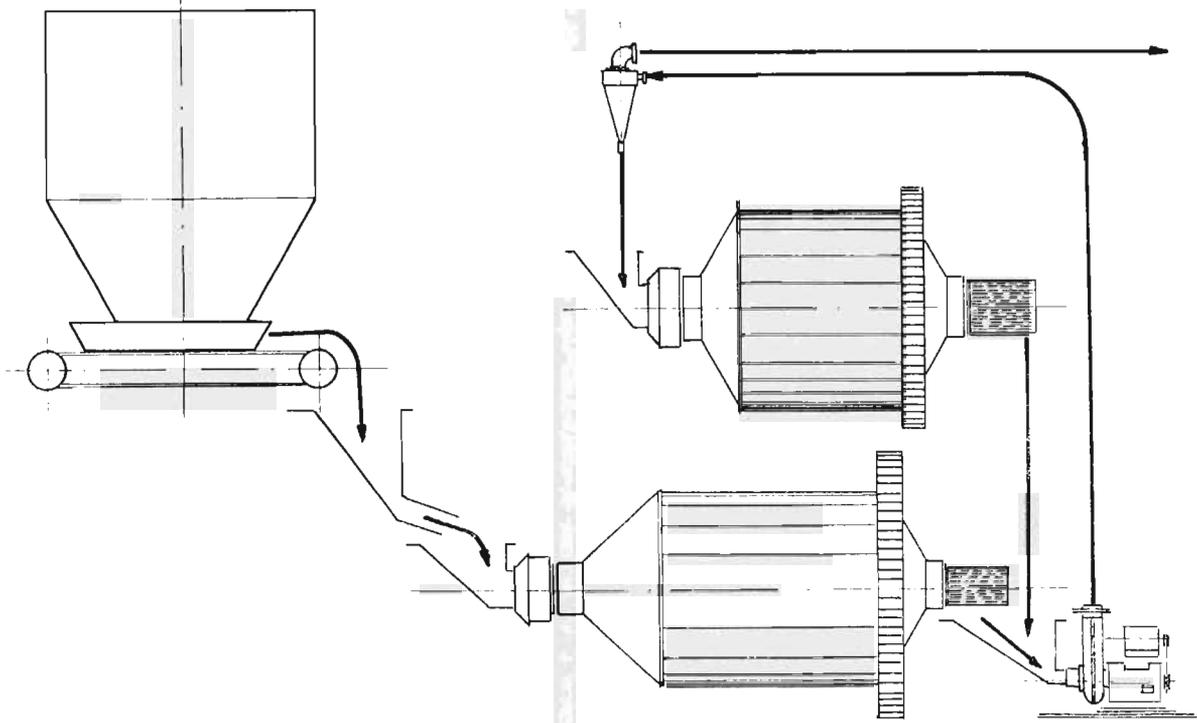
Considerando una caída de presión de 10 Lbs/in², se utilizará un ciclón con una capacidad de 170 Gal/min.

Características del ciclón:

$$\phi_i = 6''$$

Wemco = 600 LC

Resumen equipo de clasificación:



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
ESQUEMA DE MOLIENDA	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
Ma de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

CUADRO 8.6

<u>CANTIDAD</u>	<u>EQUIPO</u>	<u>CAPACIDAD GPM</u>	<u>POTENCIA</u> H. P.
1	Sep. hidráulico Wemco Mod. 600 LC	170	----
1	Bomba ASH Cen- trífuga 4"x3"x12" 1150 R.P.M.	170	10

8.2.6 BENEFICIO POR MESA WILFLEY

MESA WILFLEY

Datos de cálculo

Sólidos (Ton/hr) 13.2

Dilución (L:S) 2.1

Pulpa (Ton/hr) 30.6

Pulpa (m³/min) 0.54

Se requieren dos Mesa Wilfley Denver 6 S con motor 3.0

H.P. y 350 carreras/minuto.

TANQUE ASENTADOR

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%) 3.0

Sólidos (Ton/hr) 3.30

Dilución Inicial 33:1

Dilución Final	0.76:1
Gasto (G.P.M.)	456.14
Area (ft ² /Ton/día)	3.0
Area Total (ft ²)	150.0
Toneladas/día	50.0

Se requiere un espesador de puente suspendido Wemco
14' x 10' con motor de 3.0 H.P.

FILTRACION

Datos de cálculo:

Sólidos (Peso %)	57
Sólidos (Ton/hr)	2.5
Capacidad de retención (Kg/ft ² /hr)	13.1
Area requerida (ft ²)	190.84

Se requiere un filtro Wemco de tambor 8' x 6" con motor
y bomba de vacío de 20.0 H.P.

BOMBA

Datos de cálculo:

Cabeza total (ft)	30'
Gasto (G.P.M.)	16.73
Eficiencia	0.6

Densidad de pulpa (Kg/Lt)	1.53
Potencia teórica (H. P.)	0.32

Se requiere una bomba Wemco ASH Centrífuga 2" x 2" x 7" con motor de 1 300 RPM y 2.0 H.P.

TANQUE ESPESADOR DE COLAS

Datos de cálculo:

Sólidos (Peso %)	78.0
Sólidos (Ton/hr)	10.0
Dilución Inicial (L:S)	20:1
Dilución Final (L:S)	0.9:1
Area (ft ² /Ton/ día)	2.15
Capacidad (Ton/día)	156.0
Area Total (ft ²)	336.0

Se requiere de un espesador de puente suspendido Wemco de 22' x 10' con motor de 3.0 H.P.

BOMBA

Datos de cálculo:

Cabeza total	80 ft
Gasto	58.5 G.P.M.
Eficiencia	0.6

Densidad de pulpa 1.47 Kg/Lt

Potencia Total 3.1 H.P.

Se requiere una bomba Wemco ASH 2" x 2" x 7" con motor de 2 100 R.P.M. y 7.0 H.P.

TANQUE DE RECUPERACION DE AGUA

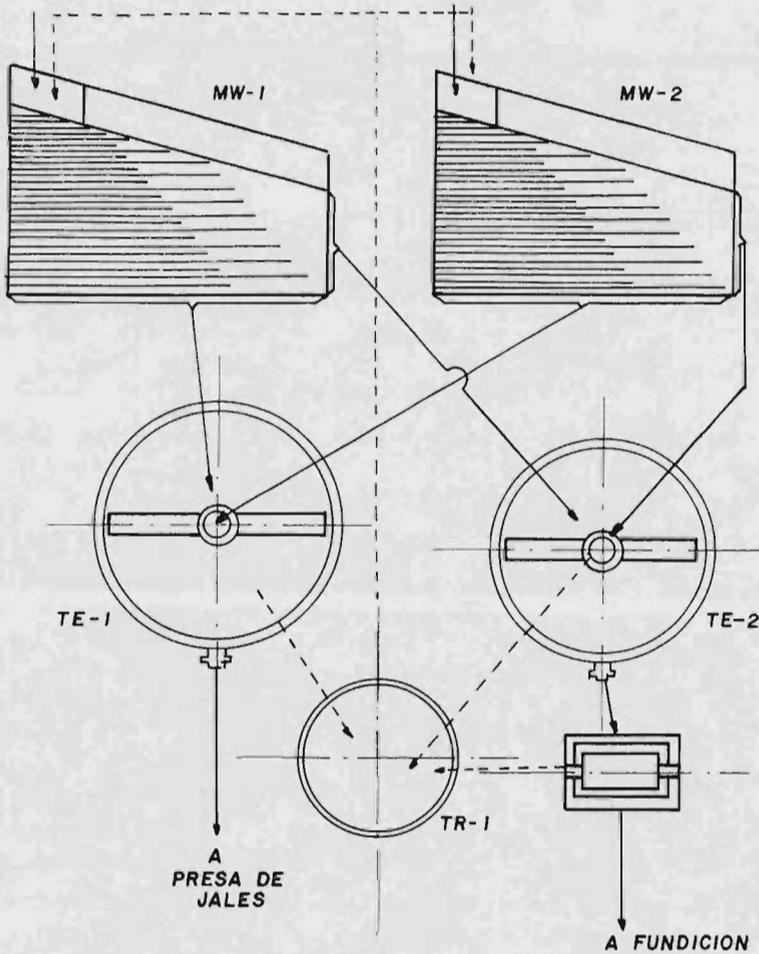
Datos de cálculo:

Alimentación 1381 G.P.M.

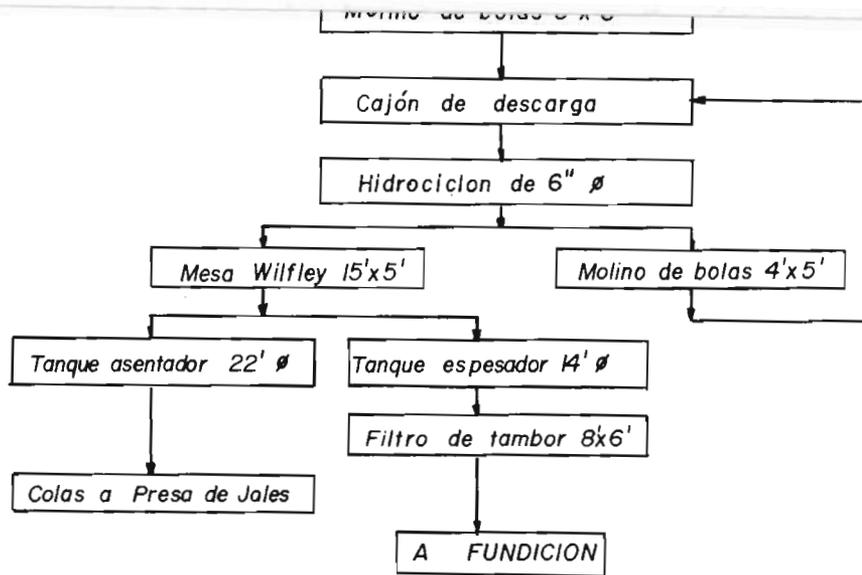
Descarga 163 G.P.M.

Volumen total/24 Hrs. 110.7 m³

Se requiere un tanque Wemco de 24' x 10' con bomba de agua de 2.0 H.P.



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
ESQUEMA DE BENEFICIO POR MESA WILFFLEY	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
Méndez los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
DIAGRAMA DE FLUJO PROCESO MESA WILFLEY	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M ^o de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

8.2.7 BENEFICIO POR FLOTACION

ACONDICIONADORES

Datos de cálculo:

Capacidad	13.2 T.P.H.
Gasto	169.1 G.P.M.
Tiempo de acond.	4 minutos
Volúmen requerido	410.0 ft ³

El acondicionador que se propone es Wemco 10' x 10' con volúmen útil de 587.1 ft³ y motor de 3.0 H.P.

CELDAS PRIMARIAS

Datos de cálculo:

Capacidad (Ton/hr)	13.2
Dilución (L:S)	2:1
Tiempo de flotación (minutos)	7
Volumen requerido (ft ³)	129.92 (3.68 m ³)

Se requiere un banco de cuatro celdas Wemco modelo 56 con motor de 7.5 H.P. /celda y un volúmen útil total de 160 ft³.

CELDAS DE LIMPIEZA

Datos de cálculo:

Peso (%)	32.0
Ton/hr	4.22

Dilución	3:1
Tiempo de limpia	3 minutos
Volúmen requerido	0.72 m ³ (25.25 ft ³)

Se requiere una celda Wemco modelo 56 con motor de 7.5 H.P. y un volumen útil total de 40 ft³.

TANQUE DE ASENTAMIENTO

Datos de cálculo:

Sólidos peso %	11
Sólidos Ton/hr	1.85
Dilución inicial	8.5:1
Dilución final	0.76:1
Area (ft ² /Ton/día)	13.35
Capacidad (Ton/día)	40.0
Area total (ft ²)	534.0

Se requiere un espesador de puente suspendido Wemco de 28' x 10' con motor de 5.0 H.P.

FILTRACION

Datos de cálculo:

Sólidos (Peso %)	57
Sólidos (Ton/hr)	2.0
Capacidad de retención (Kg/ft ² /hr)	11.0

Area requerido (ft²)

182.0

Se requiere un filtro de tambor Wemco 8' x 6' con motor y bomba de vacío de 20.0 H.P.

Se requiere un filtro de tambor Wemco 8' x 6' con motor y bomba de vacío de 20.0 H.P.

BOMBAS

Datos de cálculo:

1) $H_T = 60'$

$Q = 35.4$

$E = 0.6$

$f_p = 1.18$

$P = 1.5 \text{ H.P.}$

2) $H_T = 30'$

$Q = 10.13$

$E = 0.6$

$f_p = 1.53$

$P = 1/2 \text{ H.P.}$

$$P = \frac{Q H f_p}{3960 X E}$$

donde:

P= potencia en H.P.

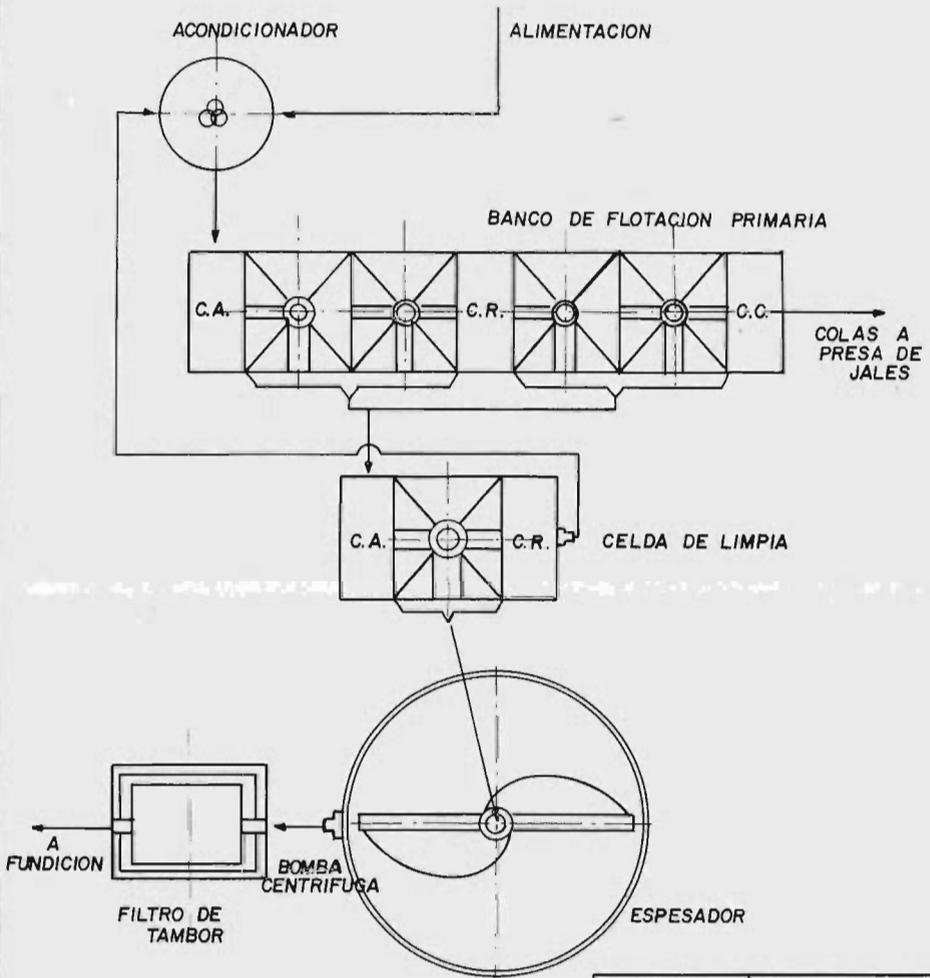
Q= capacidad en galones por minuto

E= eficiencia de la bomba

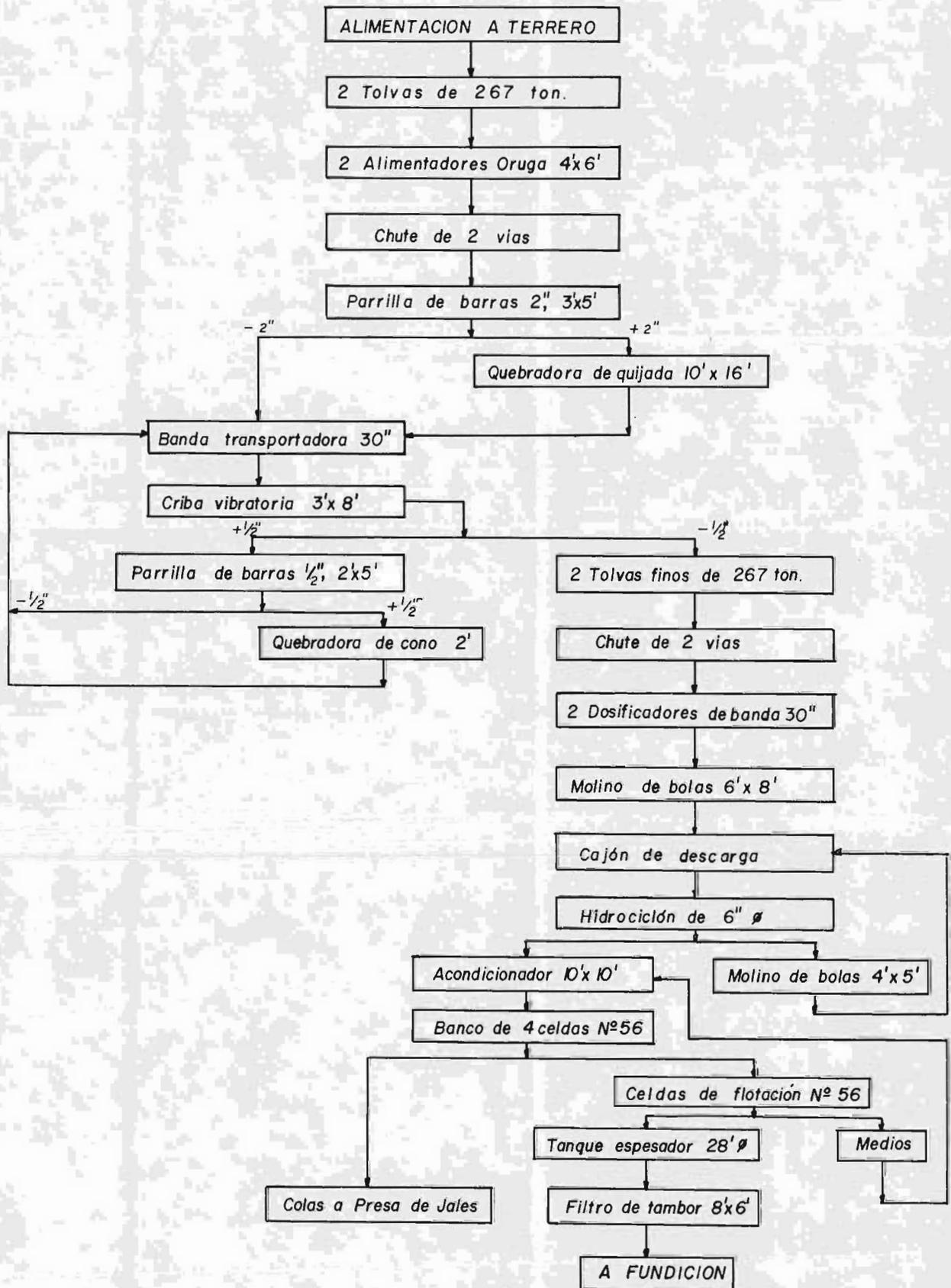
H= cabeza total en pies

f_p = densidad de pulpa en Ton/m³

Las bombas que se requieren son Wemco ASH 2" x 2" x 7" con motores de 1 900 RPM y 1 300 RPM, de 5 y 2 H.P. respectivamente.



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73-77
ESQUEMA DE BENEFICIO POR FLOTACION	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M ^o de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
DIAGRAMA DE FLUJO PROCESO FLOTACION	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M. ^o de los Angeles Peález G. Rafael Monroy V.	

8.2.8 BENEFICIO POR MESA WILFLEY-FLOTACION

MESA WILFLEY

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%)	57
Sólidos (Ton/hr)	13.2
Dilución	2:1
Capacidad (GPM)	169.1

Se requiere dos Mesas Wilfley Denver 6S con capacidad para 200.0 T.P.D., aditamento para alimentación de pulpa y motor de 3.0 H.P.

TANQUE ESPESADOR DE COLAS DE MESA WILFLEY

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%)	78.0
Sólidos (Ton/Hr)	10.3
Dilución inicial	20:1
Dilución final	0.9:1
Area (ft^2 /Ton/día)	2.15
Capacidad (Ton/día)	156.0
Area total (ft^2)	335.4

Se requiere un espesador Wemco de puente suspendido de 22' x 10' con motor de 3.0 H.P.

BOMBA DE DESCARGA DEL ESPESADOR

Datos de cálculo:

Cabeza total	80 ft
Gas to	58.5 G.P.M.
Eficiencia	0.6
Densidad de pulpa	1.47 Kg/ Lt
Potencia total	3.1 H.P.

Se requiere una bomba Wemco ASH 2" x 2" x 7" con motor de 2 100 R.P.M. y 7.0 H.P.

ACONDICIONADOR

Datos de cálculo:

Tiempo de acondicionamiento	10 minutos
Sólidos (Ton/hr)	10.3
Pulpa (Ton/hr)	20.6
Dilución (L:S)	1:1
Pulpa (m ³ /min)	0.24 (64.48 G.P.M.)
Volúmen requerido	500.8 ft ³ Totales

Se necesita un acondicionador Wemco 10' x 10' con volúmen útil total de 589.1 ft³ y motor de 3.0 H.P.

CELDA DE LIMPIEZA

Datos de cálculo:

Peso %	28
Ton/hr	2.88
Dilución (L:S)	3:1
Tiempo de limpia	3 minutos
Volúmen requerido	0.49 m ³ (17.29 ft ³)

Se requiere de una celda Wemco modelo 44 con motor de 5 H.P. y un volúmen útil total de 21 ft³

TANQUE DE ASENTAMIENTO CONCENTRADOS

Datos de cálculo:

Sólidos (Peso %)	8.0
Sólidos (Ton/hr)	4.54
Dilución Inicial	11.1
Dilución final	0.5:1
Area (ft ² /Ton/día)	7.2
Capacidad (Ton/día)	68.4
Area total (ft ²)	492.5

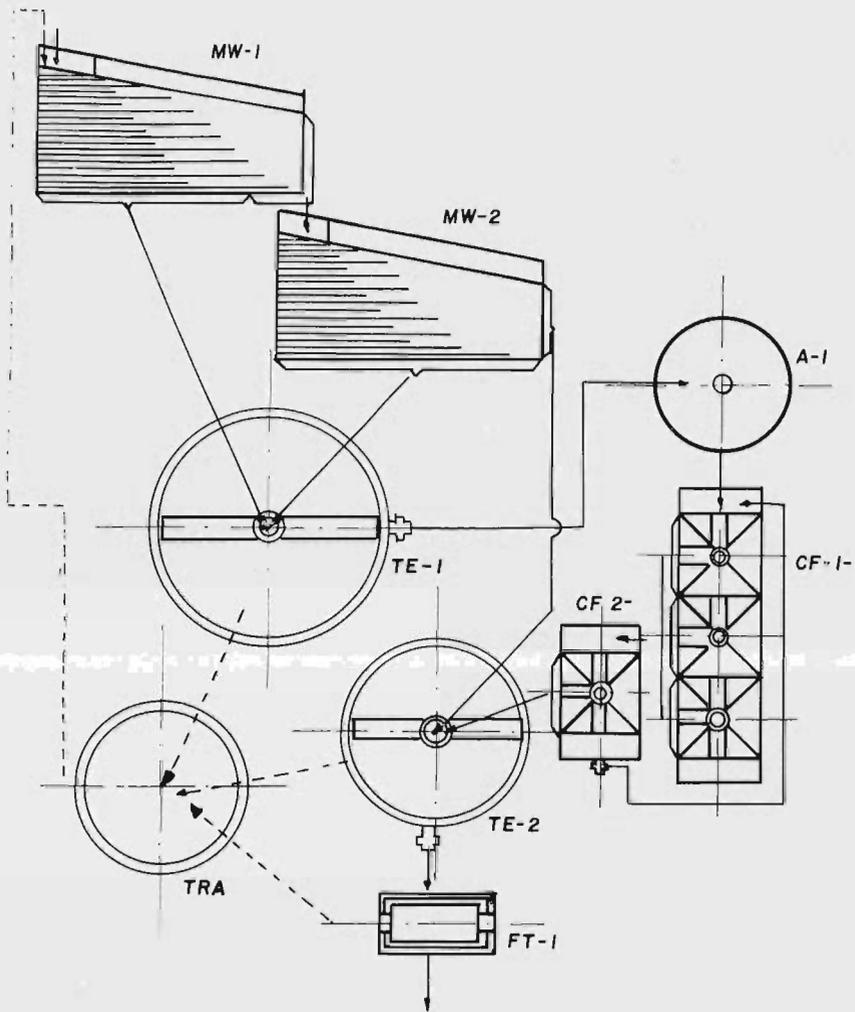
Se requiere un espesador Wemco de 26' x 10' y motor de 5 H.P.

BOMBAS

Datos de cálculo:

1)	Cabeza total (ft)	30	2)	Cabeza total (ft)	30
	Gasto (G.P.M.)	18.5		Gasto (G.P.M.)	13.43
	Eficiencia	0.6		Eficiencia	0.6
	Densidad de pulpa	1.18		Densidad de pulpa	1.68
	Potencia teórica	0.28		Potencia teórica	0.28

Se requieren dos bomba Wemco ASH Centrífugas 2" x 2" x 7"
con motors de 1 300 y 1 900 R.P.M. y 1.5 ó 3 H.P. cada una.



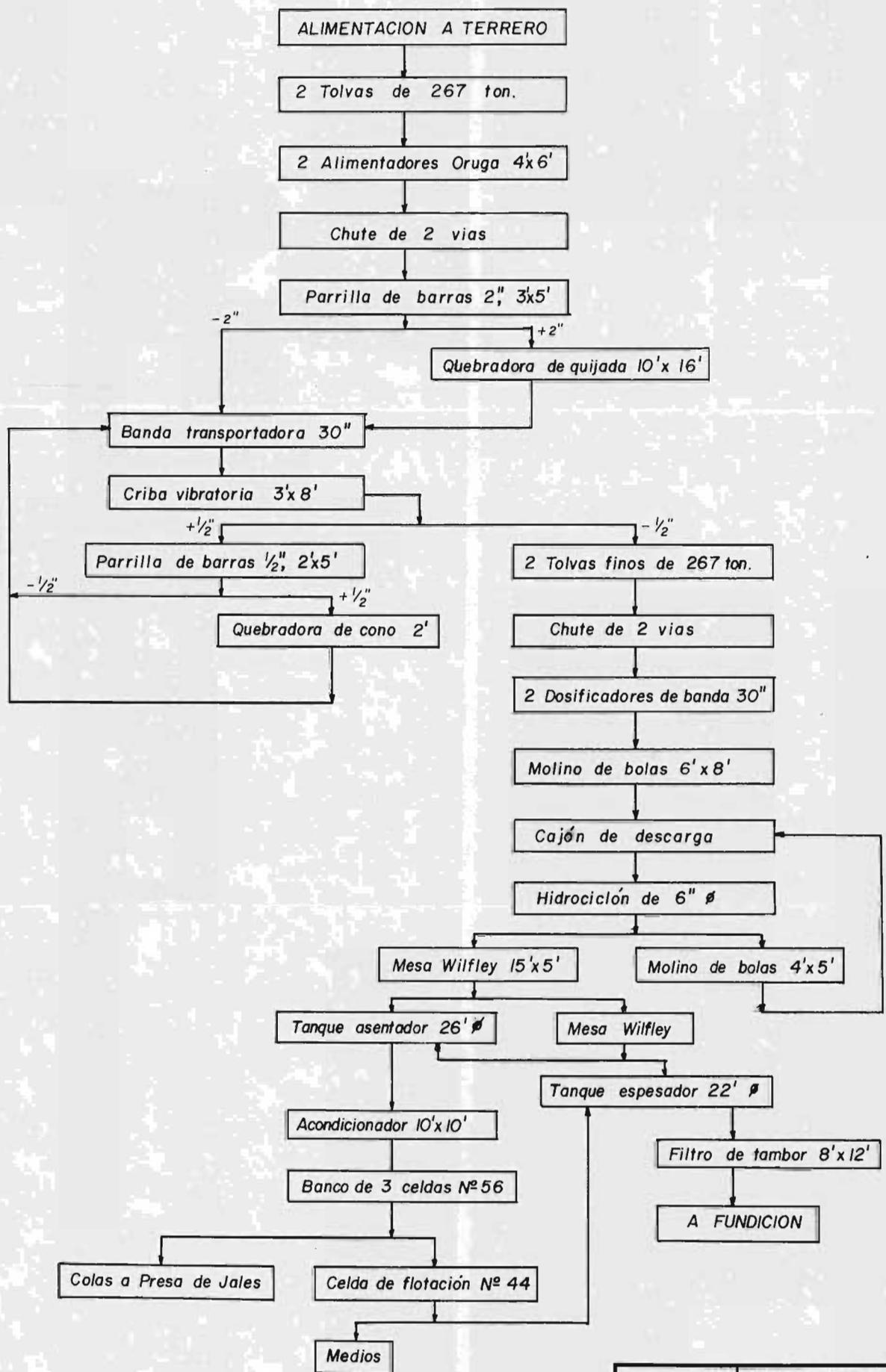
A
FUNDICION

UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77

ESQUEMA DE BENEFICIO
MESA WILFFLEY - FLOTACION

TESIS PROFESIONAL FEB - 1979

Mé de los Angeles Pelcéz G. Rafael Monroy V.



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 - 77
DIAGRAMA DE FLUJO PROCESO - WILFLEY-FLOTACION	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
M ^o de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

8.2.9 BENEFICIO POR CIANURACION

ESPESADOR GENERAL

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%)	33.0
Sólidos (Ton/hr)	11.4
Dilución inicial (L:S)	3:1
Dilución final (L:S)	2:1
Area (ft ² /Ton/día)	4.7
Capacidad (Ton/día)	200.0
Area total (ft ²)	940.0

Se requiere un espesador de puente suspendido Wemco de 35' x 10' con motor de 7.5 H.P.

AGITADORES

Datos de cálculo:

Sólidos (Ton/hr)	11.4
Pulpa (Ton/hr)	34.2
Pulpa (m ³ /min)	0.45
Tiempo de agitación (hr)	36.0
Volúmen requerido (m ³)	972.0
Volúmen requerido (ft ³)	34 326.0

Se requieren 4 agitadores de aereamiento mixto (central y

a los lados) wemco 28' x 20' con volúmen útil total de 36 945.1 ft³
y motor de 10 H.P. cada uno.

TANQUES DE ASENTAMIENTO CONTRACORRIENTE

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%)	33.0
Sólidos (Ton/hr)	11.4
Dilución inicial (L:S)	2:1
Dilución final (L:S)	0.41:1
Area (ft ² /Ton/día)	4.87
Capacidad (Ton/día)	200.00
Area total (ft ²)	974.0

Se requiere de 3 tanques de puente suspendido Wemco de
30' x 10' con motor de 5.0 H.P. cada uno.

TANQUE DE CLARIFICACION Y FILTRO DE CLARIFICACION

Datos de cálculo

1) Sólidos (P.P.M.)	150
Solución alimentada (M ³ /min)	1.2
Tiempo de permanencia (min)	130
Volumen requerido (M ³)	194.5 (6867.8 ft ³)

2) Solución alimentada (m^3/min)	0.2
Tiempo de ciclo (min)	130
Volumen requerido (m^3)	58 (1932 ft ³)

Se requiere de un tanque de clarificación de 30' x 10' y un filtro de hojas 5 x 4 x 3 m. con bomba de vacío de 14" x 5" con motor de 10 H.P. y 750 R.P.M. las hojas son de 4' x 2' un total de 96.

TANQUE DE PRECIPITACION O PRENSAS DE PRECIPITACION

Datos de cálculo:

Solución (m^3/min)	0.2
Emulsión Zn (m^3/min)	0.08
Precipitado/día/marco (Kg.)	1.02
Precipitado /día (Kg.)	9.2
Número de marcos	9

Se requiere de dos prensas de precipitación Merrill-Crowe de 6' x 6' con hojas de 5'/lado con un total de 9 marcos y 8 placas.

TANQUE DE ALMACENAMIENTO DE SOLUCION EMPO- BRECIDA Y AGUA DE MOLIENDA

Datos de cálculo:

Alimentación (m^3/min)	0.28
Descarga (m^3/min)	0.18

Diferencia (m^3/min)	0.10
Volumen requerido (m^3)	144 (5084.64 ft^3)

Se requiere de un tanque de 26' x 10' o un pilancón de dos secciones de 5 x 5 x 3 m. cada sección, para un volumen total de 150 m^3 .

TORRE DE DESOXIGENACION

Datos de cálculo:

Solución (m^3/min)	0.2
Tiempo de flujo (min)	206
Volumen total (m^3)	288
Volumen requerido (m^3)	1.4

Se requiere de 2 torres con madera empacada de 4' x 9' con bomba de vacío Ingersol Rand 6' x 4' con motor de 30 H.P.

FILTRACION

Datos de cálculo:

Sólidos (peso%)	71.0
Sólidos (Ton/hr)	11.4
Capacidad de retención ($\text{kg}/\text{ft}^2/\text{hr}$)	18.0
Capacidad (Ton/día)	200.0
Area requerida (ft^2)	556.0

Se requiere de un filtro de tambor Wemco 11' 6" x 16' con motor y bomba de vacfo de 60 H. P.

BOMBAS

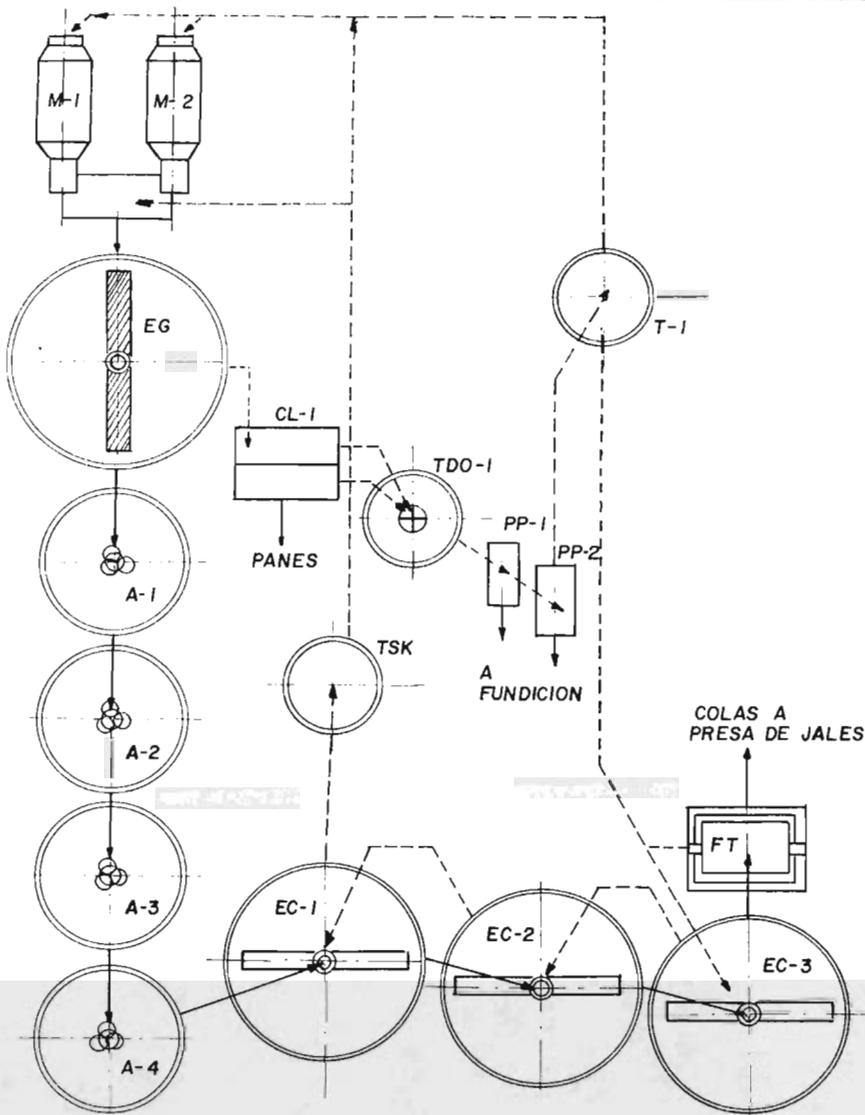
- 1) ESPESADOR GENERAL 2) ESPESADORES 3) SOL. RICA 4) AGUA DE PROCESO

Datos de cálculo:

Cabeza total	30'	30'	80'	60'
Gasto (GPM)	118.9	39.6	79.3	74.0
Eficiencia	0.6	0.6	0.6	0.6
Densidad pulpa	0.5	2.38	1.05	1.0
Potencia teórica	0.75	1.19	2.80	1.87

$$\text{H. P.} = \frac{H_T \times Q \times \rho}{3960 \times E \times P}$$

- 1) Bomba Wemco -ASH 4" x 3" x 12" con motor de 800 RPM y 5.0 H. P.
- 2) Bomba Wemco -ASH 2" x 2" x 7" con motor de 1500 RPM y 3.0 H. P.
- 3) Bomba Wemco -ASH 2" x 2" x 7" con motor de 2300 RPM y 5.0 H. P.
- 4) Bomba Wemco -ASH 2" x 2" x 7" con motor de 2100 RPM y 3.0 H. P.

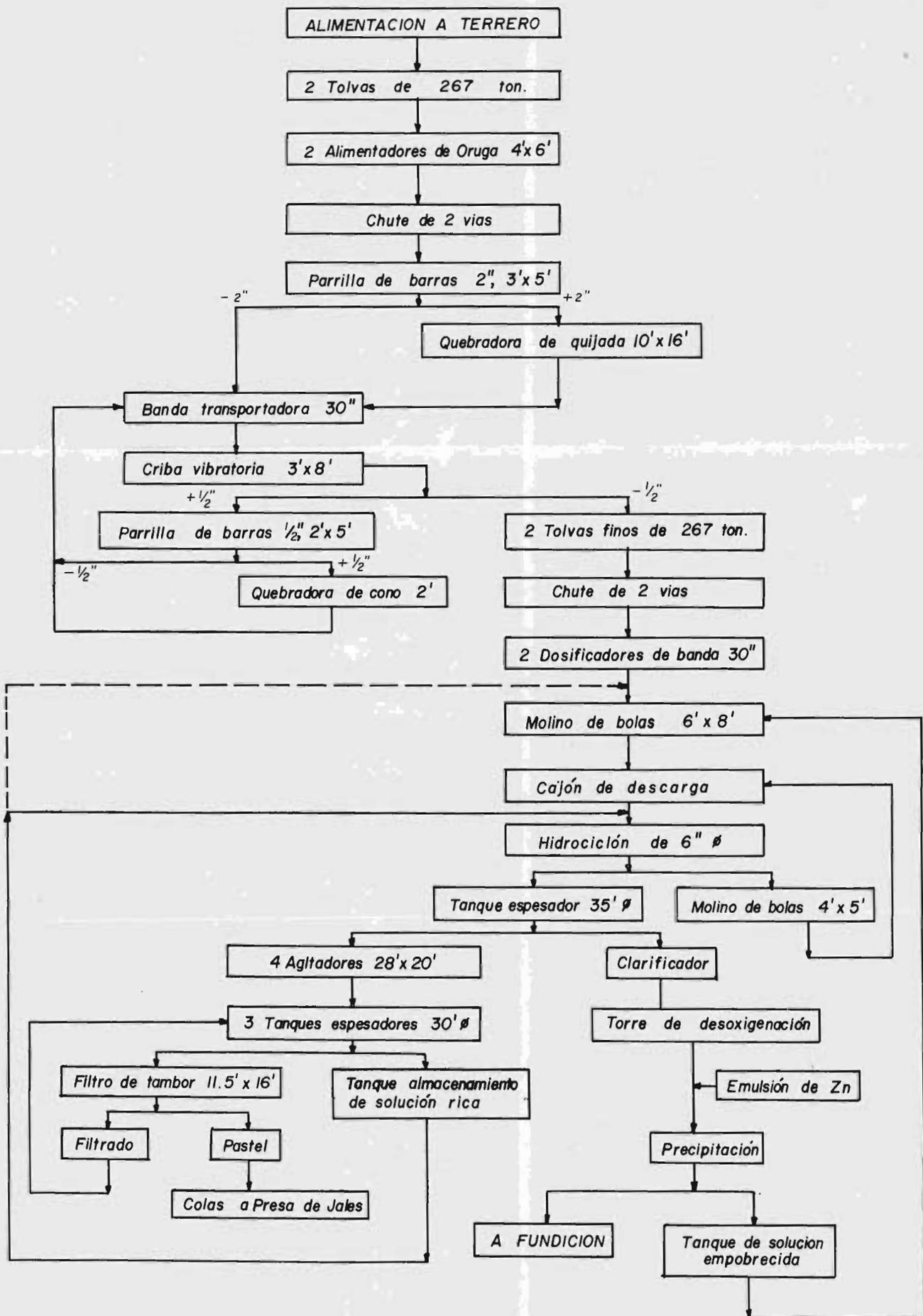


UNAM FAC. DE QUIMICA
73 - 77

ESQUEMA DE BENEFICIO
POR CIANURACION

TESIS PROFESIONAL FEB - 1979

M^{re} de los Angeles Paláez G. Rafael Morroy V.



8.2.10 LISTA DE EQUIPO BASICO PRINCIPAL

Partida No.	EQUIPO	Motor H.P.	Peso Kg	Costo \$
1	Tolvas No. 1 y 2 Tipo troncopiramidal de 187.6 m ³		23 630.0	839,200.00
2	Alimentador de placas Apron 6' largo x 4' ancho	5.0	2 245.5	212,000.00
3	Parrilla de barras de 2" de 3' ancho x 5' largo		100.0	3,294.00
4	Quebradora de quijada Denver 10' x 16'	20.0	2 746.7	293,580.00
5	Banda transportadora No. 1 de 30" x 20 m. de largo	5.0	1,002.0	1'000,000.00
6	Criba vibratoria Denver doble malla 1" y 1/2" de 3' x 8'	7.5	714.0	157,000.00
7	Banda transportadora No. 2 de 30" x 15 m. de largo	3.0	911.4	750,000.00

8	Parrilla de barras de 2' x 5'		86.4	2,788.00
9	Quebradora Symmons SH de 2'	50.0	4 581.0	415,625.00
10	Tolvas No. 3 y 4 Tipo Piramidal de 136.2 m ³		20 800.0	725,057.00
11	Alimentador de banda Denver de 30" x 9 m. de largo	2.0	750.0	450,000.00
12	Molino de bolas Denver 6' x 8'	150.0	29 318.0	1'203,668.00
13	Molino de bolas Denver 4' x 5'	30.0	10 182.0	425,000.00
14	Bomba Wemco ASH cen- trífuga 4" x 3" x 12"	10.0	375.0	48,400.00
15	Hidrocilcón Wemco 600 LC		100.0	35,880.00
16	Motor trifásico 220/440 volts. 720 RPM	150.0	1 643.0	427,920.00
17	Motor trifásico 220/440 volts. 900 RPM	50.0	802.7	131,700.00

18	Motor trifásico 220/440 volts. 900 RPM	30.0	590.5	50,111.00
19	Motor trifásico 220/440 volts. 900 RPM	10.0	180.5	20,535.00
20	Motor trifásico 220/440 volts. 1200 RPM	7.5		12,470.00
21	Motor bifásico 110/220 volts 1200 RPM	5.0	116.0	6,185.00
22	Motor bifásico 110/220 volts. 900 RPM	3.0	64.1	5,140.00
23	Sub - total	282.5	104 069.8	7'208,614.00
	T O T A L:	296.5	151 854.8	9'245,521.00

8.2.11 LISTA DE EQUIPO PRINCIPAL POR PROCESO

MESA WILFLEY

Partida No.	EQUIPO	H.P.	Peso Kg.	Costo \$
1	Mesa Wilfley Marca Denver Modelo 6S para 100 Ton/24 hrs.	3.0	1,909.0	200,000.00
2	Tanque asentador de puente suspendido Wemco de 14' x 10'	3.0	1,713.6	150,600.00
3	Filtro de tambor Wemco 8' x 6'	20.0	13,900.0	1'246,050.00
4	Bomba centrífuga Wemco ASH	2.0	147.7	27,600.00
5	Tanque asentador Wemco del puente suspendido de 22' x 10'	3.0	2,500.0	231,600.00
6	Bomba centrífuga Wemco ASH 2" x 2" x 7"	7.0	147.7	27,600.00
7	Tanque o pileta de recuperación de agua Wemco 24' x 10'	2.0	2,850.0	257,600.00
8	Motor bifásico 110/220 volts. 1 300 R.P.M.	2.0	47.7	3,250.00

9	Motor trifásico Sincrono 220/440 volts. 900 RPM.	3.0	72.0	5,890.00
10	Motor trifásico Sincrono 220/440 volts. 1300 RPM.	3.0	64.1	5,140.00
11	Motor trifásico Sincrono 220/440 volts. 2100 RPM	7.0	119.0	10,150.00
12	Motor trifásico Sincrono 220/440 volts. 900 RPM	20.0	465.5	33,400.00
13	Subtotal	40.0	23,936.4	2'198,585.00
14	T o t a l	43.0	25,957.0	2'406,975.00

FLOTACION

Partida No.	EQUIPO	H.P.	Peso Kg.	Costo \$
1	Acondicionador Wemco 10' x 10'	3.0	1,629.1	283,600.00
2	Banco de 4 celdas Wemco Modelo 56 con volumen total de 160 ft ³	30.0	6,272.7	466,933.00
3	Celda Wemco No. 56 con volumen de 40 ft ³	7.5	1,185.8	116,700.00
4	Tanque de asentamiento de puente suspendido Wem- co 28' x 10'	5.0	4,831.8	307,240.00
5	Filtro de tambor Wemco 8' x 6'	20.0	13,900.0	1'246,050.00
6	Bomba centrífuga Wemco ASH 2" x 2" x 7"	5.0	147.7	27,600.00
7	Bomba centrífuga Wemco-ASH 2" x 2" x 7"	2.0	147.7	27,600.00
8	Motor bifásico 110/220 volts. 1900 RPM.	5.0	116.0	6,185.00
9	Motor bifásico 110/220 1300 RPM.	2.0	47.7	3,250.00

10	Motor bifásico 110/220 1300 RPM.	7.5	131.0	12,470.00
11	Motor trifásico 220/440 900 RPM	20.0	465.5	33,400.00
12	Subtotal	72.5	40,975.0	2'531,028.00
13	T o t a l	72.5	41,615.0	2'587,093.00

MESA WILFLEY-FLOTACION

Partida No.	EQUIPO	H.P.	Peso Kg.	Costo \$
1	Mesa Wilfley Denver Modelo 6S para 100 Ton/ día	3.0	1,909.0	200,000.00
2	Tanque espesador de puente suspendido Wemco 22' x10'	3.0	2,500.0	231,600.00
3	Bomba centrífuga Wemco ASH 2" x 2" x 7"	7.0	147.7	27,600.00
4	Acondicionador Wemco 10' x 10'	3.0	1,629.1	283,600.00
5	Banco de 3 celdas Wemco Modelo 56 de 40 ft ³ /celda	22.5	4,705.0	350,200.00
6	Celda de flotación Wemco modelo 44 de 21 ft ³	5.0	1,046.0	71,870.00
7	Tanque asentador de puen te suspendido Wemco 26' x 10'	5.0	3,364.0	280,240.00

8	Filtro de tambor Wemco 8' x 12'	40.0	26,000.0	1'616,739.00
9	Bomba centrífuga Wemco-ASH 2" x 2" x 7"	3.0	147.7	27,600.00
10	Motor trifásico sincrono 220/440 volts. 900 RPM.	40.0	696.6	121,400.00
11	Motor trifásico sincrono 220/440 volts. 1300 RPM	7.5	131.0	12,470.00
12	Motor trifásico sincrono 220/440 volts. 1300 RPM.	7.0	129.0	12,150.00
13	Motor trifásico sincrono 220/440 volts. 1200 RPM.	5.0	116.0	6,185.00
14	Motor trifásico sincrono 220/440 volts. 13000 RPM	3.0	64.1	5,140.00
15	Subtotal	91.5	42,585.2	3'246,794.00
16	T o t a l	94.5	45,064.5	3'487,154.00

LIXIVIACION ALCALINA (CIANURACION)

Partida No.	EQUIPO	H.P.	Peso Kg.	Costo \$
1	Tanque espesador de puente suspendido Wemco de 35' x 10'	7.5	14,550.0	380,000.00
2	Agitador de aereamiento mixto Wemco 28' x 20'	5.0	11,400.0	560,480.00
3	Tanque espesador de puente suspendido Wemco de 30' x 10'	5.0	11,000.0	332,000.00
4	Tanque Wemco de 30' x 10'		11,000.0	332,000.00
5	Filtro de hojas de 5 x 4 x 3 m. con bomba de vacío 14" x 5"	10.0	10,520.0	350,000.00
6	Prensa de precipitación Merrill-Crowe de 6' x 6' con marco de 5'/lado		3,000.0	250,000.00
7	Tanque de almacenamiento Wemco 26' x 10'		7,400.0	240,000.00
8	Torre de desoxigenación de 4' x 9' con bomba de vacío	30.0	1,040.0	40,000.00

9	Filtro de tambor Wemco 11.5' x 16'	60.0	39,000.0	2'358, 118.00
10	Bomba Wemco ASH 4" x 3" x 12"	5.0	375.0	48, 400.00
11	Bomba Wemco ASH 2" x 2" x 7"	3.0	148.0	27, 600.00
12	Bomba Wemco ASH 2" x 2" x 7"	5.0	148.0	21, 600.00
13	Bomba de vacío Ingerd- soll-Rand 14" x 5"	10.0	1,643.2	800,000.00
14	Bomba de vacío Ingerd- soll-Randa 14" x 5"	30.0	800.0	350,000.00
15	Motor Sincrono Trifá- sico 220/440 volts. 900 RPM.	40.0	696.6	121, 400.00
16	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 750 RPM.	10.0	156.0	10, 500.00
17	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 1800 RPM	7.5	131.0	6, 000.00
18	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 1300 RPM	5.0	116.0	4, 200.00
19	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 900 RPM.	20.0	465.5	33, 400.00

20	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 800 RPM	5.0	116.4	4,185.00
21	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 2300 RPM	5.0	105.0	3,900.00
22	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 1500 RPM	3.0	64.1	3,984.00
23	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 2100 RPM	3.00	59.2	3,720.00
24	Motor sincrono trifásico 220/440 volts. 900 RPM	30.0	590.0	50,111.00
25	Subtotal	130.5	114,524.7	6'337,598.00
26	T o t a l	158.5	175,609.9	9'025,793.00

8. 2. 12 ESTUDIO DE TRANSPORTACION

Conforme a los requerimientos de explotación de terreros de 300 ton/día, el presente estudio (preliminar estimado) dará una idea del requerimiento de equipo para manejar 300 ton/día de material para la planta de beneficio, bajo el siguiente criterio:

Capacidad de acarreo	300 ton/día
Días de trabajo/semana	6
Horas por día	7
Capacidad de acarreo ton/hr	42.86
Capacidad del camión (ton)	12.0
Total de viajes por día	25

$$\frac{25 \text{ viajes /día}}{7 \text{ hrs/día}} = 3.6 = 4 \text{ viajes/hr.}$$

CARGADOR

Para la selección de este equipo debe considerarse que el manejo de materiales se hace directamente en el terrero en explotación, para un tonelaje de 300 ton/día y en base a las siguientes consideraciones:

- a) Ciclo de movimientos del cargador

<u>MOVIMIENTOS</u>	<u>SEGUNDOS</u>
Ataque	18
Carga	35
Giro	10
Descarga	18
T o t a l:	81

b) Cucharones /min. 0.74

c) Capacidad de cucharón para camión de 12 toneladas

CUADRO 8.7

MARCA	Volumen Yd ³	M ³	M ³ /min.	Cargado Camión min.	Ton/hr.
CAT-920	1.5	1.15	0.85	9.5	76.00
Scott-Back 430	0.34	0.26	0.19	41.9	17.20
Michigan 45-B	1.0	0.80	0.57	14.2	50.72

d) Selección de cargador

Mineral 300 ton/hr = 42.9

Cargador CAT- 920 $42.9/76.1 = 0.56$

Cargador Scott Back 430 $42.9/17.2 = 2.49$

Cargador Michigan 45-B $42.9/50.7 = 0.85$

Conforme a los cálculos anteriores y considerando el tipo

de operación en el área, así como los coeficientes de seguridad, la selección del cargador es la siguiente:

Una unidad MICHIGAN 45-B del 1 Yd³ (0.8 m³)

CAMION

Seleccionando tentativamente el acarrero en camión de 12 toneladas se tendrá que la carga será la siguiente:

Mineral 42.9 Ton/hr.

Tiempo de carga del Michigan

45-B 14 minutos

12.0 Ton/camión/14 min.

$60/14 = 4.29$ camiones/hr. de 12 ton.

a) Ciclo del camión en minutos

CUADRO 8.8

MOVIMIENTOS	TIEMPO Min.
Colocación a cargador	0.5
Tiempo de carga	14.0
Viaje cargado 20 Km.	20.0
Virage y descarga	1.5
Viaje de vacío	20.0
Tiempo total	56.0
Viajes por hora	1.07
Toneladas por hora	12.84

CUADRO 8.9

b) Requerimiento

Mineral Ton/hr.	42.9
Camión 12 Ton/hr.	12.84
Número de unidades	3.34
Requeridos para uso	4.0

c) Estimación de costo de transporte

Consideraciones:

Transporte de mineral en 5 años (ton.)	547,500.00
Tiempo de trabajo (hrs.)	10,950
Unidades requeridas (12 ton.)	4.0
Costo estimado por unidad	650,000.00

d) ESTIMACION COSTO DE ACARREO

CUADRO 8.10

PARTIDA	CONCEPTO	Cantidad	ESTIMACION DE COSTO	
			UNITARIO	TOTAL
1	Camión 12 tons.	4	650,000.00	2'600,000.00
2	Amortización		650,000.00	2'600,000.00
3	Mantenimiento (50%)		325,000.00	650,000.00
4	Factor de servicio (seguro, etc. 18%) (1)		117,000.00	468,000.00
5	Combustible (109500/12.84X1. 07X20/4X0.85)		38,781.30	155,125.00
6	Lubricantes 25% (5)		9,695.30	38,781.25
7	Chofer \$ 140/día	4	43,680.00	174,720.00
8	T o t a l		1'834,156.60	6'686,626.25
9	Costo estimado de transporte de mineral a 20 Km. de distancia en camión 12 toneladas Costo \$ = $\frac{6\ 686\ 626.25}{547\ 500.00\ T} = 12.21$			\$ 12.21/T
10	Costo por camión parado: Costo = $\frac{6\ 686\ 620.25}{10\ 950.00\ x\ 4} = 152.7$			\$ 152.70

8.2.13 ESTIMACION DE LA INVERSIONPROCESO POR MESA WILFLEY

CUADRO GENERAL PRIMARIO

CUADRO 8.11

<u>PARTIDA</u>	<u>CONCEPTO</u>	<u>VALOR</u>
1	Costo de equipo principal	11'842,000.00
2	Instalación y montaje	2'370,000.00
3	Tuberías	1'184,000.00
4	Edificios: (incluye acondicio- namiento del terreno y áreas de trabajo en general)	2'368,000.00
5	Servicios auxiliares: (Laboratorio, suministro de energía eléctrica, agua, bási- cula de recibo, etc..)	3'542,000.00
6	Ingeniería y dirección	2'950,000.00
7	Contingencias e imprevisto	2'950,000.00
8	T o t a l	27'206,000.00

PROCESO POR FLOTACION

CUADRO GENERAL PRIMARIO

CUADRO 8.12

<u>PARTIDA</u>	<u>CONCEPTO</u>	<u>VALOR</u>
1	Costo de equipo principal	12'100,000.00
2	Instalación y montaje	2'400,000.00
3	Tuberías	1'210,000.00
4	Instrumentación (3% (1))	361,000.00
5	Edificios: Incluye acondicionamiento del terreno y áreas de trabajo en general	2'450,000.00
6	Servicios auxiliares: Laboratorio, suministro de energía eléctrica, agua, básica de recibo, etc.	3'600,000.00
7	Ingeniería y dirección	3'000,000.00
8	Contingencias e imprevistos	3'000,000.00
9	T o t a l	28'132,000.00

PROCESO POR MESA WILFLEY-FLOTACION

CUADRO GENERAL PRIMARIO

CUADRO 8.13

<u>PARTIDA</u>	<u>CONCEPTO</u>	<u>VALOR</u>
1	Costo de equipo principal	13'000,000.00
2	Instalación y montaje	2'600,000.00
3	Tuberías	1'300,000.00
4	Instrumentación (3% (1))	390,000.00
5	Edificios:	
	Incluye acondicionamiento del terreno y áreas de trabajo en general	2'650,000.00
6	Servicios auxiliares:	
	Laboratorio, suministro de energía eléctrica, agua, báscula de recibo, etc.	3'900,000.00
7	Ingeniería y dirección	3'250,000.00
8	Contingencias e imprevistos	3'250,000.00
9	T o t a l	30'340,000.00

PROCESO POR CIANURACION

CUADRO GENERAL PRIMARIO

CUADRO 8.14

<u>PARTIDA</u>	<u>CONCEPTO</u>	<u>VALOR</u>
1	Costo de equipo principal	18'461,000.00
2	Instalación y montaje	3'690,000.00
3	Tuberías	1'850,000.00
4	Instrumentación (5% (1))	920,000.00
5	Edificios:	
	Incluye acondicionamiento del terreno y áreas de trabajo en general	3'880,000.00
6	Servicios auxiliares:	
	Laboratorio, suministro de energía eléctrica, agua, básica de recibo, etc.	5'540,000.00
7	Ingeniería y dirección	4'620,000.00
8	Contingencias e imprevistos	4'620,000.00
9	T o t a l	43'570,000.00

8.3 MONTO TOTAL DE LA INVERSION

MESA WILFLEY

CUADRO 8.16

<u>PARTIDA</u> <u>No.</u>	<u>CAPITAL FIJO</u>	<u>%</u>	<u>MONTO</u> <u>\$</u>
1	Costo de equipo instalado	100.0	14'212,000.00
2	Costo de equipos auxiliares	48.0	6'822,000.00
3	Costo de edificios industria- les	35.0	4'974,200.00
4	Costo instalaciones comple- mentarias	2.0	284,000.00
5	Costo de vehículos	5.0	710,000.00
	Subtotal		27'000,000.00
6	Gastos de organización y legales	10.0	1'420,000.00
7	Gastos de preoperación	20.0	2'840,000.00
8	Gastos de puesta en marcha	15.0	2'130,000.00
9	Imprevistos y varios	5.0	710,000.00
	Subtotal		34'100,000.00
10	Capital de trabajo o circulante	2.0	280,000.00
	T O T A L		34'380,000.00

FLOTACION

CUADRO 8.17

PARTIDA	CAPITAL FIJO	%	MONTO \$
1	Costo de equipo instalado	100	14'000,000.00
2	Costo de equipos auxiliares	48	6'960,000.00
3	Costo de edificios industriales	35	5'075,000.00
4	Costo instalaciones complementarias	2	290,000.00
5	Costo de vehículos	5	730,000.00
	Subtotal:		27'555,000.00
6	Gastos legales y de organización	10	1'400,000.00
7	Gastos de preoperación	20	2'800,000.00
8	Gastos de puesta en marcha	15	2'100,000.00
9	Imprevistos y varios	5	700,000.00
	Subtotal:		34'560,000.00
10	Capital de trabajo o circulante	2	280,000.00
	T O T A L:		34'840,000.00

MESA WILFLEY-FLOTACION

CUADRO 8.18

PARTIDA	CAPITAL FIJO	%	MONTO \$
1	Costo de equipo instalado	100	15'600,000.00
2	Costo de equipos auxiliares	48	7'488,000.00
3	Costo de edificios industriales	35	5'460,000.00
4	Costo instalaciones complementarias	2	312,000.00
5	Costo de vehículos	5	780,000.00
	Subtotal:		29'640,000.00
6	Gastos legales y de organización	10	1'560,000.00
7	Gastos de preoperación	20	3'120,000.00
8	Gastos de puesta en marcha	15	2'340,000.00
9	Imprevistos y varios	5	780,000.00
	Subtotal:		37'440,000.00
10	Capital de trabajo o circulante	2	310,000.00
	T O T A L :		37'750,000.00

CIANURACION

CUADRO 8.19

PARTIDA	CAPITAL FIJO	%	MONTO \$
1	Costo de equipo instalado	100	22'150,000.00
2	Costo de equipos auxiliares	48	10'630,000.00
3	Costo de edificios industriales	35	7'750,000.00
4	Costo de instalaciones complementarias	2	440,000.00
5	Costo de vehículos	5	1'110,000.00
	Subtotal:		42'080,000.00
6	Gastos legales y de organización	10	1'120,000.00
7	Gastos de preoperación	20	4'430,000.00
8	Gastos de puesta en marcha	15	3'320,000.00
9	Imprevistos y varios	5	1'110,000.00
	Subtotal:		52'160,000.00
10	Capital de trabajo o circulante	2	440,000.00
	T O T A L		52'600,000.00

8.4 COSTOS DE OPERACION

8.4.1 REACTIVOS Y MATERIALES DE CONSUMO

MESA WILFLEY

CUADRO 8.20

<u>NOMBRE</u>	<u>Costo Unitario \$</u>	<u>Consumo /Ton. de mineral</u>	<u>Costo/Ton de mine ral</u>	<u>Costo/Ton de conc.</u>
Bolas de molino	11.0/Kg.	1.5 Kg.	16.50	66.00
Blindaje de molino	22.0/Kg.	1.5 Kg.	33.00	132.00
Combustible diesel	0.85/Lt.	2.0 Lt.	1.70	14.00
T O T A L :			51.20	256.00

FLOTACION

CUADRO 8.21

NOMBRE	Costo Unitario	Consumo por Ton de mineral	Costo/Ton. de mineral	Costo/Ton de conc.
Acetato de Pb	85.00/Kg.	100. g.	8.50	42.50
A-208	54.00/Kg.	100 g.	5.40	27.00
R-242	60.00/Kg.	80 g.	4.80	24.00
X-350	35.00/Kg.	50. g.	1.75	8.75
A-70	27.00/Kg.	30. g.	0.80	4.00
Aceite de pino	25.00/Kg.	30.0 g.	0.75	3.75
Bola de molino	11.00/Kg.	1.5 Kg.	16.50	82.50
Blindaje de molino	22.00/Kg.	1.5 Kg.	33.00	165.00
Diesel	0.85/Lt.	2.0 Lt.	1.70	8.50
T O T A L :			73.20	366.00

MESA WILFLEY-FLOTACION

CUADRO 8. 22

NOMBRE	Costo Unitario	Consumo por Ton. de mineral	Costo/Ton. de mineral	Costo/Ton de conc.
Acetato de Pb	85.00/Kg.	100 g.	8.50	25.00
A-208	54.00/Kg.	100 g.	5.40	15.90
R-242	60.00/Kg.	80 g.	4.80	14.10
X-350	35.00/Kg.	50 g.	1.75	5.15
A-70	27.00/Kg.	30 g.	0.80	2.35
Aceite de pino	25.00/Kg.	30 g.	0.75	2.20
Bola de molino	11.00/Kg.	1.5 Kg.	16.50	48.50
Blindaje de moli- no	22.00/Kg.	1.5 Kg.	33.00	97.00
Diesel	0.85/Kg.	2.0 Lt.	1.70	5.00
T O T A L:			73.20	215.20

CIANURACION

CUADRO 8.23

<u>NOMBRE</u>	<u>Costo Unitario</u>	<u>Consumo por Ton. de mineral</u>	<u>Costo/Ton. de mineral</u>	<u>Costo/Ton. de sol.</u>
Acetato de Pb.	85.00/Kg.	1.6 Kg.	136.00	94.40
CaCN	18.00/Kg.	9.0 Kg.	162.00	112.50
Zn en polvo	22.00/Kg.	4.6 Kg.	101.20	70.28
Bola de molino	11.00/Kg.	1.5 Kg.	16.50	11.45
Blindaje de moli- no	22.00/Kg.	1.5 Kg.	33.00	22.90
Diesel	0.85/Lt.	2.0 Lt.	1.70	1.20
T O T A L			450.40	312.73

8.4.2 MANO DE OBRA

TABULACION DE SALARIO POR DIA

CUADRO 8.24

CATEGORIA	Salario Base	IMSS	Infonavit	Vacaciones	70. Día	Aguinaldo	%
Superintendente	500.00	76.35	12.50	33.95	71.40	41.10	47.0
Jefe de turno	300.00	45.11	9.00	20.37	42.85	24.65	47.0
Operador	150.00	22.50	4.50	10.20	21.00	12.35	47.0
Ayudante	125.00	18.75	3.75	8.50	17.50	10.30	47.0
Peón	114.00	17.10	3.40	7.75	15.95	9.40	47.0
PROMEDIO							47.0

Consecuentemente el salario base será afectado de 47.0%

PERSONAL DE OPERACION PLANTA

MESA WILFLEY

CUADRO 8. 25

No.	PERSONAL	Salario Base \$	Afectado de 47.0%	Total Diario
1	Superintendente	500.00	735.00	735.00
4	Jefes de turno	300.00	441.00	1,764.00
2	Operador de quebradora	150.00	220.50	441.00
2	Bandero	125.00	183.75	367.50
3	Molinero	150.00	220.50	660.75
4	Ayudante molinero	125.00	183.75	735.00
4	Operador M. W.	150.00	220.50	882.00
7	Peones	114.00	167.60	<u>1,173.20</u> <u>6,758.45</u>
<u>LABORATORIO</u>				
1	Metalurgista	300.00	441.00	441.00
1	Químico	300.00	441.00	441.00
2	Analistas	190.00	279.30	558.60
2	Ayudantes	173.00	254.31	<u>508.60</u> <u>1,949.20</u>
<u>TALLERES Y MANTENIMIENTO</u>				
1	Jefe de taller	300.00	441.00	441.00
3	Mecánico	190.00	279.30	837.00
3	Electricistas	183.00	269.01	807.05
4	Ayudante	156.00	229.30	<u>917.30</u> <u>3,003.20</u>
TOTAL DIARIO				11,710.85

FLOTACIONCUADRO 8.26

No.	PERSONAL	Salario Base \$	Afectado de 47.0%	Total Diario
1	Superintendente	500.00	735.00	735.00
4	Jefes de turno	300.00	441.00	1,764.00
2	Operador de quebradora	150.00	220.50	441.00
2	Bandero	125.00	183.75	367.50
3	Molinero	150.00	220.50	882.00
4	Ayudante molinero	125.00	183.75	735.00
4	Operador flotación	150.00	220.50	882.00
4	Operador filtro	150.00	220.50	882.00
7	Peones	114.00	167.60	1,173.00
6	Laboratorio	172.20	324.85	1,949.20
11	Talleres y Mant.	144.70	273.00	3,003.20
	TOTAL DIARIO			12,592.85

MESA WILFLEY -FLOTACION

CUADRO 8.27

No.	PERSONAL	Salario Base \$	Afectado de 47.0%	Total Diario
1	Superintendente	500.00	735.00	735.00
4	Jefe de turno	300.00	441.00	1,764.00
2	Operador quebradora	150.00	220.50	441.00
2	Bandero	125.00	183.75	367.50
3	Molinero	150.00	220.50	660.75
4	Ayudante molinero	125.00	183.75	735.00
4	Operador M. W.	150.00	220.50	882.00
4	Operador flotación	150.00	220.50	882.00
4	Operador filtro	150.00	220.00	882.00
7	Peon	114.00	167.50	1,173.20
6	Laboratorio	172.20	324.85	1,949.20
11	Talleres y mant.	144.70	273.00	3,003.20
TOTAL DIARIO				13,474.85

CIANURACIONCUADRO 8.28

No.	PERSONAL	Salario Base \$	Afectado de 47.0%	Total Diario
1	Superintendente	500.00	735.00	735.00
4	Jefe de turno	300.00	441.00	1,764.00
2	Operador quebra- dora	150.00	220.50	441.00
2	Bandero	125.00	183.75	367.50
3	Molinero	150.00	220.50	660.75
4	Ayudante molinero	125.00	183.75	367.50
4	Cabo de tanques	150.00	220.50	882.00
4	Cabo de filtros	150.00	220.50	882.00
4	Bombero	140.00	205.80	823.20
4	Muestrero	125.00	183.75	735.00
7	Peones	114.00	167.60	1,173.20
6	Laboratorio	172.20	324.85	1,949.20
11	Talleres y mant.	144.70	273.00	3,003.20
	TOTAL DIARIO			14,151.05

COSTO DE MANO DE OBRA

CUADRO 8.29

Proceso	Por Día	Por Tonelada de mineral	Por Tonelada de Concentrado
Mesa Wilfley	11,710.85	58.55	234.22
FLOTACION	12,502.85	62.96	314.82
MW-FLOTACION	13,474.85	67.37	197.00
Cianuración	14,151.05	70.76	49.14

8.4.3 COSTO DE ADMINISTRACION

CUADRO 8.30

No.	PERSONAL	Salario Base \$	Afectado de 47.0%	Total Diario
1	Gerente general	600.00	882.00	882.00
1	Contador	300.00	441.00	441.00
1	Jefe de personal	250.00	367.50	367.50
1	Cajero	200.00	294.00	294.00
2	Secretarias	125.00	183.75	367.50
1	Jefe compras	200.00	294.00	294.00
1	Almacenistas	174.00	255.80	255.80
1	Auxiliar	114.00	167.60	167.60
1	Chofer	140.00	205.80	205.80
TOTAL DIARIO				3,279.20

El costo de administración se dividirá en 3 partes en los siguientes porcentajes:

EXPLORACION	25 %	\$ 818.50 Dña
EXPLOTACION	35 %	\$ 1,146.30 Dña
BENEFICIO	40 %	\$ 1,310.10 Dña

COSTO DE ADMINISTRACION

CUADRO 8.31

PROCESO	Por Día \$	Por Tonelada mineral	Por Tonelada concentrado
Mesa Wilfley	3,279.20	16.38	65.50
Flotación	3,279.20	16.38	81.90
MW-Flotación	3,279.20	16.38	47.85
Cianuración	3,279.20	16.38	11.40

8.4.4 ENERGIA ELECTRICA

De acuerdo con la potencia instalada se tiene el siguiente resumen de demanda de energía

CUADRO 8.32

SECCIÓN	DEMANDA DE ENERGIA H.P.	Horas K.W.	Horas por día	Consumo de Energía KWH	KWH/TON. de mineral
Trituración	95.5	71.3	14	998.2	3.74
Molienda	184.0	137.3	24	3,295.2	12.34
Clasificación	10.0	7.5	24	180.0	0.67
Mesa Wilfley	43.0	32.1	24	770.4	3.85
Flotación	72.5	54.1	24	1,298.4	6.50
MW-flotación	94.5	70.5	24	1,692.5	8.46
Cianuración	158.5	118.3	24	2,838.8	14.17
Otros	100.0	74.6	24	1,790.4	6.73
Alumbrado y servicio	100.0	74.6	12	895.2	3.35

En resumen por proceso se tendrán los siguientes resultados:

CUADRO 8.33

PROCESO	Demanda de Energía		Consumo de Energía KWH	Consumo E/Ton.		Costo E/Ton.	
	H.P.	KW		Mineral	Conc.	Min.	Conc.
M.W.	532.50	397.4	7,929.4	39.65	158.60	15.85	63.45
Flotación	562.00	419.4	8,457.4	42.30	211.45	16.90	84.57
M.W. - Flot.	584.00	435.8	8,851.5	49.26	129.40	17.70	51.76
Cianuración	648.0	483.6	9,997.8	50.00	34.71	20.00	13.90

8.4.5 GASTOS VARIOS

a) MANTENIMIENTO: Se considera el 8% anual sobre costos de equipo principal, tuberías, servicios auxiliares e instrumentación en resumen se tiene el siguiente resultado por proceso.

CUADRO 8.34

PROCESO	Costo Anual de Mantenimiento	Costo por Ton. de Mineral	Costo por Ton. Concentrado
M. W.	1'520,000.00	20.82	83.30
Flotación	1'570,000.00	21.50	107.50
M. W/Flot.	1'700,000.00	23.30	68.10
Cianuración	2'440,000.00	33.40	23.20

b) GASTOS ADMINISTRATIVOS: En forma general muy estimada, se considera un costo anual de \$ 100'000.00 para los diversos gastos de administración, tales como papelería, artículos de oficina, impresos, etc.

8.5 DEPRECIACION Y AMORTIZACION

MESA WILFLEY

Cuadro 8.35

CONCEPTO	Años	Total Millones \$	Depreciación Anual	Amortización Anual
Maquinaria instalada	10	14.2	1'280,000.00	
Equipos auxiliares	10	6.8	614,000.00	
Edificios industriales	33	4.9	140,000.00	
Instalaciones complementarias	33	0.3	7,746.00	
Vehículos	5	0.7	127,800.00	
Organización y gastos	20	1.4		70,000.00
Gastos de preoperación	20	2.8		140,000.00
Gastos de puesta en marcha	20	2.1		110,000.00
Imprevistos y varios	20	0.7		40,000.00
T O T A L:			2'169,550.00	360,000.00

FLOTACION

CUADRO 8.36

CONCEPTO	Años	Total Millones \$	Depreciación Anual	Amortización Anual
Maquinaria instalada	10	14.5	1'310,000.00	
Equipos auxiliares	10	6.9	630,000.00	
Edificios industriales	33	5.1	140,000.00	
Instalaciones complementarias	33	0.3	7,909.00	
Vehículos	5	0.7	130,000.00	
Organización y gastos	20	1.4		70,000.00
Gastos de preoperación	20	2.8		140,000.00
Gastos de puesta en marcha	20	2.1		110,000.00
Impuestos y varios	20	0.7		40,000.00
T O T A L :			2'217,910.00	360,000.00

MESA WILFLEY-FLOTACION

CUADRO 8.37

CONCEPTO	Años	Total Millones \$	Depreciación Anual	Amortización Anual
Maquinaria instalada	10	15.6	1'400,000.00	
Equipos auxiliares	10	7.5	680,000.00	
Edificios industriales	33	5.5	150,000.00	
Instalaciones complementarias	33	0.3	8,200.00	
Vehículos	5	0.8	140,000.00	
Organización y gastos	20	1.6		80,000.00
Gastos de preoperación	20	3.1		160,000.00
Gastos de puesta en marcha	20	2.3		120,000.00
Imprevistos y varios	20	0.8		40,000.00
TOTAL:			2'378,200.00	400,000.00

CIANURACION

CUADRO 8. 38

CONCEPTO	Años	Total Millones \$	Depreciación Anual	Amortización Anual
Maquinaria instalada	10	22.1	1'990,000.00	
Equipos auxiliares	10	10.6	950,000.00	
Edificios industriales	33	7.8	210,000.00	
Instalaciones complementarias	33	0.4	10,900.00	
Vehículos	5	1.1	200,000.00	
Organización y gastos	20	1.2		60,000.00
Gastos de preoperación	20	4.4		220,000.00
Gastos de puesta en marcha	20	3.3		170,000.00
Imprevistos y varios	20	1.1		60,000.00
TOTAL:			3'360,900.00	510,000.00

La depreciación se ha calculado por el método de la línea recta considerando L (valor de rescate) como un 10% de la inversión.

$$D = \frac{P - L}{n}$$

en donde:

D = depreciación

P = valor original

L = valor de rescate

n = años de vida probable del equipo

La amortización del capital de los costos intangibles se estima a un interés del 5% anual, que es lo que permite la Ley.

8.6 COSTOS DE BENEFICIOS ESTIMADOSMESA WILFLEYCUADRO 8.39

CONCEPTO	Costo/Ton. Mineral	Costo/Ton. Concentrado
Reactivos y materiales de consumo	51.20	256.00
Mano de obra	58.55	234.20
Energía eléctrica	15.85	63.45
Gastos varios:		
Mantenimiento	20.80	83.30
Administrativos	16.40	65.50
Amortización	4.95	19.75
Depreciación	29.70	118.90
TOTALES:	197.45	841.10

FLOTACION

CONCEPTO	Costo/Ton. Mineral	Costo/Ton. Concentrado
Reactivos y materiales de consumo	73.20	366.00
Mano de obra	62.95	314.80
Energía eléctrica	16.90	84.60
Gastos varios:		
Mantenimiento	21.50	107.50
Administrativos	16.40	81.90
Amortización	4.95	24.65
Depreciación	30.40	151.90
TOTAL ES:	226.30	1,131.35

MESA WILFLEY-FLOTACION

CONCEPTO	Costo/Ton. Mineral	Costo/Ton. Concentrado
Reactivos y materiales de consumo	73.20	215.20
Mano de obra	67.40	197.00
Energía eléctrica	17.70	51.75
Gastos varios:		
Mantenimiento	23.30	68.10
Administrativos	16.40	47.85
Amortización	5.50	16.00
Depreciación	32.60	95.25
TOTALES:	236.10	691.15

CIANURACION

CONCEPTO	Costo/Ton. Mineral	Costo/Ton. Concentrado
Reactivos y materiales de consumo	450.40	312.70
Mano de obra	70.70	49.15
Energía eléctrica	20.00	13.90
Gastos varios:		
Mantenimiento	33.40	23.20
Administrativos	16.40	11.40
Amortización	7.00	4.85
Depreciación	46.05	31.95
TOTALES:	643.95	447.15

8.7 COSTO ESTIMADO DE PRODUCCION

CUADRO 8.40

Partida	C O N C E P T O	COSTO POR TONELADA	
		Mineral	Concentrado
1	Explotación de terrero	20.00	80.00
2	Acarreo 20 Kg.	12.20	48.80
	TOTAL:	32.20	128.80
3	Beneficio Mesa Wilfley	197.45	841.10
	TOTAL:	229.75	969.90
4	Beneficio flotación	226.30	1,131.35
	TOTAL:	258.60	1,292.85
5	Beneficio M. W. - Flotación	236.10	691.15
	TOTAL:	268.40	785.60
6	Beneficio por cianuración	643.95	447.15
	TOTAL:	676.25	469.60

8.8 PROFORMA DEL ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

A continuación se presentan las proformas de pérdidas y ganancias de los diferentes procesos evaluados para beneficiar 200 Ton. por día en una planta de beneficio Semi-Industrial.

Estas proformas se presentan únicamente para el primer año de operación de la planta, para los años venideros habrá que considerar una gran diversidad de factores. Por esta razón el proyecto se evalúa únicamente por el método de recuperación sobre la inversión al primer año.

Así mismo se presenta la proforma de liquidación de fundición para cada uno de los concentrados, suponiendo que cada uno de los concentrados se recibe L.A.B. Planta fundición y no para ser maquilados ya que es sustancial la diferencia del pago del material que va a fundición del que va para maquila.

Se consideran dos embarques por mes de concentrados a la planta de fundición y que el análisis de la tercera corresponde al efectuado en la planta de beneficio.

PROFORMA DE LIQUIDACION

MESA WILFLEY

CUADRO 8.41

RECIBIDO:

Peso húmedo Kg.: 832,500
H₂O %: 11.0
Peso seco Kg: 750,000

CLASIFICACION: Concentrado

ANALISIS:

Au g/Ton.	Ag g/Ton	As%	Fe	Ins.	CaO	S	SiO ₂
31.7	118.1	0.75	-	-	-	-	-

COTIZACIONES:

Oro: 251 Dls Oz Troy
Plata: 291.54 Dls. Kg.
Cambio oficial M.N.: 22.61

ABONOS POR TONELADA METRICA SECA

MONEDA AMERICANA

Oro 31.7 gr. a 7.51 gr. 238.07
Plata 118.1 gr. a 284.64 Kg. 33.62 271.64

DEDUCCIONES: Beneficio L. A. B. Torreón

45.03

As 0.75% menos el total 3.05 c/unidad 0.23

S si 2% o más \$ 2.00 /Ton. ---

H₂O 11 % menos 8% son 3% a 10.0 c/% 0.30 45.29

IMPUESTOS

VALOR BRUTO

226.40

Oro: De producción 19.7% 238.07 Dlls. 46.90

Ventas la Mano 37.7 gr. 428.65 Dlls Kg. 13.32

De producción 118.1 gr. 16.415 Kg. 1.94

Plata: Ventas la Mano 118.1 gr. 20.26 Kg. 2.39

Contribución a las exportaciones - - 64.55

Valor neto por ton. seca: 161.85

750 Toneladas a 161.85 por Ton. de 1000 Kg son: 121,387.50

PEQUEÑO MINERO

TERCERIA

Valor neto para facturar 121,387.50

100% sobre 101,287.15 subsidio Impto. ventas
la Mano 101,287.15 a 22.61 4,479.75

100% sobre P. N. F. 147307.05 subsidio automá-
tico 147,307.05 a 22.61 6,205.53

NETO A PAGAR: 132,072.58

PROFORMA DE LIQUIDACION

FLOTACION

CUADRO 8. 42

RECIBIDO:

Peso húmedo Kg.:	666,000
H ₂ O %:	11.0
Peso Seco:	600,000

CLASIFICACION: Concentrado

ANALISIS

Au g/Ton	Ag g/Ton.	AS%	Fe	Ins.	CaO	S	SiO ₂
40.9	85.6	0.6	-	-	---	-	--

COTIZACIONES:

Oro:	251.0 Dls. Oz Troy
Plata:	291.54 Dls. Kg.
Cambio oficial	
M.N.:	22.61

ABONOS POR TONELADA METRICA SECA

MONEDA AMERICANA

Oro 40.9 gr. a 7.51 gr.	307.16	
Plata 85.6 gr. a 284.64 Kg.	24.37	331.53
DEDUCCIONES: Beneficio L. A. B. Torreón	45.03	
As 0.6% menos el total 3.05 c/unidad	0.18	
S si 2% o más \$ 2.00/Ton.	---	
H ₂ O 11% menos 8% son 3% a 10.0 c/%	0.30	45.51
IMPUESTOS	VALOR BRUTO	286.02
De producción 19.7%/Dls. 307.6	60.51	
Oro: Ventas la Mano. 40.9 gr. a 428.65 Kg.	17.53	
De producción 85.6 gr. a 16.415 Kg.	1.41	
Plata: Ventas la Mano 85.6 gr. a 20.26 Kg.	1.73	
Contribución a la exportación		81.18
Valor neto por Tonelada Seca		204.84
600 Toneladas a 204.84 por Ton. de 1000 Kg. son:		122,901.45
PEQUEÑO MINERO	TERCERIA	
Valor neto para facturar		122,901.45
100% sobre 286379.65 Subsidio Impto. venta la Mano	286,379.65 a 22.61	12,666.06
100% sobre PNF 137256.30 Subsidio automático	137,256.30 a 22.61	6,070.60
NETO A PAGAR:		141,638.11

PROFORMA DE LIQUIDACION

MESA WILFLEY-FLOTACION

CUADRO 8. 43

RECIBIDO:

Peso húmedo Kg.:	1,138.86
H ₂ O%:	11.0
Peso Seco:	1,026.0

CLASIFICACION:

Concentrado
ANALISIS

Au g/Ton.	Ag g/Ton.	As%	Fe	Ins.	CaO	S	SiO ₂
30.1	100.7	1.02	-	-	-	-	-

COTIZACIONES:

Oro:	251.0 Dls Oz Troy
Plata:	291.54 Dls. Kg.
Cambio oficial	
M.N.:	22.61

ABONOS POR TONELADA METRICA SECA:

MONEDA AMERICANA

Oro 30.1 gr. a 7.51 gr.	226.05	
Plata 100.7 gr. a 284,64 Kg.	28.66	254.71
DEDUCCIONES: Beneficio L.A.B. Torreón	45.03	
As 1.02% menos el total 3.05 c/unidad	0.30	0.32
S si 2% o más \$ 2.00/Ton.	- - -	
H ₂ O 11% menos 8% son 3% a 10.0 c/%	0.30	45.65
IMPUESTOS: VALOR BRUTO		209.06
Oro: De producción 19.7% Dls. 226.05	44.53	
Oro: Ventas la mano 30.1 gr. a 428.65 Kg.	12.90	
De producción 100.7 gr. a 16.415 Kg.	1.65	
Plata: Ventas la Mano 100.7 gr. a 20.26 Kg.	2.04	
Contribución a las exportaciones	- -	61.12
Valor neto por tonelada seca:		147.94

1026 Toneladas 147.94 por Ton. 1000 Kg. son: 151,786.44

PEQUEÑO MINERO

TERCERIA

Valor neto para facturar	151,786.44
100% sobre 129,986.89 subsidio Impto. ventas	
La Mano 129,986.89 a 22.61	5,749.09
100% sobre PNF 180,028.30 subsidio automático	
180,028.30 a 22.61	7,962.33
NETO A PAGAR:	165,497.86

PROFORMA DE LIQUIDACION

CIANURACION

CUADRO 8. 44

RECIBIDO:

Peso húmedo Kg.:	90,689
H ₂ O%	11.0
Peso seco Kg.:	81.702

CLASIFICACION:

Concentrado

ANALISIS

Au	Ag	As	Fe	Ins.	CaO	S	SiO ₂
30.0	44.0	-	-	-	-	-	-

COTIZACIONES:

Oro:	251.0 Dls Oz Troy
Plata:	291.54 Dls Kg.
Cambio oficial	22.61 M.N.

ABONOS POR TONELADA METRICA SECA:

MONEDA AMERICANA

Oro 300,000 gr. a 7.51 gr.	2'253,000.00
Plata : 440,000 gr. a 291.54 Kg.	128,277.60
	2'381,277.60

DEDUCCIONES: Beneficio L. A. B. Torreón

45.03

As % menos el total 3.05 c/unidad

S si 2% o más \$ 2.00/Ton.

H₂O 11% menos 8% a 10.0 c/%

0.30 45.33

IMPUESTOS:

VALOR BRUTO

2'381,232.37

Oro: De producción 19.7%/Dls. 2'253,000.00 443,841.00

Ventas la Mano 300,000 gr. 428.65 Kg. 128,595.00

De producción 440,000 gr. a 16.415 Kg. 7,222.60

Plata: Ventas la Mano 440,000 gr. a 20.20 Kg. 8,888.00

Contribución a las exportaciones 588,546.60

Valor neto por tonelada seca: 1'792,685.67

0.081 Tonelada a 1'792,685.67 por Ton. 1000 Kg. son:

146,466.00

PEQUEÑO MINERO

TERCERIA

Valor neto para facturar:

146,466.00

100% sobre 427,350.7 subsidio Impto. ventas la Mano

427,350.7 a 22.61 18,900.96

100% sobre P. N. F. 134,196.70 subsidio automático

134,196.70 a 22.61 5,935.28

NETO A PAGAR:

171,302.24

PROFORMA DEL ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

MESA WILFLEY

CUADRO 8.45

No.	CONCEPTO	\$
1	Producción Ton. de concentrado	18,250.00
2	Valor de la venta	72'663,252.00
3	Ingreso neto de ventas	72'663,252.00
4	Costo de producción (-)	15'350,075.00
5	Utilidad (ó pérdida) bruta	57'313,177.20
6	Gastos de administración y ventas (-10% (3))	7'266,352.20
7	Utilidad (ó pérdida) gravable	50'046,852.00
8	I.S.R. (-50% (5))	28'656,588.60
9	Participación de utilidades a traba- jadores (-8% (5))	4'585,054.20
10	Utilidad neta	16'805,209.20
11	Rentabilidad (%)	49.00

FLOTACION

CUADRO 8. 46

No.	CONCEPTO	\$
1	Producción Ton. de concentrado	14, 600.00
2	Valor de la venta	77'925, 983.25
3	Ingreso neto de ventas	77'925, 983.25
4	Costo de producción (-)	14'160, 540.00
5	Utilidad o pérdida bruta	63'765, 443.25
6	Gastos de administración y ventas (-10% (3))	7'792, 598.35
7	Utilidad (ó pérdida) gravable	55'972, 844.95
8	I.S.R. (-50% (5))	31'882, 721.65
9	Participación de utilidades a traba- jadores (-8% (5))	5'101, 235.45
10	Utilidad neta	18'988, 887.85
11	Rentabilidad (%)	55.0

MESA WILFLEY-FLOTACION

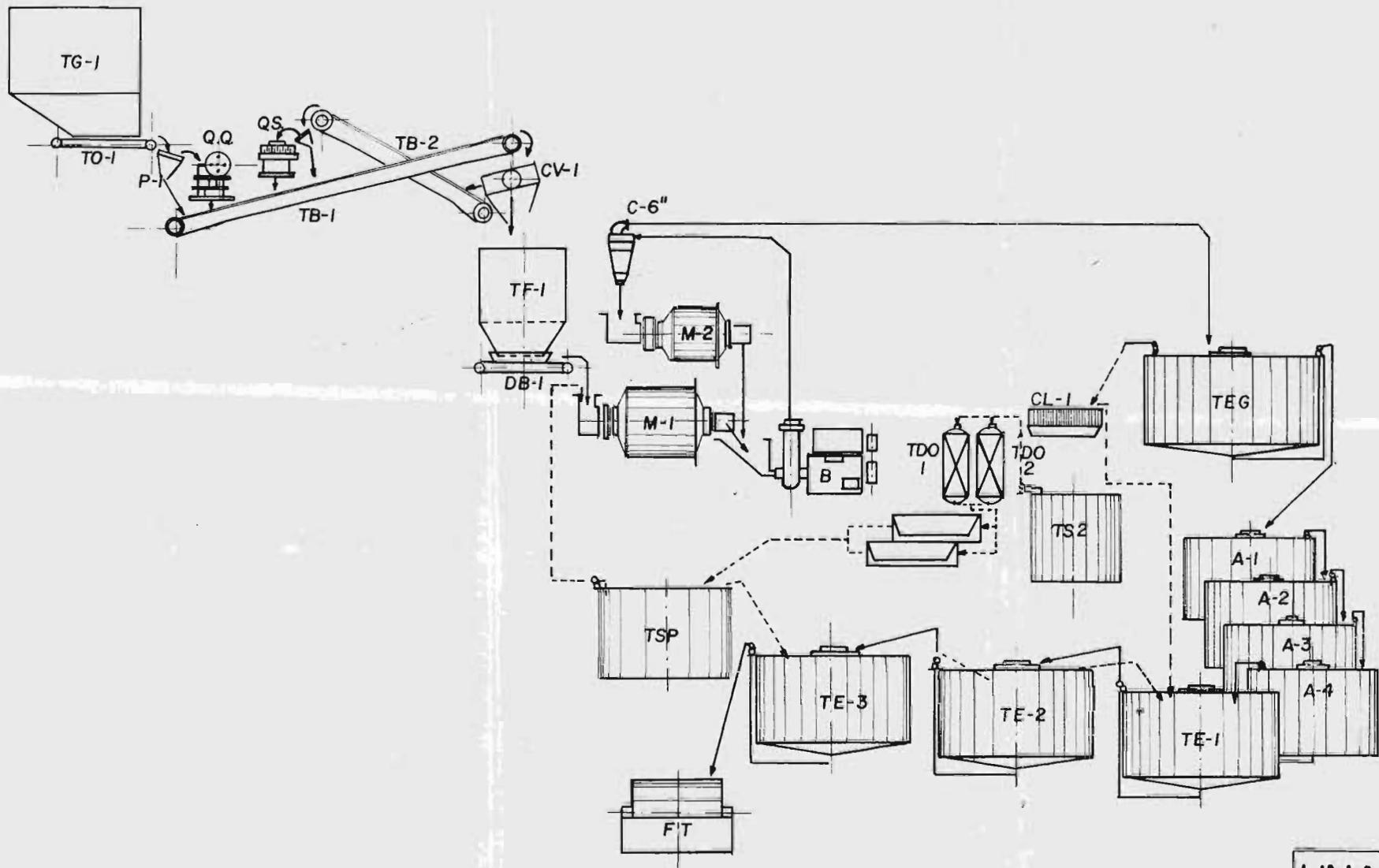
CUADRO 8.47

No.	CONCEPTO	\$
1	Producción Ton. de concentrado	24,966.00
2	Valor de la venta	91'053,061.00
3	Ingreso neto de ventas	91'053,061.00
4	Costo de producción (-)	19'613,289.60
5	Utilidad (ó pérdida) bruta	71'439,771.40
6	Gastos de administración y ventas (-10% (3))	9'105,306.10
7	Utilidad (ó pérdida) gravable	62'334,465.30
8	I.S.R. (-50% (5))	35'719,885.70
9	Participación de utilidades a trabajadores (-8% (5))	5'715,181.70
10	Utilidad neta	20'899,397.90
11	Rentabilidad (%)	55.0

CIANURACION

CUADRO 8.48

No.	CONCEPTO	\$
1	Producción Ton. de concentrado	105,120.00
2	Valor de la venta	93'829,657.25
3	Ingreso neto de ventas	93'829,657.25
4	Costo de producción (-)	49'322,304.00
5	Utilidad (ó pérdida) bruta	44'507,353.25
6	Gastos de administración y ventas (-10% (3))	9'382,965.75
7	Utilidad (ó pérdida) gravable	35'124,387.55
8	I.S.R. (-50% (5))	22'253,676.65
9	Participación de utilidades a trabajadores (-8% (5))	3'560,588.25
10	Utilidad neta	9'310,122.65
11	Rentabilidad (%)	18.0



UNAM	FAC. DE QUIMICA
	73 -77
DIAGRAMA DE FLUJO	
TESIS PROFESIONAL	FEB - 1979
Mñ de los Angeles Peláez G. Rafael Monroy V.	

8.9 GRAFICA DEL PUNTO DE EQUILIBRIO

Para construir estas gráficas lo primero que se hace es separar los costos fijos de los variables, para proceder posteriormente a agruparlos independientemente; en este caso los costos fijos y variables quedaron como sigue:

<u>COSTOS FIJOS</u>	<u>COSTOS VARIABLES</u>
Mano de obra	Materia prima y materiales de consumo
Mantenimiento	Servicios
Gastos de administración	Transporte
Costos de explotación	Gastos de ventas
Activo circulante	
Equipo y maquinaria	
Equipos auxiliares	
Amortización gastos de preoperación	

El segundo paso es encontrar las ventas totales, se encuentra el punto de equilibrio y por último la capacidad en la que no se gana ni se pierde.

Las ecuaciones para encontrar los puntos de la gráfica son los siguientes:

$$Z = \emptyset - \emptyset$$

$$U^* = Z (1-t)$$

$$Z = nS - (nv + F)$$

$$\emptyset = nS$$

$$\emptyset = nv + F$$

$$Z = n (s-v) - F$$

$$Z = 0 \Rightarrow n_C = n = \frac{F}{s - v}$$

en donde:

Z = utilidad bruta

n = número de unidades vendidas

S = precio unitario de venta

v = costo unitario variable

F = costos fijos

U* = utilidad neta

t = impuesto y participación

\emptyset = ventas netas totales

\emptyset = costos y gastos totales

1) Cálculo gráfica punto de equilibrio para el Proceso de Beneficio por Mesa Wilfley (Gráfica 8.1)

Datos:

$$n = 18,250 \text{ Ton.}$$

$$F = 30,861,640.00$$

$$t = 58\%$$

$$\emptyset = 72'663,252.20$$

$$\emptyset = 43'395,262.65$$

$$S = 3,981.55 \text{ \$/Ton.}$$

$$Z = \emptyset - \emptyset = 29'267,989.55$$

$$U^* = Z (1-t) = 12'292,555.60$$

$$v = \emptyset - F/n = \$ 689.50/\text{Ton.}$$

$$n_c = \frac{F}{s - v} = 9,374.64 \text{ Ton} = 51\% \text{ de la capacidad.}$$

$$\text{Rentabilidad} = \frac{U^*}{\text{Inversión total}} = 36\%$$

2) Cálculo gráfica punto de equilibrio para el proceso de Beneficio por Flotación (Gráfica 8.2)

Datos

$$n = 14,600 \text{ Ton.}$$

$$F = \$ 31'421,510.70$$

$$t = 58\%$$

$$\varnothing = 45'127,107.35$$

$$\emptyset = \$ 77'925,983.25$$

$$S = \$ 5,337.40 \text{ \$/Ton.}$$

$$Z = \emptyset - \varnothing = \$ 32'798,875.90$$

$$U^* = Z (1-t) = 13'775,527.90$$

$$v = \varnothing - F/n = \$ 938.75$$

$$n_c = \frac{F}{s - v} = 7,143.43 = 49\% \text{ de la capacidad}$$

$$\text{Rentabilidad} = \frac{U^*}{\text{Inversión Total}} = 40\%$$

3) Cálculo gráfica punto de equilibrio para el Proceso de Beneficio por Mesa Wilfley-Flotación. (Gráfica 8.3)

Datos

$$n = 24,966 \text{ Ton.}$$

$$F = \$ 34'217,547.80$$

$$t = 58\%$$

$$\varnothing = 49'057,069.40$$

$$\emptyset = 91'053,061.00$$

$$S = 3,647.10 \text{ \$/Ton.}$$

$$Z = 0 - \varnothing = 41'995,991.60$$

$$U^* = Z (1-t) = 17'638,316.45$$

$$v = \varnothing - F/n = \$ 594.39/\text{Ton.}$$

$$n_c = \frac{F}{s - v} = 11208.91 = 45\% \text{ de la capacidad}$$

$$\text{Rentabilidad} = \frac{U^*}{\text{Inversión Total}} = 47\%$$

4) Cálculo gráfica punto de equilibrio para el Proceso de Beneficio por lixiviación alcalina (Cianuración). (Gráfica 8, 4)

Datos:

$$n = 105,120 \text{ Ton.}$$

$$F = 45'422,025.15$$

$$t = 58\%$$

$$\varnothing = 88'151,189.75$$

$$\phi = 93'829,657.25$$

$$S = 892.60 \text{ \$/Ton.}$$

$$Z = \phi - \varnothing = 5'678,467.50$$

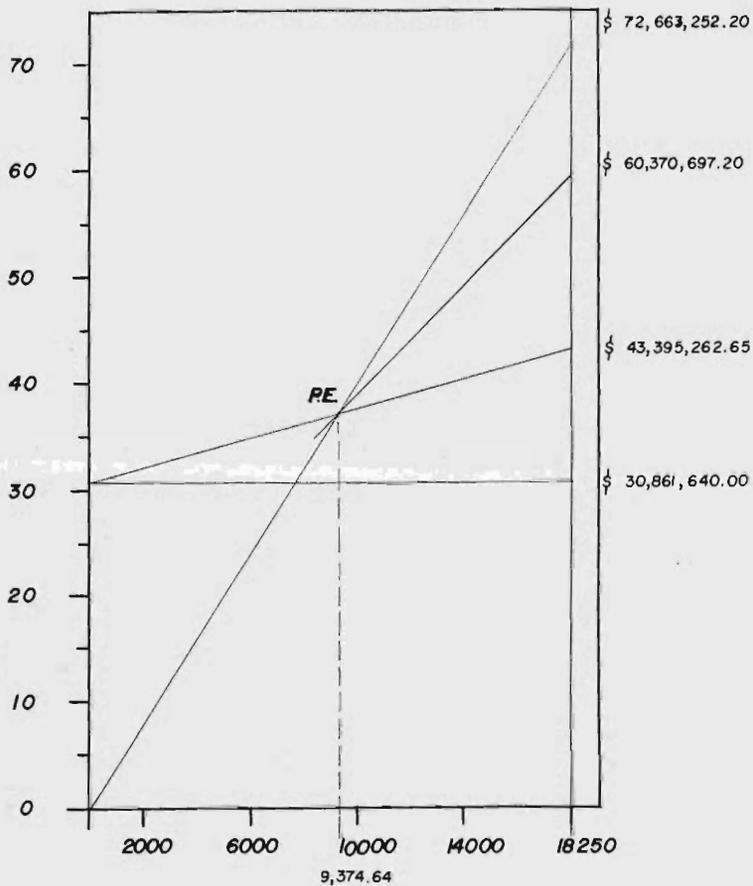
$$U^* = Z (1-t) = 2'384,956.35$$

$$v = \varnothing - F/n = 406.48/\text{Ton.}$$

$$n_c = \frac{F}{s - v} = 93437.85 = 89\% \text{ de la capacidad}$$

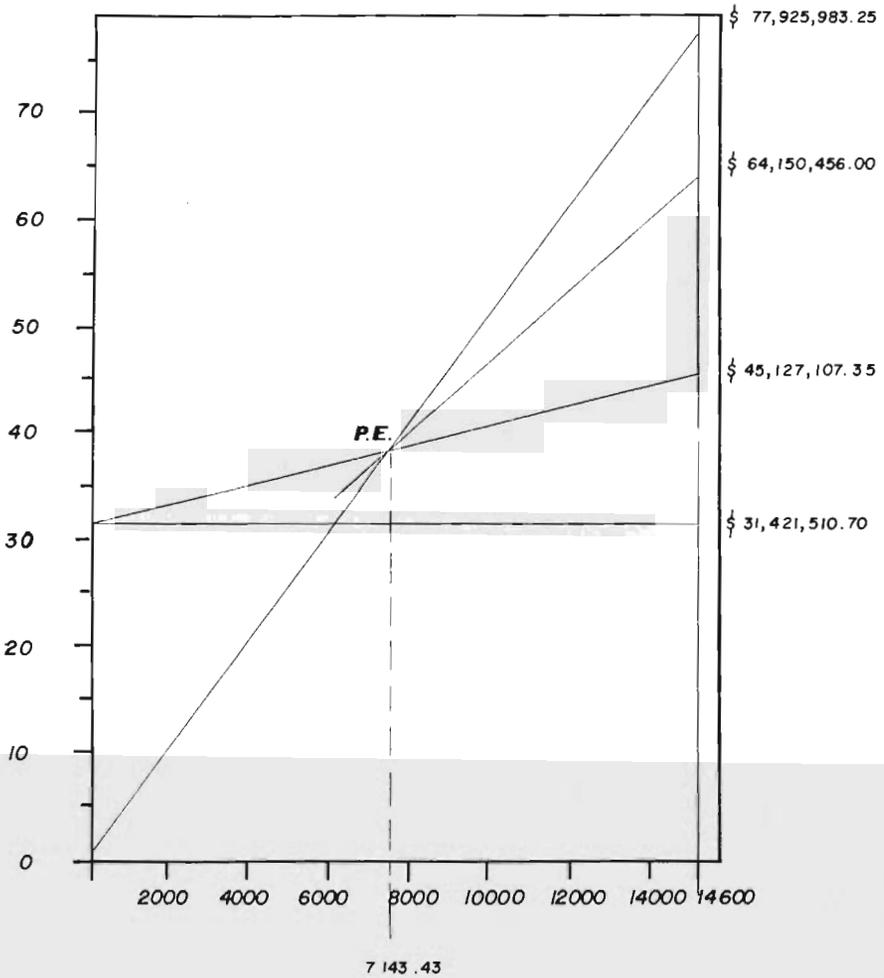
$$\text{Rentabilidad} = \frac{U^*}{\text{Inversión Total}} = 4\%$$

PUNTO DE EQUILIBRIO



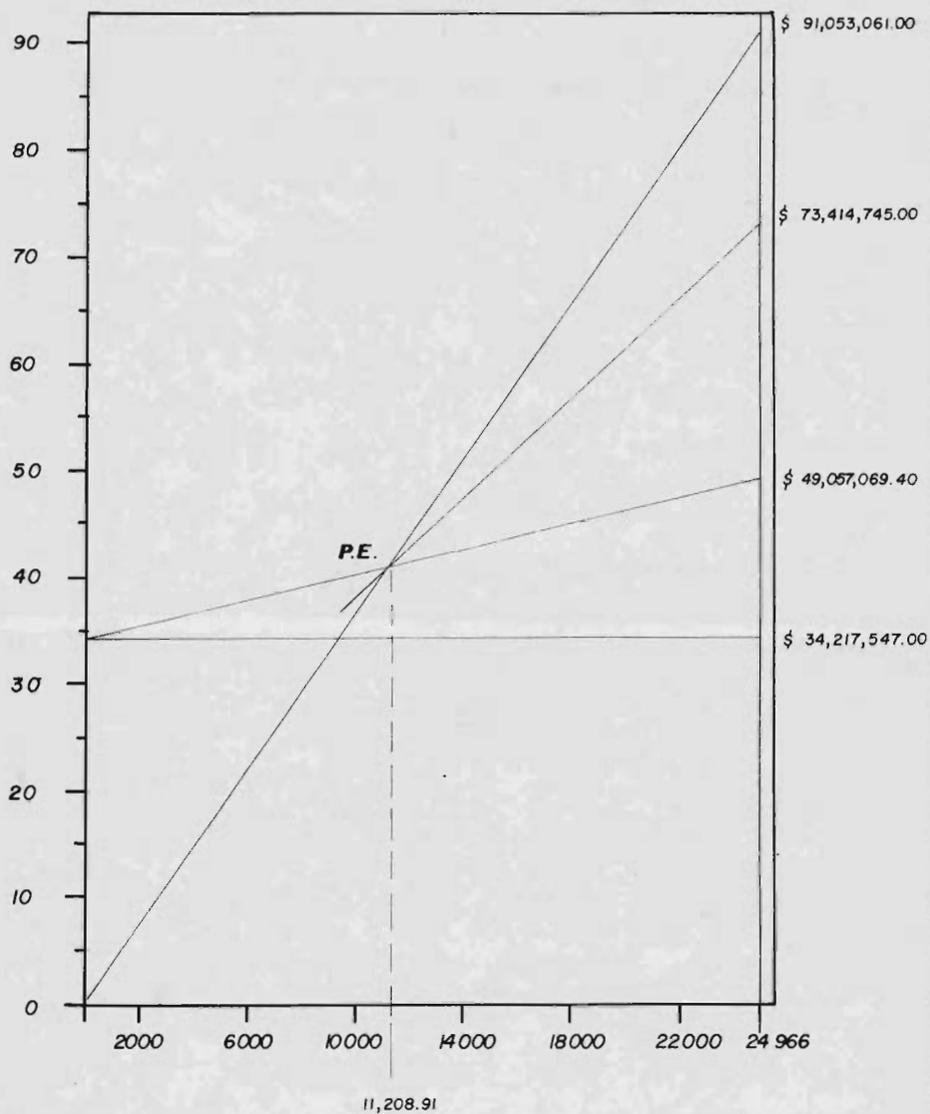
Gráfica 8-1

PUNTO DE EQUILIBRIO



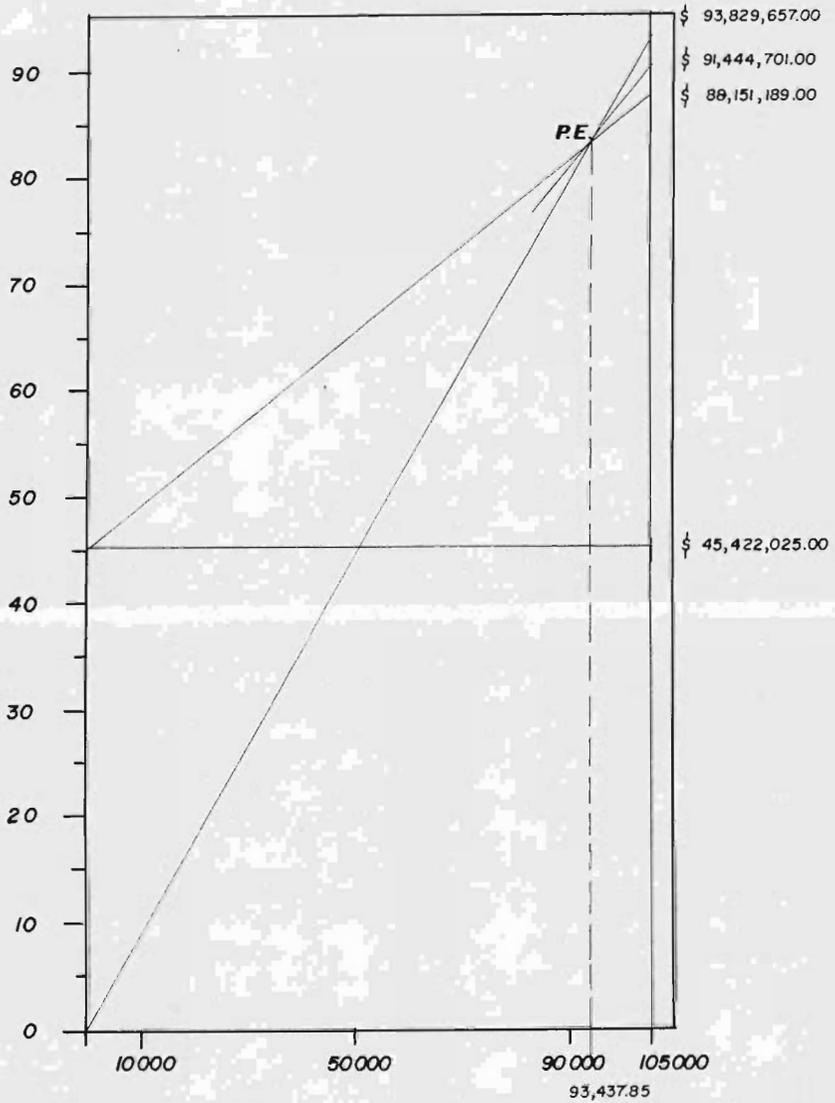
Gráfica 8-2

PUNTO DE EQUILIBRIO



Gráfica 8-3

PUNTO DE EQUILIBRIO



Gráfica 8-4

8.10) CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- 1) El mejor método utilizado para muestrear el mineral tipo de experimentación de esta tesis fué el de cuarteo.
(Ref. Cap. 7.2)
- 2) El mineral está constituido principalmente por óxidos en matriz cuarzosa. (Ref. Cap. 7.1)
- 3) El ensaye por fusión es el más preciso para cuantear oro y plata en este tipo de mineral y en los productos del proceso de concentración que se emplee. (Ref. Cap. 6.1 y No. 7)
- 4) La mejor técnica para determinar As fué la de destilación. (Ref. No. 7)
- 5) Los valores vienen en grano fino, asociados, libres y ocluidos. (Ref. Cap. 7.1)
- 6) En forma tentativa se puede decir que las recuperaciones obtenidas en los diferentes procesos resultan satisfactorias considerando que se desconoce la distribución y gra

do de liberación real de los valores (Ref. Cap. 7.1)

- 7) Debido a su alta dureza, pero también alta fragilidad, el mineral es bastante susceptible a las operaciones de trituración y molienda con bajos consumos de energía eléctrica y alta eficiencia. (Ref. Cap. 7.1)
- 8) Las pruebas de molienda directa indican un tiempo efectivo de 26 min. y un tiempo compensado de 17 min. para tener el 80% del mineral a -65 mallas. (Ref. Cap. 7.2)
- 9) Las pruebas de molienda Bond demuestran consumos de energía bajos para moler el material a -100 mallas. (Ref. Cuadro 7.7)
- 10) Los molinos calculados a partir de la molienda Bond y molienda directa difieren marcadamente en el caballaje del motor y en el consumo de energía (Cuadro 7.10)
- 11) Para efecto del estudio económico se tomó el molino calculado a partir de molienda directa y las indicaciones dadas por los fabricantes. (Ref. Cuadro 7.10)
- 12) Las pruebas de mesa Wilfley se corrieron con material molido en seco 100% bajo el mallaje deseado, sin clasi-

ficación posterior (Ref. Cap. 7.3)

- 13) La recuperación metalúrgica obtenida en la Mesa Wilfley no es alta. (Ref. Cap. 7.3)
- 14) Los resultados de Mesa Wilfley se obtuvieron sin clasificación adecuada de la alimentación y sin limpia de los concentrados. (Ref. Cap. 7.3)
- 15) La pérdida de valores laminados en las lamas de la Mesa Wilfley es notoria. (Ref. Cap. 7.3 Serie D).
- 16) La remolienda de concentrados y nueva concentración en Mesa Wilfley mostró un decremento en la ley de los nuevos concentrados, así como baja recuperación metalúrgica. (Ref. Cap. 7.3)
- 17) El material es susceptible a la flotación con recuperaciones metalúrgicas de 60% y 50% para oro y plata respectivamente. (Ref. Cap. 7.4)
- 18) No se varió la temperatura ni el pH durante las pruebas de flotación. (Ref. Cap. 7.4)
- 19) No se cuantó el efecto del alto contenido de finos (-325 mallas) sobre la recuperación metalúrgica y el consumo

- de reactivos de flotación. (Ref. Cap. 7.4)
- 20) La alimentación de mineral de mayor ley al proceso de flotación o a la Mesa Wilfley no originó un concentrado más rico en ley ni aumentó la recuperación metalúrgica en ambos casos. (Ref. Cap. 7.3 y 7.4)
 - 21) En el proceso combinado mesa Wilfley-Flotación las recuperaciones de oro y plata se incrementan a 83 y 80% y 73 y 56% respectivamente. (Ref. Cap. 7.5)
 - 22) En las pruebas de amalgamación no hubo ningún resultado positivo. (Ref. Cap. 7.6)
 - 23) La recuperación metalúrgica en la amalgamación fue de un 12% de oro y plata. (Ref. Cap. 7.6)
 - 24) Las pruebas de amalgamación se hicieron en botellas con agitación mecánica. (Ref. Cap. 7.6 y No. 4).
 - 25) Las recuperaciones en el proceso de cianuración fueron las más altas en oro 87% y 45% en plata. (Ref. Cap. 7.7)
 - 26) Los consumos de cianuro y cal en este proceso fueron bajos. (Ref. Cap. 7.7)

- 27) La temperatura se mantuvo constante en el proceso de cianuración. (Ref. Cap. 7.7)
- 28) La adición de zinc es muy importante ya que los excesos bajan la eficiencia de fundición y el zinc que se va en solución forma complejos auroargentíferos muy difíciles de romper. (Ref. No. 4)
- 29) La relación industrial que mejores resultados da es empleando 1 Kg. de zinc por Kg. de plata. (Ref. No. 4)
- 30) De los cuatro procesos metalúrgicos el que mayor recuperación da es el de cianuración, el cual aumenta la recuperación con el aumento en la ley del mineral. (Ref. Cap. 7.7)
- 31) No se sometió el mineral a una tostación previa al proceso de beneficio porque esto eleva mucho los costos de obtención contra los beneficios que puede aportar. (Ref. No. 4)
- 32) El mineral de experimentación presentó muchos problemas por ser de superficie, pero el mineral fresco debe responder mejor a los procesos de beneficio.

- 33) El material respondió aceptablemente a las pruebas de asentamiento con bajas concentraciones de floculante. (Ref. Cap. 7.8)
- 34) La cantidad óptima de floculante en todos los casos fué de 2 p.p.m. (Ref. Tabla 7.9)
- 35) Los floculantes que mejores resultados dieron son el Separan MG2, Separan floculante C-573 y el Super floculante C-577 (80 H₂O) todos con sus nombres comerciales. (Ref. Tabla 7.10)
- 36) Los medios filtrantes que mejor resultado dieron fueron el Nylon y el Dynel también con sus nombres comerciales. (Ref. Tabla 7.13).
- 37) La lona también dió resultados satisfactorios pero requiere lavados contínuos para evitar taponamientos de los poros. (Ref. Tabla 7.13)
- 38) La evaluación económica de la recuperación de inversión a un año demuestra que el proceso más rentable es el de beneficio combinado Mesa Wilfley-Flotación con una rentabilidad del 47%. (Ref. Gráfica 8.3)

- 39) El punto de equilibrio para el proceso combinado se encuentra en el 45% de la capacidad instalada. (Ref. Gráfica 8.3)
- 40) El beneficio por Mesa Wilfley y por Flotación también tienen rentabilidades aceptables, con una inversión inicial inferior a la del método combinado. (Gráficas 8.1 y 8.2)
- 41) Los costos de mantenimiento más bajos son los del proceso de Mesa Wilfley, los cuales a mediano plazo van dejando mayor margen de utilidad en este renglón, a través de las mejoras y modificaciones al equipo y a los programas de mantenimiento preventivo.
- 42) El proceso menos rentable es el de cianuración, el cuál además de tener la inversión más alta es el que tiene los costos y gastos más elevados. Sin embargo, es el único que dará mayor recuperación de valores cuando haya variaciones de ley, mientras que los demás procesos permanecen con las mismas recuperaciones y con una ligera baja en la ley, como se puede ver en el estudio metalúrgico. (Ref. Gráfica 8.4)

- 43) El proceso de cianuración es el único cuya proforma de liquidación es real, es decir, no se verá alterada sino por variación de las cotizaciones de metales vigentes al cierre de la compra y de las casas de cambio. (Ref. Cap. 8.8)
- 44) Con la misma capacidad instalada con el proceso de cianuración se puede incrementar en un 34% la producción sin que los costos de operación se aumenten, con lo que se puede aumentar de 4 a 22% la rentabilidad. (Ref. Cap. 8.8)
- 45) Cabe mencionar que en el proceso combinado no hubo clasificación previa a la alimentación ni se varió la temperatura de operación, ni el pH en flotación hecho por el cual puede ser mayor la recuperación por este método combinado de lo especificado en el punto No. 21. (Ref. Cap. 7.6)
- 46) Los concentrados de Mesa Wilfley, flotación y Mesa Wilfley-Flotación son susceptibles de ser comparados en la fundición como mineral para maquila, probablemente cianuración. (Ref. Cap. 8.8)

- 47) Las estimaciones presentadas son referidas a la instalación de equipo nuevo, debiéndose hacer notar que el mismo equipo equivalente se puede conseguir usado cuyo valor promedio es menor al 50% de lo indicado. Dicho equipo usado se puede encontrar en U.S.A., también se cuenta con equipo FIMSA (Fomento Industrial a la Minería, S. A. de Torreón, Coahuila); equivalente cuyo valor promedio es menor del 75% del indicado. (Ref. Cap. 8.2.10).
- 48) En cualquier alternativa de compra, ya sea equipo nuevo, usado o mandado hacer; cabe hacer notar que pidiendo todo un paquete de compra se logran descuentos hasta de un 36%.
- 49) Las proformas de liquidación estan hechas considerando los concentrados de Mesa Wilfley, Flotación y M.W. - Flotación para fundición y no para maquila. Por lo que las ventas netas totales se veran afectadas por la forma en que se venda el concentrado y consecuentemente la rentabilidad de cada uno de ellos. (Ref. Cap. 8.8)

Por las conclusiones anteriores se recomienda:

- a) Hacer un estudio microscópico el cual permita saber el grado de liberación de los valores o si estos se encuentran combinados, así como la relación de éstos.
- b) La molienda en húmedo no exceda de una densidad de pulpa de 1.15 Kg. /lt. y la velocidad del molino de 28 R.P.M. para lograr la más alta eficiencia en la molienda.
- c) La carga de bolas, sea de bolas de 4 in de diámetro y 4 Kg. de peso.
- d) Para las pruebas de Mesa Wilfley hay que homogeneizar granulometría para que la mesa sirva de concentrador gravimétrico y no solo como clasificador.
- e) No remoler los concentrados de Mesa Wilfley y volverlos a pasar, ya que las lamas son las que se enriquecerían con un decremento en la ley de concentrados.
- f) Profundizar en el proceso de flotación y Mesa Wilfley para detectar porque no hay aumento en la recuperación metalúrgica cuando aumenta la ley del mineral.

- g) Dar un buen acondicionamiento para la flotación de lamas, lo cual permitirá aumentar las recuperaciones de oro y plata a 85% y 80% respectivamente.
- h) Para el proceso de cianuración o flotación se puede reducir el efecto del 2.96 % de As añadiendo acetato de plomo en la molienda y con una buena aereación.
- i) En el proceso de cianuración hay que clarificar al máximo las soluciones, desoxigenarlas bien e inyectar el polvo de zinc en forma de emulsión para tener la mayor eficiencia de precipitación.
- j) Por la conclusión No. 28 es mejor dejar pasar las soluciones empobrecidas con algunos valores que con un exceso de zinc.
- k) Evaluar la instalación de un pequeño horno de fusión para vender barras de metal Doré, las cuales no tienen mayores descuentos que los impuestos federales y sobre los que se pagan el peso en Kg. y el contenido metálico, a diferencia de los concentrados que se pagan con deducciones fijadas, algunas por la planta de fundición, como son humedad, contenido de As, Zn, S . .

BIBLIOGRAFIA

- 1) Taggart, A. F. Handbook Of Mineral Dressing Ores and Industrial Minerals. 5th. Ed. John Wiley and Sons, Inc. N. Y. (1953).
- 2) Wilard, H. H. Métodos Instrumentales de Análisis. 4a. Ed. Cía. - - Editorial Continental, S. A. México (1965)
- 3) Harvey, C. H. Semiquantitative Spectrochemistry Applied Research Laboratories Inc. Glendale, California (1974)
- 4) Contreras, D. Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. 2a. Ed. Comisión de Fomento Minero. - - México, D. F. (1967)
- 5) Teoría y Práctica de Trituración y Molienda. 3a. Ed. Comisión de Fomento Minero. México, D. F. (1975)
- 6) Catálogos: Denver Equipment Index. Vol. I. 2nd. Ed. Denver - - - Equipment Co. (1947)

Eimco Processing Machinery Division-Envirotech Corporation, - - U. S. A.
- 7) Análisis de Minerales. 5a. Ed. Comisión de Fomento Minero. México, D. F. (1977)

- 8) Beateman, A.M. Yacimientos de Rendimiento Económico. 2a. Ed. - Editorial Omega, Barcelona (1964)
- 9) Perry, J.H. Manual de Ingeniería Química. Tomo II. 3a. Ed. UTEHA, México (1976)
- 10) Mular, L.A. Mineral Processing Plant Design. AIME. (1978)
- 11) Tapia, T.R. Amalgamación y Cianuración en Menas Auro-Argentíferas. Tesis. UNAM. México, D. F. (1939)