



Universidad Nacional  
Autónoma de México



---

Facultad de Estudios Superiores  
CUAUTITLÁN

Estudio para Incrementar la Recuperación Primaria  
de Mo en Planta de Beneficio de Minera  
Cumobabi, Cumpas Sonora, México

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

T E S I S  
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE  
INGENIERO QUIMICO  
P R E S E N T A  
JOSE IGNACIO RIVERA JACOME

Director de Tesis: I. Q. M. Rafael Sampere Morales

Cuautitlán Izcalli, Edo. de Méx.

1992



Universidad Nacional  
Autónoma de México



## **UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso**

### **DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis está 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.

	INDICE	PAGINA
CAPITULO	I INTRODUCCION	
	I.1 BOSQUEJO HISTORICO	1
	I.2 GEOLOGIA DEL AREA	2
CAPITULO	II PROPIEDADES FISICAS Y QUIMICAS DEL Mo	
	2.1 EL MOLIBDENO	4
	2.2 PROPIEDADES FISICAS	6
	2.3 PROPIEDADES MECANICAS	6
	2.4 PROPIEDADES QUIMICAS	7
CAPITULO	III USOS DEL Mo Y CLASIFICACION DE MATERIALES	
	3.1 USOS DEL MOLIBDENO	9
	3.2 MATERIALES CON CONTENIDO DE Mo	10
CAPITULO	IV PROCESO METALURGICO EN EL BENEFICIO DE MINERALES	
	4.1 MENA	17
	4.2 SISTEMA DE MINADO	20
	4.3 TRITURACION	22
	4.4 MOLIENDA	36
	4.5 FLOTACION	60
CAPITULO	V PROCESO METALURGICO PARA EL BENEFICIO DEL Mo	
	5.1 DIAGRAMA DE PROCESO	78
	5.2 SISTEMA DE MINADO	78
	5.3 TRITURACION	79
	5.4 MOLIENDA	82
	5.5 FLOTACION	83
	5.6 MEMORIA DE CALCULO (pruebas metalúrgicas)	9
	5.7 RESULTADOS	100

## INDICE

		PAGINA
CAPITULO	VI CONCLUSIONES	116
CAPITULO	VII BIBLIOGRAFIA	118

**CAPITULO I**  
**INTRODUCCION**

## INTRODUCCION

El objetivo de este estudio es el de incrementar la recuperación primaria de molibdeno, proponiendo una remolienda a partir de los minerales de molibdeno y cobre, del Distrito Minero La Verde, municipio de Cumpas Sonora México.

### I.1

BOSQUEJO HISTORICO DE LA ACTIVIDAD MINERA, EN EL DISTRITO MINERO LA VERDE, MUNICIPIO DE CUMPAS SONORA.

Las primeras exploraciones superficiales y desarrollo de obras realizadas en el distrito minero La Verde, fueron efectuadas por la Transvaal Cooper Company, en el año de 1906, consistiendo en: levantamientos geológicos, barrenaciones a diamante, tiros y socavones. Como resultado de dichas exploraciones, se cubió un reducido tonelaje de mineral con leyes económicas de cobre, en la brecha transvaal, que se explotó por esos mismos años. La actividad minera en la zona entró en un receso largo y fue hasta el año de 1965, en que La Compañía Minera Hermosillo, inició un programa de exploración sistemática con obras en la brecha San Judas y en 1966, esta empresa realiza un programa amplio de barrenación con diamante, cuyo objetivo fue la cuantificación de reservas, este programa comprendió 14 barrenos que sumaron 1118 mts. perforados.

En el año de 1967, La Compañía Minera Cananea, lleva acabo, levantamiento geológico regional y local, concluyendo con la perforación de un barreno a diamante, en la brecha transvaal, se desconoce el resultado de dicha exploración.

En 1971 el Grupo Frisco, realiza exploración regional con medios avanzados (geoquímica, geofísica, etc.), determinando áreas de interés, para explorar a detalle. En el año de 1976, se inicia un programa para explorar las áreas seleccionadas anteriormente, esta exploración

la concluye La Compañía Minera Cumobabi S.A. de C.V.

La Cia. Minera Cumobabi, es productora de molibdeno como producto primario que es beneficiado por el proceso metalúrgico de flotación selectiva, produciendo concentrado de sulfuro de molibdeno y cobre, el concentrado de sulfuro de molibdeno es transformado a trióxido de molibdeno por medio de una tostación con control de gases, para posteriormente elaborar ferromolibdeno, esta transformación la realiza, La Cia. MOLYMEX S.A. de.C.V. perteneciente al Grupo Frisco.

## I.2 GEOLOGIA DEL AREA

El área geológica está dada por un extenso afloramiento de rocas volcánicas de composición Andesítica a Reolítica que cubre aproximadamente el 95% de del área estudiada.

Estas rocas volcánicas se han fechado tentativamente en el Cretácico tardío, son correlacionables con la mayor parte de las andasitas que afloran en el estado de sonora, localmente se desconoce su espesor, ésta secuencia de volcánicas está cortada por un complejo intrusivo que varía en composición de félsica a media, lo forman múltiples intrusiones cuya cronología se ha establecido en base a observaciones directas de campo, núcleos de barrenación y determinaciones radiométricas de edad por el método Potasio-Argón.

## YACIMIENTOS MINERALES

El complejo minero-metalúrgico el cual está constituido para la explotación del yacimiento San Judas Tadeo y en la exploración de cuerpos cercanos al yacimiento, éstos se localizan en el área del transvaal y el molibdeno.

El yacimiento de la mina San Judas Tadeo está integrado por cuatro cuerpos mineralizados, como a continuación se describen:

A).-PORFIDO MINERALIZADO.-Un intrusiva porfídica mineralizada con disseminaciones de composición granodiorítica con textura de sulfuros de molibdeno, cobre y fierro.

B).-BRECHA SUR.- Esta estructura esta constituida por ortoclasa y cuarzo a estos minerales de alteración se asocian molibdenita, calcopirita y pirita, además una pequeña zona en la que aparecen calcopirita, bornita y covelita, los que se encuentran asociados a pirita y a calcopirita como pátima o reemplazandolos.

C).-BRECHA SAN JUDAS.-Es una brecha pegmatítica constituida por clastos de andesita, riolita y granodiorita, cementada por intercrecimiento de cuarzo, ortoclasa y biotita, a los que se asocian sulfuros de cobre, molibdeno y fierro.

También se encuentran cantidades pequeñas de calcita, apatita y anhidrita así como galena, esfalerita y magnetita.

D).-PEGMATITA SAN JUDAS.-Consiste en un intercrecimiento de cuarzo, ortoclasa, sericita y albita, que se comportan en forma de vetillas dentro de la pegmatita e inclusive se llega a entrelazar con minerales primarios asociados como: molibdenita (principalmente), calcopirita y pirita.



**CAPITULO II**  
**PROPIEDADES FISICAS Y QUIMICAS**

## 2.1 EL MOLIBDENO

La principal mena de molibdeno es la molibdenita,  $\text{MoS}_2$ , que contiene 60% de Mo y se presenta como laminillas en las pegmatitas graníticas. Sólo hay otro mineral de importancia con contenido de molibdeno, la wulfenita  $\text{PbMoO}_4$ , que contiene 39.9% de MoO<sub>3</sub>. La molibdenita se parece mucho al grafito, pero es mucho más pesada. Es blanda de dureza de 1.0 a 1.5 Mohs, y tiene una densidad de 4.7 a 4.8. Su estructura cristalina es hexagonal, la wulfenita es de color vario, es ordinariamente amarilla; dureza, de 2.75 a 3.0 mohs; densidad de 6.7 a 7.0; lustre resinoso o adamantino; estructura cristalina piramidal tetragonal.

El molibdeno, Mo, número atómico 42, peso atómico 99.95, pertenece al grupo VI del sistema periódico, este metal tiene color gris argentino, la configuración electrónica del átomo de molibdeno libre es  $(2)(8)(2s, 6p, 5d) - (1s)$ . Su estado de valencia es el 6; sus estados de valencia inferiores y menos estables son 5, 4, 3, 2, 1, 0. Existen 7 isótopos estables que forman el molibdeno en los minerales de este metal, su orden de abundancia aproximado es como sigue: 92,15%; 94,10%; 95,15%; 95,15%; 97,10%; 98,25%; 100,10%.

El molibdeno es un típico elemento de transición que posee el máximo número de 5 electrones 3d no apareados, lo cual explica los valores elevados de su punto de fusión, su tenacidad y su módulo de elasticidad. Hay muchas semejanzas entre el molibdeno y sus vecinos verticales del grupo VI, el cromo encima y el volframio debajo, el molibdeno es intermedio entre estos dos en densidad y muy semejante en conducta química, más próximo en esto al volframio, también es muy semejante a ellos en conducta metalúrgica. Estos tres elementos son isomorfos y forman soluciones sólidas entre ellos en todas proporciones. Las

diferencias principales entre el molibdeno y los metales de transición vecinos suyos en los grupos IV y V están en las valencias mostradas al formar compuestos químicos. Metalúrgicamente, son semejantes. El molibdeno es completamente miscible, lo mismo en estado líquido que en estado sólido, con niobio y el tantalio, y con la forma a alta temperatura del titanio y (probablemente) del circonio.

La palabra "Molibdeno" se deriva del griego y del latín que denotan cualquier mineral negro que marca el papel. Un material de esta clase es la molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ) principal mineral del molibdeno, y muy semejante en aspecto al grafito. Scheele, en 1778, preparó el ácido molíbdico calentando la molibdenita con ácido nítrico. Helm aisló el metal en 1782. Existen 2 etapas importantes en el desarrollo económico del molibdeno. El primero inicio en 1910, como resultado del trabajo de Coolidge y Fink en la G.E.C. donde el primer molibdeno dúctil fue preparado. En las décadas siguientes, muchos empleos de molibdeno forjado en alambre láminas, fueron desarrollados en la industria electrónica y en las lámparas eléctricas. La segunda etapa es la actual, la mitad del siglo XX caracterizado por el empleo del molibdeno como material de ingeniería en motores de chorro, en motores de cohete y otros usos en los que se requiere extremada resistencia al calor. Sin embargo, la mayor parte del molibdeno producido no termina en el metal molibdeno sino como pequeña, pero importante, adición al acero para aumentar la capacidad de éste para ser endurecidos tratándolo térmicamente.

## 2.2 Propiedades físicas y químicas

Las propiedades físicas del molibdeno aceptadas se muestran en la siguiente tabla.

TABLA 2.1 Propiedades físicas del molibdeno

Estructura cristalina a 20° C	Cúbica de cuerpo centrado
Distancia interatómica A	2.72
Radio atómico (No de C. Atómica B)	1.36
Radio iónico (valencia 6), A	0.62
P.F., °C	2 625
P.Eb., °C	4 800
d <sup>25</sup>	10.2
Coef. lineal de dilatación térm. a-20°CXC	4.9 X 10 <sup>-6</sup>
Calor específicos a 20°C, cal/g.	0.061
Calor latente de fusión, cal/g.	70.00
Calor latente de vaporización, cal/g.	1 340
Conductividad térmica a:	
17° C. cal/(seg)(cm)(°C/cm)	0.346
927° C. " " " " "	0.259
1627° C. " " " " "	0.159
Presión de vapor, mm de Hg a:	
1600° C.	2.5 X 10 <sup>3</sup>
2200° C.	5.0 X 10 <sup>4</sup>
2500° C.	1.0 X 10 <sup>5</sup>
Cond. Eléctrica en V. a 0° C. % del patrón Internacional de cobre recocido	33.30
Resistividad Elect. a 0° C., mohms-cm	5.17
Coef. de Temp. de R. Elect. a 25° C. por°C.	0.0033
Reflectividad óptica a 5000 A, %	46.00
Emisividad óptica a:	
1000° C.	0.13
1500° C.	0.19
2000° C.	0.24
Susceptibilidad magnética U.c.g.s./gramo	0.04 X 10 <sup>-6</sup>
Temp. mínima de recristalización, °C.	870.00
Ecuación de la variación de dilatación lineal con la temp.	L=L <sub>0</sub> (1+(5.01t+0.00138t <sup>2</sup> ) X 10 <sup>-6</sup> )

## 2.3 PROPIEDADES MECANICAS

Las propiedades mecánicas del molibdeno dependen mucho del tratamiento que ha recibido el metal. Cuando está consolidado por el método de metalurgia de polvos o por fusión en el arco, el molibdeno es un metal frágil. Algunos creen que si se obtuviera suficientemente puro, el molibdeno sería dúctil incluso en tales condiciones. La Tabla 2.2 expresa las propiedades mecánicas represen-

tativas del para láminas de molibdeno batidas.

Propiedades mecánicas (temp. ordinadria) de las láminas de molibdeno. TABLA 2.2

	FORJADO	RECOCIDO
Resistencia a la rotura, Kg/cm <sup>2</sup>	6320	4920
Resistencia a punto cedente con rebajo de 0.2%, Kg./cm <sup>2</sup>	4920	2810
Elongación, % en 2 pulgadas	20	50
Módulo de Young elasticidad Kg/cm <sup>2</sup>	3375 X 10 <sup>9</sup>	-----
Dureza Brinell.	225	160

#### 2.4 PROPIEDADES QUIMICAS

El molibdeno es estable en el aire y el oxígeno a la temperatura ordinaria; pero a más de 500 ° C, reacciona rápidamente formando trióxido de molibdeno, que es volátil. A altas temperaturas en el aire, el molibdeno emite un humo blanco denso de aquel óxido. Los óxido inferiores son preparados generalmente por reducción parcial del trióxido de molibdeno. El vapor de agua oxida al metal formando óxidos de molibdeno e hidrógeno. Los nitruros de molibdeno se forman con más dificultades; pero pueden prepararse por reacción directa con nitrógeno o amoniaco a muy altas temperaturas.

El molibdeno es inerte en el hidrógeno, y no se hace quebradizo en hidrógeno húmedo. Los sulfuros se forman por combinación directa a más de 440°C ó por reacción con el ácido sulfhídrico. El carbono reacciona directamente con el molibdeno a altas temperaturas, formando Mo<sub>3</sub>C. Los halógenos, excepto el yodo, atacan fácilmente al molibdeno, el flúor lo ataca a la temperatura ordinaria, el cloro y el bromo comienzan a reaccionar a 250°C y lo

atacan vigorosamente a la temperatura del rojo. Hasta los 800° C., el molibdeno no es atacado por el vapor de yodo.

La resistencia del molibdeno a la corrosión está caracterizada por la resistencia a los ácidos fluorhídrico y clorhídrico. La tabla 2.3 resume la información sobre esta importante propiedad.

TABLA 2.3 Resistencia del molibdeno a la corrosión

MEDIO	TEMP*	REACCION	I **
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (DIL)	FRIO	ATAQUE DEBIL	6
" " "	CALIENTE	ATAQUE LENTO	30
" " (CONC)	FRIO	ATAQUE DEBIL	----
" " " "	CALIENTE	ATAQUE DEBIL	----
HCL (DIL)	FRIO	ATAQUE DEBIL	10
" " "	CALIENTE	ATAQUE LENTO	80
HCL (CONC)	FRIO	ATAQUE MUY DEBIL	----
" " " "	CALIENTE	ATAQUE DEBIL	----
HNO <sub>3</sub> (DIL)	FRIO	ATAQUE RAPIDO	5200
" " " "	CALIENTE	ATAQUE RAPIDO	43000
HNO <sub>3</sub> (CONC)	FRIO	ATAQUE LENTO	-----
" " " "	CALIENTE	ATAQUE RAPIDO	-----
HF	FRIO	ATAQUE DEBIL	-----
HF	CALIENTE	ATAQUE DEBIL	-----

\* I = Índice de reacc. en sól. al 10%, m.d.d.

\* = Caliente es aprox. 1000° C.

\*\* m.d.d. corrosión en mg. por dm<sup>2</sup> y por día.

**CAPITULO III**  
**USOS DEL MO Y CLASIFICACION**  
**DE MATERIALES**

### 3.1 USOS DEL MOLIBDENO

El molibdeno es usado en un gran número de productos ya sea en aleaciones con metales o en compuestos químicos en base a esto la forma en la cual los compuestos de molibdeno son más utilizados en los U.S.A. (el cual refleja también la forma de uso en el resto del mundo), la siguiente estadística es posible:

---

OXIDO DE MOLIBDENO----	69%
FERROMOLIBDENO-----	16%
NH <sub>4</sub> y Na molibdatos---	2%
METAL y otras formas--	13%

---

Oxido de molibdeno; ha sido principalmente usado en forma de molibdeno como aditivo aleaciones donde reemplaza al ferromolibdeno como aditivo tradicional, todos los aceros que contienen molibdeno de 1% o menos lo reciben en forma de óxido de molibdeno, cuando las aleaciones contienen más del 1% de Mo es adicionado en forma de ferromolibdeno. Los molibdatos son la principal forma usada para la fabricación de químicos, fertilizantes, catalizadores, y colorantes. El molibdeno químico y el metálico son también preparados de óxido de molibdeno puro el cual es preparado por sublimación de el óxido de molibdeno grado técnico.

Molibdeno en aceros, el molibdeno puede estar presente en aceros al carbón y aceros aleados, en el primer caso las especificaciones no se dan por el contenido de Mo sino por su contenido de carbón, en el segundo caso los aceros aleados son clasificados por su diseño y usos, pero con el contenido de Mo especificado, estos aceros contienen menos del 0.5% de Mo, estos son considerados como aleaciones bajas, si su contenido es mayor que el



0.5% ellos se consideran como aleaciones altas, los aceros aleados pueden tener nombres específicos de acuerdo a sus usos, por ejemplo aceros inoxidables, aceros de resistencia al calor, aceros para herramientas, etc.etc. todos los otros aceros llamados generalmente aceros aleados, aceros de aleación total o simplemente aceros aleados. En medio de los principales aceros están los aceros de ALTA-RESISTENCIA BAJA-ALEACION (HSLA).

### 3.2 MATERIALES CON CONTENIDO DE MOLIBDENO

ACEROS AL CARBON.-Estos aceros representan el volumen de la producción de acero, con una probabilidad de un 90% del bruto de la producción acero, ellos contienen cantidades estandares de los 3 elementos de aleación como carbón, silicio, y magnesio y son básicamente clasificados de acuerdo con el contenido de carbón en bajos y altos-aceros al carbón, aunque muy a menudo tienen cantidades no especificadas en sus aleaciones de metales como Cr, Mo, V, W, y otros, los cuales son agregados en pequeñas cantidades para dar algunas cualidades a los aceros, se estima que solo el 6% de todos los aceros al carbón reciben Mo, como aditivos para dar propiedades estructurales, de dureza y resistencia, las adiciones de Mo posiblemente no sean mayores de 1lb/ton. pero esto es suficiente para dar un mejor terminado en comparación con los aceros al carbón planos, de alguna manera estos aceros HSLA de bajo grado son considerados como tales.

ACEROS ALEADOS.-Se ha observado que la adición de elementos tales como: Al, Co, Mo, Ni, Ti, W, Zr, V y algunos otros incluyendo tierras raras proveen de calidad a algunos aceros, también la diferente combinación de estos elementos, para las mismas cantidades proveen calidades deseadas tales como dureza, resistencia a la corrosión, resistencia térmica, propiedades magnéticas, eléctricas, etc. etc. estos aceros representan cerca del 10% del total de la producción. De acuerdo al efecto de la alea-

ción de metales estos aceros son clasificados en subgrupos.

**ACEROS ESTRUCTURALES O DE USOS GENERALES.**- Representa la masa de aceros aleados y su consumo es cerca de la mitad de la demanda mundial de Mo, grandes toneladas de estos aceros son utilizados en la industria de la construcción, construcción de barcos, manufactura de maquinaria, sistemas de transportación etc. donde mejores características de temple, tenacidad, resistencia son necesarias. Estos aceros normalmente contienen cerca del 0.1% a 0.2% de Mo y tienen gran aplicación en construcción de rascacielos, puentes, donde su resistencia permite economía de material y reducción en el peso, algunas marcas especiales de estos aceros, los cuales contienen solamente cerca del 0.2% de Mo, son ampliamente usadas en la industria del transporte y en la manufactura de automoviles, donde encuentran aplicación en partes para cojinetes de carga, elementos de transmisión, engranes, flechas y otras partes de servicio pesado, estos aceros normalmente contienen níquel y cromo. Para resistencia a la abrasión, en minas y equipo de proceso de minerales, estos aceros contienen 1% o más de Mo si es necesario, estos aceros son conocidos como aleaciones totales y aparte de Mg, (cerca de 6%) y más de 0.3% de Mo. Una considerable cantidad de estos aceros es absorbido en la fabricación de barras conectoras, balancines, cigüeñales, y otros componentes vitales de motores. Aceros especiales también son fabricados por fundición y contienen cerca del 0.5% de Mo. Una variedad de aceros Cr-Mo y Cr-Mo-V son usados en refineries y plantas hidroeléctricas, aunque el contenido de Mo en estos aceros puede variar de 0.1% a 1.0%, el promedio general es cerca del 0.2% de Mo, esto es cerca del 4 lb. de Mo por ton. corta.

**ACEROS HSLA.**- Es otro sector de aceros aleados que tiene un rápido crecimiento, su popularidad se ha incre-

mentado con la necesidad de construcción de turbinas para gas y aceite en las áreas articas donde el incremento de la dureza y tenacidad son procuradas a bajas temperaturas y donde una buena soldabilidad es necesaria, sin mucha preparación, bajo severas condiciones climaticas, algunos aceros desarrollan rupturas, fugas, y también no pueden resistir altas presiones bajo el agua, esto fue resuelto con la adición de Mo, a estos aceros, generando un alto beneficio, no sólo en el aumento de la tenacidad y resistencia a las aleaciones sino que además un aumento a la resistencia a la corrosión, también permite la fabricación de tubería de pared delgada la cual disminuye el consumo de materiales. Los aceros HSLA también son usados en la fabricación de rieles para trabajo pesado, en carros de pasajeros, estructuras y partes para automoviles donde su resistencia permite la reducción de peso y consumo de gasolina en automoviles, estos aceros contienen el 0.3% de Mo ó más bajo cuando se usan junto con Ni (0.5 a 3.5%) y Cr (0.5 a 1.0%).

ACEROS Cr-Mo.-Fueron los primeros desarrollos de ingeniería y estructuras, en la fabricación de chumacera de molibdeno, para su aplicación comercial, y esto a adquirido una rápida popularidad por su bajo costo y versatilidad, estos se adaptan fácilmente a los procesos de fabricación, tales como, maquinado, soldadura, forjado y sus propiedades lo hacen particularmente conveniente para operaciones caracterizadas por tensiones a altas temperaturas, impacto, desgaste y fatiga, estos aceros son fácilmente maquinados, no necesitan tratamiento de calor para soldar en más de los casos.

ACEROS Ni-Mo.-Son muy usados los aceros bajos de Ni-Mo (serie 4600) para aplicaciones tales como engranes, pistones y partes similares, los aceros Ni-Cr-Mo, son usados para secciones pesadas o partes sujetas a condiciones severas, estos aceros han desarrollado una buena

combinación de ductibilidad y resistencia a la tensión, resistencia al ablandamiento a temperatura de servicio y es particularmente conveniente para trabajos de labrado en caliente, engranes de tracción y flechas motrices.

ACEROS INOXIDABLES.-Son la segunda área en importancia en usos del molibdeno, corresponde a 1/4 parte del Mo, consumido en la industria del acero y 1/5 parte del total en todos los usos, estos aceros son útiles en la industria química y de alimentos, para desalinización de agua, para refinamiento, reformación de aceite, y muchos usos domésticos e industriales donde la resistencias a la corrosión es proporcionada principalmente por el Cr, y substanciales cantidades de Ni, en combinación con Mo, o sin éste. 3 son los principales grupos de estos aceros: 1)AUSTENITICOS, 2)MARTENSITICOS, 3)FERRITICOS, el primero es el más importante y representa las 2/3 partes del total de la producción de aceros inoxidable.

ACEROS AUSTENITICOS.-Contienen generalmente de 17-18% de Cr, 8-10% de Ni, y entre 2-4% de Mo, estos aceros son resistentes al ácido acético, sulfúrico, clorhídrico y otras fuertes soluciones de sulfatos, fosfatos y cloruros y otras sustancias usadas en la industria química, tales como pulpa y papel petróleo, azúcar, farmacéutica. Los aceros austeníticos con 6% de Mo son utilizados especialmente para trabajos pesados, operaciones con altas temperatura y bajo presión.

ACEROS MARTENSITICOS.-Tienen cantidades más bajas del 1% de Mo y con 4 a 6% de Cr, se utilizan en refinación de petróleo en fabricación de motores de aviones, también son usados en válvulas para tuberías y otras industrias químicas.

ACEROS FERRITICOS.-Utilizados en motores de autos, sistemas de escape y para propósitos decorativos, los aceros austeno-ferríticos son usados bajo condiciones altamente corrosivas, en gas y pozos de aceite, para

equipos de marina, intercambiadores de calor, industria del papel, producción de plásticos y en general en medios muy corrosivos.

De acuerdo con AISI estos tres grupos de aceros son clasificados como serie 300 para aceros austeníticos, serie 400 para aceros Martensíticos, y serie 500 para aceros Ferríticos, la serie 300 son los más populares particularmente del tipo 316 con 2 o 3% de Mo.

ACEROS DE ALTA VELOCIDAD Y HERRAMIENTAS.-Existen una fuerte formación Carburo-elemento, donde el Mo es un importante elemento en aceros de alta velocidad en cuanto al principio de formación doble cúbica de cara-centrada de carburo,  $(FeMo_6)_3C$  donde el peso atómico del Mo es la mitad del W, por tanto para obtener el mismo grado de dureza con el Mo, sólo se necesita la mitad del peso comparado con el W. Durante la operación normal de corte las herramientas de alta velocidad se calientan alrededor de 600 y 700 ° C, definido como DULL-RED HEAT. Es esencial que a esta temperatura la punta de la herramienta no se doble (ablande) y mantenga condiciones adecuadas de RED HARDENESS. Los más populares de estos aceros son los que contienen, 18%W, 4%Cr, y 1%V (18-4-1), también llamados aceros M2, con 6%W, 5%Mo, 4%Cr, y 2%V (6-5-2), la combinación de 6%W con 5%Mo produce la misma RED HARDENESS que el 18%W, cerca del 90% de los aceros de alta velocidad contienen Mo, cuya concentración puede variar de 3.75 a 9.5%, el promedio general se encuentra alrededor del 4.8%, estos aceros son marcados con la letra M para distinguirlos de los aceros de la serie T que no contienen Mo, si el trabajo es para hacerlo en frío el contenido de Mo se reduce a 1.5 y 0.5%.

ACEROS FUNDIDOS.-El uso del Mo data de los años 20 cuando los autoconstructores y los constructores de aeroplanos usaron Mo para ciertos tipos de piezas fundidas, que contienen entre 0.3 y 1.0% de Mo y se encontró

que tales adiciones mejoraron las propiedades de estas piezas. El Mo en aceros fundidos es generalmente usado en combinación con otros elementos como, Cr, Ni, V, Cu, estas fundiciones son grandemente usadas en motores de vehículos, tuberías de presión y lingoteras y una gran variedad de construcciones y usos domésticos.

**SUPER ALEACIONES.**-Tienen una gran importancia dentro del desarrollo tecnológico, las aleaciones de Mo en alta proporción con Cr, Co, Ni y otros metales no ferrosos son aleaciones altamente resistentes a corrosión y a altas temperaturas, estas aleaciones son muy usadas en aviación, e ingeniería aereoespacial en general, también tienen uso importante en la construcción de hornos, bandejas, rodillos, embudos de vaciado en fundidoras, partes para turbinas de gas, etc. El contenido de Mo de estos aceros varía de 3 a 20% acompañado con altos porcentajes de otros metales, entre las más conocidas de este tipo de aleaciones son: Inconel 718 con 3.1% de Mo y Hastelloys con 6.5% a 28% de Mo.

**Molibdeno como metal:** Debido a su excepcional bajo coeficiente térmico de expansión, alto punto de fusión y alta resistencia al calor. Las más conocidas aplicaciones del metal Mo son en soportes y ganchos para lámparas incandescentes, elementos de calentamiento en hornos eléctricos, su uso ahora se incremento en misiles, exploración espacial, así como en la producción de semiconductores.

**APLICACIONES QUIMICAS.**-Esta área incluye gran variedad de aplicaciones como reactivos, catalizadores, lubricantes, pigmentos y un número pequeño de aplicaciones tales como retardadores de humo y flama, micro nutrientes para crecimiento óptimo de plantas y diferentes tipos de aditivos. Las más importantes aplicaciones de este tipo no metalúrgicas, son catálisis, particularmente en desulfuración, deshidrogenación, desnitrificación y manufactura de formalina. El Mo tiene ventajas de fácil cambio de

valencia y particularmente intercambia oxígeno y azufre, esto lo hace muy buen catalizador con Co, Ni, Fe, y V. Otra pequeña pero muy importante campo de aplicación es el de pigmentos. El disulfuro de molibdeno ó molibdenita pura es excelente lubricante, debido a su resistencia térmica y propiedades estructurales especiales, su consumo se incremento considerablemente en los últimos años por su buena estabilidad química, comunmente es usado con aceites lubricantes para lo cual produce una capa de Mo sobre el motor y las partes del mismo.

**CAPITULO IV**  
**PROCESO METALURGICO EN EL**  
**BENEFICIO DE MINERALES**



Las formas en que los minerales se encuentran en la corteza terrestre y como depósitos en el lecho marino depende de la reactividad que tengan con su ambiente, en especial con el oxígeno, azufre y dióxido de carbono. El oro y los metales del grupo del platino se encuentran principalmente en forma nativa o metálica. La plata, cobre y mercurio se encuentran nativos así como también en forma de sulfuros, cloruros y carbonatos. Los metales más reactivos siempre están en forma de compuestos, tales como los óxidos y sulfuros de hierro, los óxidos y silicatos de aluminio y berilio. Los compuestos que se presentan naturalmente se conocen como minerales, por definición los minerales son sustancias inorgánicas naturales, que poseen estructuras atómicas y composiciones químicas definidas. Un material en particular se puede encontrar principalmente en asociación con un tipo de roca, por ejemplo, la casiterita se asocia principalmente con las rocas; graníticas o se encuentra asociada principalmente con las rocas sedimentarias, es decir aquellas producidas por la deposición de material proveniente de la erosión mecánica química de rocas primitivas por el agua, hielo y la degradación química. Debido a la acción de estos y otros muchos agentes naturales los depósitos minerales, frecuentemente se encuentran en concentraciones suficientes para permitir una recuperación lucrativa de los metales, estos agentes que concentran el mineral y el desarrollo de la demanda y como resultado de la investigación y los descubrimientos de los mismos, son los que convierten un depósito mineral en una mena.

#### 4.1 MENA

Este término es muy utilizado en la industria minera y se describe brevemente como la acumulación de mineral en cantidades suficientes para permitir una extracción económica. El precio del mercado establece esto como un

criterio crítico en la definición y varía de acuerdo a las demandas comerciales. Con el paso del tiempo y el agotamiento del material más rico o más fácilmente explotable, un depósito de mineral mejora hasta convertirse en una mena.

#### 4.1a PROCESAMIENTO DE MINERALES

La mena tal como se extrae de la mina o en forma de "mineral bruto" que consiste en minerales valiosos y desechos (ganga). En el proceso de minerales existen dos operaciones fundamentales, principalmente la liberación o desprendimiento de los minerales valiosos, de los de desecho o ganga y la separación de los mismos de la ganga; este proceso se conoce como concentración.

La separación de los minerales valiosos de la ganga se realiza por medio de la pulverización o molido, lo cual implica una trituración y si es necesario, una molienda, hasta un tamaño de partícula tal que el producto sea una mezcla de partícula de mineral y de ganga relativamente limpia. El grado correcto de liberación de los mismos, es la clave para el éxito en el procesamiento del mineral.

Después que los minerales valiosos han sido liberados de la ganga, la mena se somete a un proceso de concentración que separa los minerales en dos o más productos, esto se logra por lo general utilizando alguna diferencia específica en base a las propiedades físicas o químicas entre el mineral valioso y la ganga en la mena. El procesamiento de minerales está principalmente relacionado con los métodos físicos de separación, los cuales pueden ser:

1. Separación que depende de las propiedades ópticas, radiactivas, etc.; frecuentemente se le llama clasificación, incluía hasta hace poco la selección manual de menas de alto grado.

2. Separación que depende de las diferencias en la

gravedad específica. Utiliza el movimiento diferencial de los minerales debido a los efectos de masa, por lo general en corrientes hidráulicas.

3.Separación que depende de las propiedades de conductividad eléctrica, la separación de alta tensión se usa para llevar a cabo la separación de minerales conductores de los no-conductores.

4.Separación que depende de las propiedades magnéticas. La separación magnética es un proceso importante en el beneficio de menas de hierro, pero encuentra aplicación en el tratamiento de minerales no-ferrosos paramagnético.

5.Separación que utiliza las diferentes propiedades superficiales de los minerales. La flotación en espuma, que indudablemente es el método de concentración más importante, es afectado por el grado de afinidad de los minerales por las burbujas de aire ascendentes dentro de la pulpa agitada. Ajustando las condiciones de la pulpa por medio de varios reactivos químicos, es posible hacer que los minerales valiosos desarrollen avidez por el aire (aereofílicos) y que los materiales de ganga busquen el agua y rechacen el aire (aereofóbicos). Esto da como resultado una separación por la transferencia de los minerales valiosos a las burbujas de aire que forman la espuma flotante sobre la superficie de la pulpa.

De esta manera las operaciones primaria en el procesamiento de minerales son la reducción de tamaño y concentración, pero muchas otras operaciones están implicadas y entre ellas está la clasificación por tamaños de la mena en las diferentes etapas del tratamiento, mediante el uso de cribas y clasificadores y el desaguado de pulpas minerales usando espesadores, filtros y secadores.

## DIAGRAMA DE PROCESO

El diagrama de proceso muestra satisfactoriamente la secuencia de las operaciones en el beneficio de minerales en la planta de beneficio, como el que a continuación se muestra en la figura 4.1.1.

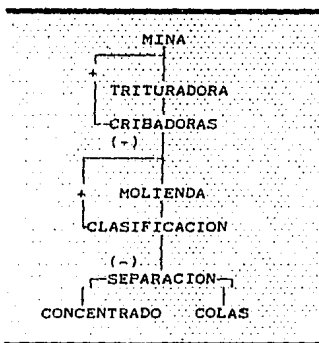


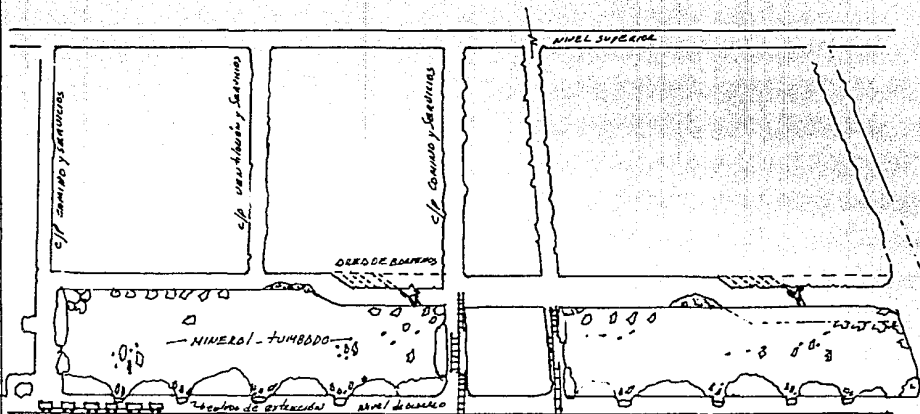
FIG. 4.1.1

En la figura anterior el flujo lineal (+) indica material grueso retornado para tratamiento adicional, y (-) material fino, el cual se permite proseguir a la siguiente etapa.

### 4.2. SISTEMA DE MINADO

Al elegir un método de minado hay que determinar en primer lugar si debe emplearse el laboreo a cielo abierto o en profundidad (subterráneo), en muchos casos la elección es fácil, cuando el yacimiento aflora o se encuentra muy próximo a la superficie, debemos utilizar explotación a cielo abierto, y en caso contrario solamente cabe con-

Fig. 1. 7. 11



FFSC-UNAM
C. QUÍMICAS
SISTEMAS
DE-MINADO
tesis profesional

C/A

FUBA

siderar la explotación subterránea.

Se emplea el laboreo a cielo abierto cuando los costos del movimiento de los terrenos de recubrimiento ó de roca de caja y la explotación de mineral útil no rebasan los de explotación subterránea.

Ya que existen varios métodos de minado subterráneo y es muy problemático describir estos métodos la figura 4.2.I. muestra un método de minado subterráneo, llamado tumba sobre carga y el cual consiste en que el mineral tumbado sirve de piso para poder alcanzar el mineral a tumbar, este mineral tumbado se extrae por medio de tolvas situadas bajo el piso de barrenación. La figura 4.2.II muestra un minado a cielo abierto, el cual consiste básicamente en ir tumbando el mineral del cerro, el cual se realiza en forma de caracol descendente, dicho caracol se va formando por medio de bancos a una altura y pendiente determinada, para una mejor operación de los equipos.



FIG. 4.2. II SISTEMAS DE MINADO  
(CIELO ABIERTO)

### 4.3 TRITURACION

Las industrias que trabajan con materiales sólidos ó utilizan materiales sólidos para el tratamiento de ciertas sustancias, que precisan en general una reducción previa del tamaño de los gránulos o partículas.

La reducción o trituración de minerales se efectúa por compresión, fracturandose estos al momento en que llega a su límite elástico. Consecuentemente para llegar a tal punto es necesario transmitir a la superficie de los minerales una fuerza de tal intensidad que permita traspasar el Límite mencionado. En estas condiciones, cada vez que un mineral se tritura hay consumo de energía proporcional a la nueva superficie generada.

El objeto de la operación de trituración no consiste solamente en obtener pequeños trozos de mineral a partir de los grandes, en cuyo caso la efectividad de la operación se mediría por la finura del material obtenido, sino que también persigue la consecución de un producto que posea un determinado tamaño granular comprendido entre los límites preestablecidos, para así obtener una mayor eficiencia en la etapa siguiente del procesamiento de minerales. Debido las exigencias de tamaño para diversos productos pueden variar, y de ahí que se empleen diferentes maquinas y procedimientos, para lograr estos objetivos.

El gran número de casos, debe utilizarse un producto con límites muy estrechos de tamaño granular, el cual, es generalmente imposible de conseguir sólo por desintegración mecánica, por tanto se requieren operaciones de tamizado y clasificación para lograr los productos deseados, estos implica que la reducción de tamaño y el tamizado estén estrechamente ligadas, ya que los análisis granulométricos por tamizado en el laboratorio son necesarios, tanto para evaluar el rendimiento de una operación de quebrado dada, y para proporcionar los datos

necesarios para establecer la energía o fuerza motriz requerida.

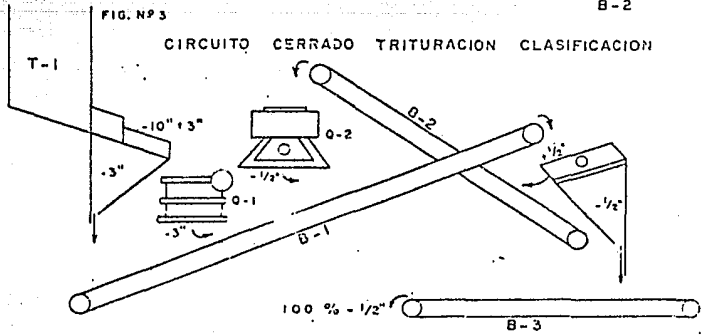
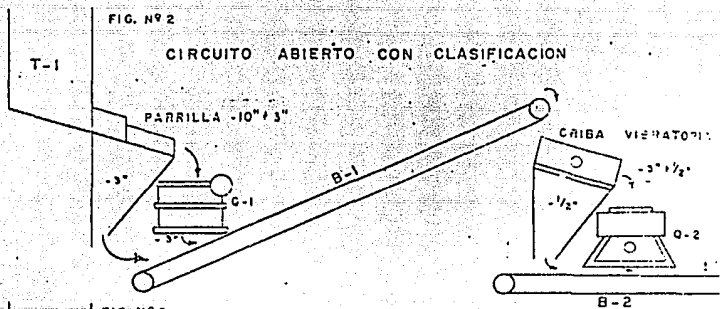
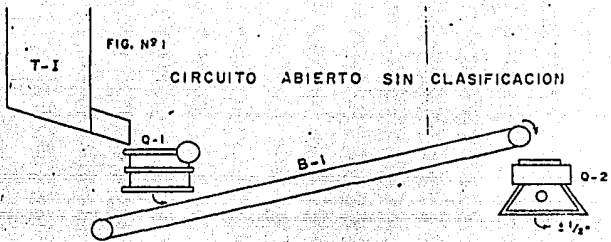
#### DIAGRAMAS DE TRITURACION

El diagrama 4.3.I. muestra los 3 principales circuitos de trituración utilizados en las industrias mineras, aunque existen mucho más circuitos. Es importante mencionar dos factores importantes en los circuitos de trituración que son: El cribado previo que es utilizado para reducir la cantidad de mineral alimentado a la quebradora y así aumentar la eficiencia de la quebradora. El segundo factor es el cribado de control que tiene como fin el retorno del producto grueso a la quebradora. De acuerdo a estas consideraciones en la fig. 1. Consiste en un circuito de trituración abierto, en éste circuito no se obtiene un control en el tamaño de los productos.

La fig.2. Muestra un circuito abierto con clasificación donde se obtiene un control parcial del producto. Mejora la operación y eficiencia de las quebradoras, ya que se tiene un cribado de control.

La fig.3. Muestra un circuito cerrado con clasificación, en éste circuito se obtiene un control total en el producto, aquí se aumenta la en mayor proporción la eficiencia de las quebradoras, ya que el producto saldrá del circuito hasta que tenga el tamaño deseado para seguir el proceso de beneficio del mineral, se puede observar que la eficiencia de la operación en estos circuitos va en aumento de la fig. 1 a la fig. 3, debiéndose considerar que la inversión aumenta en el mismo sentido, pero la de operación es de sentido inverso.





d'álg 43.1

#### 4.3.a. TIPOS DE QUEBRADORAS

La maquinaria utilizada para la trituración o reducción de tamaño se le llama QUEBRADORA y existen en diferentes tipos de ellas, las siguientes tablas muestran los diferentes tipos de quebradoras.

##### TIPOS DE QUEBRADORAS

---

	DE QUIJADA
	GIRATORIAS
RECIPROCANTES	
	DE CONO
	GIROSFERA
	DE ROLES
	DE UN ROL
CONTINUAS	
	MOLINO DE
	CILINDROS

---

##### PARA QUEBRADO PRIMARIO O GRUESO

---

DE QUIJADA
GIRATORIA
DE UN ROL
DE MARTILLO

---

##### PARA QUEBRADO SECUNDARIO

---

GIRATORIAS
DE CONO
GIROSFERAS
DE DISCO

---

## PARA EL QUEBRADO FINO O Terciario

DE ROLES  
DE MARTILLO  
DE CABEZA CORTA  
GIRATORIAS DE REDUCCION FINA.

### 4.3.1 QUEBRADORAS GIRATORIAS (PRIMARIAS)

Las trituradoras giratorias se usan principalmente en las plantas de superficie, aunque algunas operan comúnmente en el interior de las minas. La trituradora giratoria consiste principalmente en una flecha o árbol con un elemento de molienda cónico de acero duro, la cabeza está asentada en un casquillo excéntrico. El árbol o flecha está suspendido de una araña y a medida que gira, normalmente entre 85 y 150 rev/min., se mueve siguiendo una trayectoria cónica dentro de la cámara de trituración fija, o coraza, debido a la acción giratoria del excéntrico. El árbol o flecha a su vez está libre para girar sobre su eje en el casquillo excéntrico, de manera que durante la trituración los trozos de mena se comprimen entre la cabeza giratoria y la parte superior de los segmentos de la coraza y la acción abrasiva en dirección horizontal es despreciable. Las trituradoras varían de tamaño, hasta aberturas de alimentación de 1830mm y pueden triturar menas con un tamaño superior a 1370mm a una velocidad de 5000t/h. con una descarga de 200mm. Las trituradoras giratorias grandes frecuentemente prescinden de los costosos mecanismos de alimentación y muchas veces son alimentados en forma directa desde los camiones. La figura 4.3.1.I. muestra la quebradora giratoria (primaria).

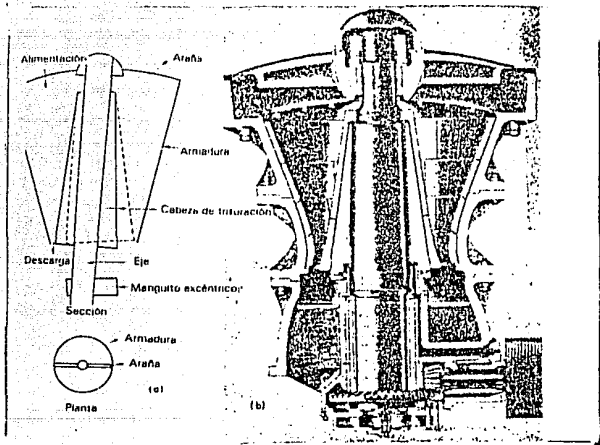


FIG. 4.3.1. I  
 QUEBRADORA GIRATORIA  
 (PRIMARIA)

#### 4.3.2. QUEBRADORAS DE CONO (SECUNDARIAS Y TERCIARIAS)

Es el tipo de quebradoras más utilizado en esta industria. Su accionamiento es análogo al de la quebradora giratoria, el cono interior o cabeza quebradora esta sostenida por un manguillo, sobre el cual se desliza el árbol del cono y gira mediante un juego de engranes o piñones cónicos movidos por el árbol principal. El peso total de la cabeza rompedora y su árbol gravita sobre el cojinete de tejuelo o placa de apoyo, que se lubrica con aceite a presión. Si bien su funcionamiento es similar al de la quebradora giratoria, existen dos puntos esencialmente diferentes: La placa fija externa de trituración abre hacia afuera, de modo que la máquina se limpia por si mismo del material triturado; dicha placa externa queda fija en su posición de trabajo por una serie de poderosos resortes helicoidales de tensión, de modo que se levanta cuando un trozo de hierro u otro objeto difícil de triturar entra inadvertidamente en la zona de trituración evitando así la rotura de la placa y el consiguiente daño a la máquina. Estos modelos de quebradoras se construyen en 2 tamaños: El normal para alimentación gruesa y el llamado de cabeza corta, apropiado para recibir alimentación más fina. La alimentación a las quebradoras debe estar seco y tener tamaño bastante uniforme, se obtienen mejores resultados con estas quebradoras al operar en circuito cerrado y con tamices. La quebradora giratoria secundaria se muestra en la figura 4.3.2.I. La quebradora terciaria se muestra en la figura 4.3.2.II.

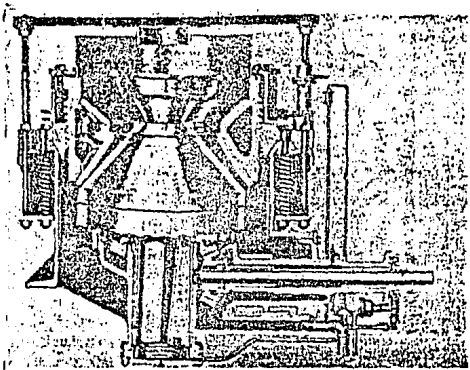


FIG. 4.3.2.I  
QUEBRADORA DE CONO ESTANDAR  
(SECUNDARIA)

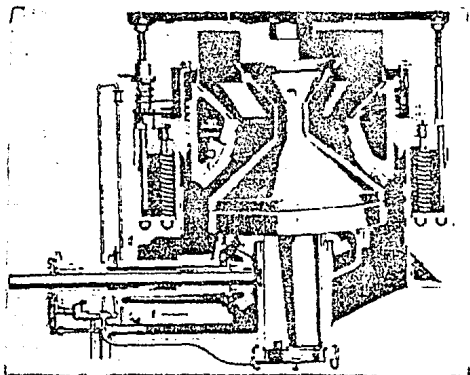


FIG. 4.3.2.II  
QUEBRADORA DE CONO CABEZA  
CORTA (TERCIARIA)

#### 4.3.3.TAMIZADO

La separación de materiales en fracciones, de tamaños diferentes, tiene en muchos casos, gran importancia por constituir el medio de preparar un producto para su venta en el mercado, o para su operación subsiguiente. Por otra parte, esta separación puede constituir un método de análisis físicos, tanto para el control de la eficiencia de otras operaciones básicas, tales como trituración y la molienda, como para determinar el valor de un producto de un producto para algunas de sus aplicaciones específicas.

##### 4.3.3.b.ANALISIS DE MALLA

###### (LABORATORIO)

El análisis con cribas es uno de los métodos más viejos de análisis de tamaños y se realiza haciendo pasar a través de una serie de cribas cada vez más fina y pesando la cantidad que se colecta sobre cada criba para determinar el porcentaje en peso de cada fracción de tamaño. El cribado se lleva a cabo con material seco o húmedo y las cribas usualmente se agitan para exponer todas las partículas a la aberturas.

De un análisis de mallas el material que no atraviesa los orificios del tamiz, se designa como rechazo ó fracción positiva y el que pasa se llama tamizado o fracción negativa. Utilizando más de un tamiz, se producen distintas fracciones de tamizado y pueden designarse según los tamaños de los orificios o según el número de mallas por unidad de superficie, utilizados en la separación. la tabla 4.3.3.b.I muestra 3 formas distintas de indicar los tamaños de las partículas.

TABLA 4.3.3.b.I  
FORMAS PARA INDICAR EL TAMANO DE PARTICULA

MAYOR DE 1/4 PULGADA	+ 1/4 PULGADA	+ 1/4 PULGADA
PASA POR 1/4 Y ES RETENIDO SOBRE 1/8 PULG.	- 1/4 +1/8 DE PULGADA	1/4/1/8 PULGADA
PASA POR 1/8 Y ES RETENIDO SOBRE 1/16 PULG.	- 1/8 + 1/16 DE PULGADA	1/8 / 1/16 PULGADA
INFERIOR A 1/16 PULGADA	- 1/16 PULGADA	1/16 / 0 PULGADA

4.3.3.b.1 MALLA

Es la tela de alambre, donde la malla se señala con un número, esto se refiere al número de aberturas por pulgada lineal, la malla se cuenta empezando desde el centro de un alambre y anotando el número de aberturas que hay hasta un punto a una pulgada de distancia. Cuando la cuenta no llega a un número redondo, es necesario indicar la parte fraccional o sobrante. Cuando la malla se especifica como parte fraccional de pulgada, ha de entenderse que ella representa la abertura o espacio libre entre los alambres.

ESPACIO EN LAS TELAS

La verdadera abertura entre los alambres se llama técnicamente "espacio". Así tenemos que un alambre de 0.135" con espacio de 1/4" quiere decir que hay una sección de 1/4" entre los alambres y el diámetro del alambre es de 0.135". La manera de contar las mallas de tejido fino es por medio de un lente de aumento contador. Con este lente, se aumenta considerablemente una pequeña proporción de tejido metálico (de 1/4 a 1/2" por lo general). Contando el número de mallas visto através del lente, o multiplicándolo por 4 ó por 2 según el caso, se determina fácilmente el número de mallas por pulgada de tejido metálico. Para medir el alambre lo más recomendable es usar el micrómetro, que determina el diámetro



exacto del alambre, expresado en pulgadas o decimales de pulgadas, o hasta milésimas de pulgadas. La tabla 4.3.-3.b.II muestra el espacio en las telas y el número de malla.

TABLA 4.3.3.b.II ESPACIO EN LAS TELAS

TAMARO DE ABERTURA EN DECIMAS DE PULG.	MALLAS POR PULGADAS	TAMANO DE ALAMBRE EN PULG.	AREA ABIERTA
0.0300	14	0.041	17.6%
0.0305	16	0.032	23.8%
0.0306	18	0.025	30.3%
0.0300	20	0.020	36.0%
0.0305	22	0.015	45.0%
0.0307	24	0.011	54.3%

4.3.3.c. EQUIPOS INDUSTRIALES PARA TAMIZADO

Existen muchos tipos de cribas industriales, las cuales son cribas de Parrillas, Cribas rotatorias, sacudidas, reciprocantes, giratorias vibratorias, y de resonancia, aquí se describen brevemente algunos de los equipos más utilizados en la minería.

PARRILLAS

El material muy grueso generalmente se criba sobre una parrilla, la cual, en su forma más simple, consiste de una serie de barras gruesas paralelas colocadas en un bastidor, las barras de usualmente están inclinadas en un ángulo de 20 a 50°, mientras más grande la inclinación, tanto más grande la descarga, pero menor será la eficiencia, el tamaño de la partícula cribada en parrillas puede variar de 20mm hasta 300mm, la capacidad es de hasta 1000t/h, y es proporcional al área. La figura 4.3.3.c.I. muestra una criba tipo parrilla.

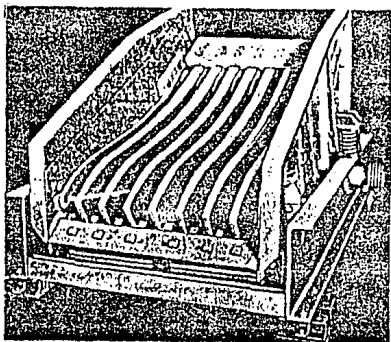


FIG. 4.3.3.c.I  
CRIBA TIPO PARRILLA  
CRIBAS ROTATORIAS

Uno de los aparatos de cribado más viejos es el tromel, que es una criba cilíndrica giratoria ligeramente inclinada, que se puede usar en seco o en húmedo. El material entra por un extremo del tambor, el fino pasa a través de las aberturas de la criba y el grueso sale por el extremo opuesto. Los tromels están dispuestos en serie: las cribas más gruesas descargan sus finos dentro de otros de mallas consecutivamente más finas, sin embargo este método requiere una gran cantidad de espacio. El tromel maneja material desde 55mm hasta 6mm y aún se pueden manejar tamaños mas pequeños bajo condiciones de cribado en húmedo. Se usan ampliamente en la molienda de arena y balastro y todavía se ven en algunas pocas plantas de lavado de menas. La figura 4.3.3.c.II muestra una criba giratoria tipo tromel.

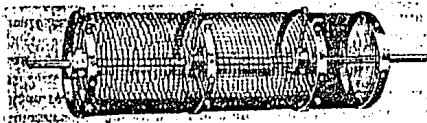


FIG. 4.3.3.c.II CRIBA TIPO TROMEL  
CRIBAS VIBRATORIAS

Estas son las máquinas de cribado más importantes para las aplicaciones en el procesamiento de minerales. Manejan materiales de 25cm en tamaño hasta  $250\mu\text{m}$ . La principal aplicación de estas cribas es en los circuitos de trituración donde se usan para manejar material que varía en general, desde 25cm hasta 5mm en tamaño.

El tamiz de las cribadoras puede tener una sola superficie tamizante o llevar dos o tres tamices en serie, para aumentar la clasificación dentro de las cribas. La vibración a las cribadoras se induce verticalmente por la rotación de un aparato reciprocante mecánico que se aplica a la caja o por aparatos eléctricos que operan directamente sobre la criba. Estas cribas trabajan con pendientes bajas y necesitan poca altura de paso. En los sistemas de varios tamices la alimentación se introduce por la parte superior de la criba gruesa, los finos caen completamente hasta las cribas más finas, produciendo así una variedad de fracciones clasificadas por tamaños. La capacidad del cribado vibratorio varía mucho según las características del producto tratado: desde  $22\text{ton}/\text{m}^2$  de superficie en 24 horas para las sustancias tales como arcillas húmedas o el polvo de jabón, hasta  $330\text{ton}/\text{m}^2$  día para los cuerpos secos. La figura 4.3.3.c.III muestra una criba vibratoria.

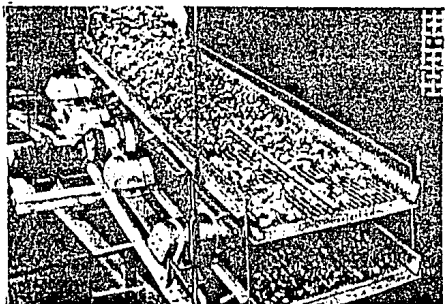


FIG. 4.4.3.3.c.III  
CRIBA VIBRATORIA

#### 4.4 MOLIENDA

La disminución de tamaños en zona de finos, se le suele llamar "molienda fina". Los dispositivos antiguos más usados para esta reducción constaban de 2 partes: una superficie fija y otra que frotaba contra aquella. Es típico el viejo molino de granos de 2 muelas uno superior y otra inferior. Este dispositivo provoca la desintegración, principalmente por esfuerzos de cizalla. Los aparatos más modernos para la reducción de finos, dependen más de choques o impactos que de las fuerzas de cizalla, de los cuales existen varios tipos tales como, molino de barras, molino autógeno, semiautógeno, y molinos de bolas.

#### MOLINOS DE BARRAS

Se consideran como trituradoras finas o máquinas de molienda gruesa, tienen una capacidad de alimentación de hasta 50mm y descargan un producto tan fino como de 300- $\mu$ m. La característica distintiva de un molino de barras es que la longitud de la coraza cilíndrica está entre 1.5 a 2.5 veces su diámetro. Los molinos de barras al igual que otros se clasifican por su potencia más bien que por su capacidad, ya que la capacidad se determina por muchos factores tales como moliendabilidad. Los molinos de barras normalmente trabajan entre el 50% y 65% de la velocidad crítica, con el fin de que las barras formen una cascada en vez de una catarata lo cual tiende a trabar las barras. La densidad de la pulpa de alimentación es más baja que la de molinos de bolas, la acción de molienda en los molinos de barras resulta de la línea de contacto entre las barras sobre las partículas de la mena; la caída de las barras es una alineación paralela y además de dar vueltas, actúan como una serie de rodillos de trituración. La figura 4.4.II. muestra un molino de barras.

## MOLINOS AUTOGENOS

La molienda autógena, especialmente extraída de la mina o mena de trituración primaria, en años recientes se ha convertido en un método de disminución de tamaños increíblemente importante. En las menas apropiadas, estos molinos eliminan los costos del medio de molienda y producen porcentajes más bajos de finos y lamas que los molinos de bolas y de barras. Los molinos autógenos emplean cilindros para la conminución pero en lugar de utilizar medio de molienda tal como barras o bolas, la pulverización se realiza por la acción de las partículas de mena unas contra otras.

La molienda semiautógena a los métodos de molienda, que usan una combinación de mena y una carga reducida de barras o de bolas, como medio de molienda.

Estos molinos autógenos se distinguen por sus diámetros muy grandes en relación a sus longitudes, generalmente trabajan al 80-85% de la velocidad crítica. Los molinos autógenos alcanzan reducciones de tamaño desde 25cm hasta 0.1mm en una unidad, la distribución de tamaño de las partículas del producto depende de las características y estructura de la mena que se esta moliendo.

## MOLINOS DE BOLAS

Las etapas finales de disminución de tamaño se efectúan en los molinos de rodamiento de carga usando bolas de acero como medio de molienda y por esta razón se conocen como molinos de bolas, ya que las bolas tienen mayor área superficial por unidad de peso que las barras son más apropiadas que las barras para el acabado fino. El termino molino de bolas está restringido a los que tienen una relación de longitud diámetro de 1.5 a 1 y aún menor. La mayoría de los molinos de bolas son aparatos de trabajo continuo, y la alimentación llega por un extremo y descarga por el otro extremo o por la periferia del mismo. La figura 4.4.I.I. muestra un molino de bola

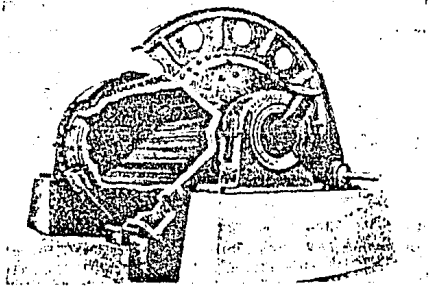


FIG.4.4.I MOLINO DE BARRAS

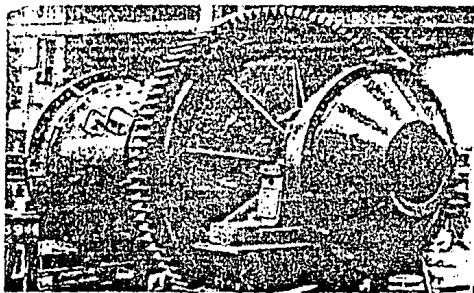


FIG.4.4.II MOLINO DE BOLAS

En estos molinos la molienda se efectúa en los puntos de contacto de las bolas y las partículas de mena y en un tiempo dado se puede alcanzar cualquier grado de finura. El proceso de molienda es totalmente aleatorio, la posibilidad de que una partícula fina sea golpeada por una bola es la misma que la de una partícula gruesa, para obtener una mejor eficiencia los molinos de bolas deben trabajar entre el 65 y 80% de sólidos, además de otros factores que se analizarán más adelante. El producto descargado alcanza cualesquier tamaño dentro de los límites económicos, esta operación se logra con alta eficiencia cuando los molinos son operados en condiciones normales en cuanto uniformidad en el tamaño de alimentación, dilución de pulpa y satisfacer además de las siguientes constantes.

A).-VELOCIDAD CRITICA Y DE TRABAJO

B).-CARGA DE BOLAS

C).-POTENCIA DEL MOTOR

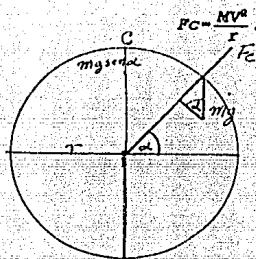
A).-VELOCIDAD CRITICA Y DE TRABAJO

Para que haya lugar el efecto de molienda de partícula mineral en un molino, se requiere que los miembros de molienda, tengan un movimiento relativo tal, con respecto a este que permita que la operación se efectúe eficientemente. Recurriendo un tanto al absurdo y si se considera que la velocidad del molino es igual a cero, no habrá movimiento alguno de los miembros de trabajo y consecuentemente no se obtendrá ningún grado de molienda, sí por el contrario se supone que la velocidad del molino es tal que permita que por efecto centrífugo, los miembros de trabajo y la carga de mineral se adhieren al molino, tampoco se verificará la operación de molienda. Consecuentemente, los miembros de trabajo deberán tener con respecto al molino un movimiento relativo para poder llegar a determinada posición para que en su caída y rodamiento efectúen su trabajo, a la velocidad necesaria



del molino para satisfacer tal condición, se le denomina velocidad de trabajo ( $V_t$ ) que corresponde dependiendo del tipo de molino y requerimientos de molienda, entre el 70 y 80% de la velocidad crítica ( $V_c$ ), siendo ésta, aquella a la cual una bola en el interior del molino se adhiere a éste por efecto centrífugo y se desprende al llegar a la parte superior del mismo y cae libremente.

VELOCIDAD CRITICA ( $V_c$ )



$$F_c = \frac{MV^2}{r} \dots (1)$$

$$F_t = F_c - m \sin \alpha \dots (2)$$

$$F_t = \frac{MV^2}{gr} - m \sin \alpha$$

Si  $F_t = 0$  y  $\alpha = 90^\circ$ ;  $\sin \alpha = 1$  tenemos:

$$\frac{MV^2}{gr} = m \dots (3)$$

$$MV^2 = grm \dots (4)$$

$$V^2 = gr \dots (5)$$

Velocidad periférica:  $V = \pi n d \dots (6)$

Donde:

$n$  = r.p.s. y  $d$  = Diámetro  
sustituyendo (5) en (6)

$$gr = n^2 \pi^2 d^2 \dots (7)$$

siendo  $r = d/2$ ;

$$d^2 = 4r^2 \dots (8)$$

despejando el valor de (n) de (7)  
tenemos:

$$m = \frac{\sqrt{gR}}{\pi^2} d^2$$

$$n = \sqrt{\frac{gR}{\pi^2 d^2}}$$

sustituyendo:

$$n = \sqrt{\frac{gR}{\pi^2 R^2}}$$

$$n = \sqrt{\frac{g}{4\pi^2} \left( \frac{1}{\sqrt{R}} \right)} \dots \dots (9)$$

Considerando lo expuesto en la fig. 4.4.III. la velocidad de trabajo (Vt) se halla a 135° con respecto a la horizontal, por lo que:

$$Vt = \frac{135}{180} = 0.75 \dots \dots (10)$$

$$Vt = 0.75 Vc \dots \dots (11)$$

Sin embargo y conforme a las necesidades de trabajo e índole mismo, la velocidad de trabajo se toma entre 70 y 80% de la velocidad crítica.

### CARGA DE BOLAS

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

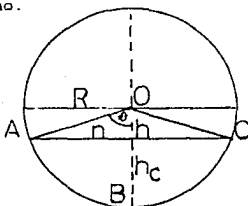


FIG. 4.4. IV.

$$hc = \frac{D}{3} \dots \dots \dots h = \frac{D}{6}$$

$$\text{Area } ABCA = OABCO - OACO \dots (1)$$

$$\cos \theta = \frac{h}{R} = \frac{\frac{D}{6}}{\frac{D}{2}} = 0.333 \dots (2)$$

$$\cos \theta = 70^{\circ} 31'$$

$$2\theta = 141^{\circ} 02' \dots (3)$$

$$\tan \theta = n; n = h \tan \theta$$

$$\text{Area } OACO = hm = R \tan \theta \dots (4)$$

$$\text{AREA} = OABC = \frac{D^2 \cdot 0.7854}{360} (20) \dots (5)$$

$$AREA-ABCA = \frac{D^2 \cdot 0.7854}{360} (20) - h^2 \tan \theta \dots (6)$$

Dando valores y sustituyendo en: (6)

$$\text{si } D=2, R=1, h= D/6= 0.333$$

$$ABCA = \frac{4 \times 0.7854}{360} \times 141.02 \times 141.02 - (0.1109 \times 2.8265)$$

$$AREAABCA = 0.008727 \times 141.02 \times 141.02 - 0.31346 = 0.91722$$

% DEL VOLUMEN: Si  $\pi = 3.1416$

$$\%VOLUMEN = 0. \frac{91722}{3.1416} \times 100 = 29.196 \dots (7)$$

Para determinar la carga de bolas, el volumen determinado deberá ser afectado del volumen de huecos que corresponde al 30% del mismo y el producto del volumen resultante por el peso específico de los miembros de trabajo proporciona el peso de la carga de bolas.

CARGA DE BOLAS

$$Cb = \frac{(29.20 \times 0.7)}{100} \times V$$

$$Cb = 0.2044 V \dots (8)$$

donde:

V= Volumen del molino en M

δ= peso específico de los miembros de trabajo.

## DEMANDA DE ENERGÍA

Desde el punto de vista mecánico, la energía necesaria para mover un molino es directamente proporcional a su peso y velocidad de trabajo, sin perder desde ningún punto de vista el aspecto mecánico, metalúrgicamente, el consumo de energía es directamente proporcional a la nueva superficie producida. (Rittinger 1867). Bajo los principios fundamentales expuestos, Gow determinó que el consumo efectivo de energía en un molino es directamente proporcional al cubo del radio del molino e inversamente proporcional a la raíz cuadrada del mismo, o sea que la energía efectiva es proporcional a la potencia 2.5 del radio del molino.

Partiendo de esta base, Faherenwal y Lee relacionaron el consumo de energía de un molino de laboratorio perfectamente controlado de 2.0 ft. de diámetro por 2.0 uno de tipo industrial de 4.0 ft. por 4.0 ft. encontrando la siguiente relación mostrada en la ecuación (1).

$$\frac{KW}{kW} = \frac{D^{2.5}L}{d^{2.5}l} \dots\dots (1)$$

Siendo proporcional a la demanda de energía a la nueva superficie producida y ésta a la capacidad de molienda, se puede sustituir la demanda de energía (KW) por la capacidad (T) en toneladas por 24 horas, para determinar el tamaño del molino y la potencia requerida para su operación, quedando ésta expresada en siguiente ecuación: (2).

$$\frac{T}{t} = \frac{D^{2.5}L}{d^{2.5}l} \dots\dots (2)$$

Esta ecuación proporciona el tamaño del molino en diámetro y longitud, con cuyos datos se obtiene el motor requerido para su operación.

Sin embargo si partimos de la ecuación (9) y sustituyendo valores:

$$g = 32.2 \quad \text{y} \quad 4\pi^2 = 39.4784$$

$$n = \sqrt{\frac{32.2}{39.4784} \times \frac{1}{\sqrt{F}}} = \sqrt{0.8156} \times \frac{1}{\sqrt{F}} = \frac{0.903}{\sqrt{F}}$$

$$r.p.m. = \frac{60 \times 0.903}{\sqrt{F}} = \frac{54.18}{\sqrt{F}} = \frac{54.18\sqrt{2}}{\sqrt{d}} = \frac{76.62}{\sqrt{d}}$$

$$V_C = \frac{54.18}{\sqrt{F}}; r.p.m. \dots (10)$$

$$V_C = \frac{76.62}{\sqrt{d}}; r.p.m. \dots (11)$$

$$54.18 = 60 \times \sqrt{\frac{g}{4\pi^2}} \dots (12)$$

Sistema inglés donde (r) y (d) se da en Ft.

La ecuación (12) permite determinar la potencia necesaria para un molino, siendo ésta correspondiente al 54,18% del volumen del molino en ft.<sup>3</sup> afectado el 20%.

$$H.P. = .5418 V$$

## TEORIA DE FRED C. BOND

En la actualidad, aunque los principios tanto teóricos como prácticos no han dejado de usarse y de difundirse ya que el principio básico expuesto por Rittinger que (1867) es indiscutible, Fred C. Bond, considerando, no que la teoría sino su interpretación, no se adaptan perfectamente a los equipos modernos, en 1951, expone lo que actualmente se denomina "Tercer teoría en trituración y molienda" que se expresa a continuación:

"La energía requerida es proporcional al tamaño de la partícula producida e igual a la diferencia de energías representadas por Descarga (P) y Alimentación (F). En partículas de estructura similar, el tamaño de la partícula es equivalente a la raíz cuadrada de la mitad de la superficie y la nueva fractura es proporcional a:"

$$\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \dots\dots (1)$$

Para objeto de cálculo, tamaño efectivo de las partículas de alimentación (F) y de descarga (P), es aquel el cual se halla el 80% del material (en micras) a un tamaño determinado, y el trabajo requerido en kilowatt hora por tonelada corta (KWH/T) es igual a: (W).

La fórmula base de la teoría de Fred C. Bond, considerada como "Tercer Teoría" se consigna en la siguiente ecuación:

$$W = \frac{10W_1}{\sqrt{P}} - \frac{10W_2}{\sqrt{F}} \dots\dots (2)$$



En donde (Wi) es el índice de trabajo en kwh/tc, parámetro que expresa la resistencia del mineral en las operaciones de trituración y molienda. Numéricamente el índice de trabajo (Wi) es la energía requerida para reducir el mineral de cualesquier tamaño a 80% a menos 100 mallas (147 micras), que equivale aproximadamente a que el 67% pase por 200 mallas (74micras), conociendo cualesquiera de los tres valores de la ecuación (2), el cuarto puede ser determinado por sustitución en (2a) y (2b).

$$Wi = \frac{W}{\frac{10}{P} - \frac{10}{F}} \dots\dots (2a)$$

$$P = \left( \frac{10Wi\sqrt{F}}{W\sqrt{F} + 10Wi} \right)^2 \dots\dots (2b)$$

#### REVESTIMIENTO DE MOLINOS

Las caras de trabajo internas de los molinos consisten en revestimientos renovables, los cuales deben resistir los impactos, ser resistentes al desgaste y promover el movimiento más favorable de la carga, las partes del molino que llevan revestimiento interno son los cabezales de alimentación y descarga también llamadas tapas de los molinos y estos revestimientos pueden ser de hierro blanco, aleado con níquel (Ni-Hard) y otros materiales resistentes al desgaste, la otra parte que lleva revestimiento es la coraza o cuerpo del molino, éstos se hacen en gran variedad de formas de elevadores, siendo la más común el ondulado, dichos revestimientos están unidos por pernos de acero forjado hundidos en el revestimiento. Los revestimientos en los molinos son los costos más caros en la operación de los mismos y constantemente se están haciendo esfuerzos para prolongar la vida de dichos revestimientos, en algunos casos se usan revestimientos de hule

que sustituyen al acero y se ha encontrado que son mucho más duraderos, su instalación es más fácil y rápida, tiene desventajas cuando los procesos requieren de la adición de reactivos de flotación directamente a los molinos. La figura 4.4.V. y 4.4.VI muestran estos tipos de revestimientos.

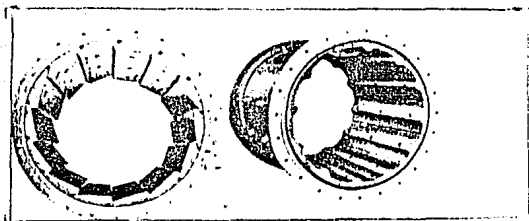


FIG. 4.4.V REVESTIMIENTO P/MOLINO  
(CUERPO)

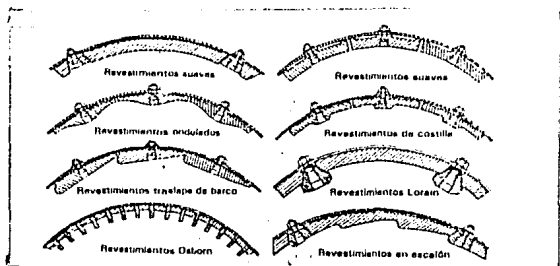


FIG. 4.4.VI REVESTIMIENTOS P/MOLINO

## CIRCUITOS DE MOLIENDA

La molienda en húmedo es la más utilizada en las operaciones de procesamiento de minerales por lo económico que resulta, además de las siguientes ventajas:

- 1).- Consumo más bajo en energía por tonelada de producto.
- 2).- Mayor capacidad por unidad de volumen del molino.
- 3).- Hace posible el uso del cribado o clasificación en húmedo para el estricto control de los productos.
- 4).- Hace posible el uso de métodos simples de manejo y transporte de productos de molienda, como son, bombas, tubos y canales.

El tipo de molino para una molienda en particular y el circuito en el cual; se usará deben de considerarse simultáneamente. Los circuitos se dividen en dos amplias clasificaciones: Abierto y Cerrado. En el circuito abierto el material se alimenta hacia el interior del molino a una velocidad calculada para producir el producto correcto en un paso. Este tipo de circuito rara vez se usa en el proceso de minerales, ya que no hay control sobre la distribución de tamaños en el producto. El circuito cerrado molienda casi siempre se presenta en la industria minera, este consiste: en un clasificador que saca el tamaño necesario, a la vez que regresa los gruesos al molino. Aunque normalmente cada circuito de molienda cuenta con alguna forma de clasificación, los molinos individuales pueden estar en circuito abierto o cerrado.

La operación en circuito cerrado no realiza gran esfuerzo para efectuar la reducción de todos los tamaños de un solo paso, pero se dificulta extraer el material del circuito tan pronto como alcance el tamaño necesario. El material que regresa al molino por el clasificador se conoce como carga circulante y su peso se expresa como porcentaje del peso de la nueva alimentación, generalmen-

te tiene un valor de entre 100% a 300% aunque puede ser tan alta como 600%. la fig 4.4. VII y fig. 4.4.VIII muestran estos circuitos abierto y cerrado respectivamente.

FIG. 4.4. VII. CIRCUITO ABIERTO



FIG. 4.4. VIII CIRCUITO CERRADO



\* recirculación 5

---

La molienda en circuito cerrado reduce el tiempo de residencia de las partículas en cada paso y disminuye así la proporción de los tamaños terminados dentro del molino, comparada con la molienda en circuito abierto. Esto disminuye la sobremolienda y aumenta la energía disponible para la molienda útil mientras esté presente un sumi-

nistro amplio de material sin terminar. A medida que se incrementa el tonelaje de alimentación nueva, aumenta el tonelaje de carga circulante, puesto que la descarga del clasificador es más gruesa, pero la alimentación compuesta del molino será más fina debido a este incremento en la carga circulante. Como el tiempo de residencia disminuye, la descarga del molino será proporcionalmente más gruesa, de manera que la diferencia en el tamaño medio entre la alimentación compuesta y la descarga disminuye. La capacidad del molino aumenta con la disminución en el diámetro de la bola, debido al incremento de la superficie de molienda, hasta el punto en que se excede el ángulo de mordida entre las partículas y bolas que están en contacto. Consecuentemente, mientras haya más material casi terminado en la alimentación compuesta, tanto más alta será la proporción de ángulos de mordidas favorables y mientras más finas sea la alimentación compuesta, tanto más pequeño necesita ser el diámetro de la bola.

#### CLASIFICACION FINA

La clasificación es un método de separación de mezclas de minerales en dos o más productos teniendo como base la velocidad con que caen los granos a través de un medio fluido. En el procesamiento de minerales, generalmente este medio es el agua y la clasificación en húmedo normalmente se aplica a partículas minerales que se consideran demasiado finas para ser separadas eficientemente por cribado. Para este fin se han diseñado y construido muchos tipos diferentes de clasificadores. Sin embargo se pueden agrupar en dos grandes grupos, dependiendo de la dirección del flujo de la corriente portadora de las partículas. Los clasificadores de corriente horizontal, tales como los clasificadores mecánicos, son principalmente del tipo de asentamiento libre y acentúan la función del tamaño en la clasificación; los clasificadores

hidráulicos o de corriente vertical son normalmente del tipo de asentamiento obstruido y aumentan así el efecto de la densidad sobre la separación. En nuestro caso describiremos los tipos de clasificadores más utilizados en la industria minera que son: mecánicos, de espiral e hidrociclones.

#### CLASIFICADORES MECANICOS

Existen varias formas de este clasificador; en él, el material de más baja velocidad de asentamiento es llevado en el derrame líquido y el material de más alta velocidad de asentamiento se deposita en el fondo del equipo siendo arrastrado hacia arriba contra el fluido líquido, por algún medio mecánico. Los clasificadores se utilizan ampliamente en las operaciones de molienda en circuito cerrado y en la clasificación puesto que la mayoría de partículas no han sido liberadas, por lo que tienen la misma densidad. La fig. 4.4. IX muestra la operación del clasificador mecánico.

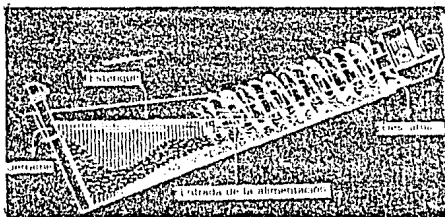


FIG. 4.4. IX. CLASIFICADOR MECANICO  
FORMA DE OPERACION

## CLASIFICADORES MECANICOS (OPERACION)

En estos clasificadores la pulpa se introduce en una pileta inclinada y forma un estanque de asentamiento, en el cual, las partículas de velocidad de caída descienden rápidamente hacia el fondo de dicha pileta. Arriba de esta arena gruesa se encuentra una zona de arena movediza, donde ocurre principalmente el asentamiento obstruido. La profundidad y forma de esta zona depende de la acción del clasificador y de la densidad de la pulpa de alimentación, sobre la zona de arena movediza se encuentra una zona de material de libre asentamiento y comprende una corriente de pulpa que fluye horizontalmente a través de la parte superior de la zona de arena movediza desde la entrada de la alimentación hasta el vertedero de derrame, donde se extraen los finos. Las arenas asentadas se transportan hacia lo alto de la artesa inclinada ya sea por medio de rastrillos mecánicos o por un tornillo helicoidal.

### CLASIFICADOR DE RASTRILLO

Este utiliza rastrillos impulsados por un movimiento excéntrico, lo que hace que éstos se hundan dentro del mineral asentado y lo muevan por una corta distancia hacia arriba de la pileta inclinada. Después de sacar los rastrillos y regresarlos al punto de partida, donde el ciclo se repite, el material asentado empuja lentamente hacia arriba de la pendiente hasta la descarga. La fig. 4.4. X muestra el clasificador de rastrillos.

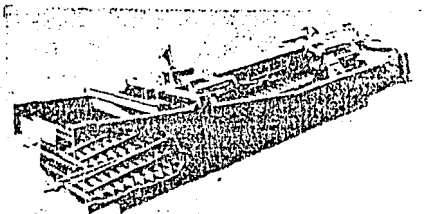


FIG. 4.4. X CLASIFICADOR DE RASTRILLO  
CLASIFICADOR DE ESPIRAL

Estos clasificadores utilizan una espiral continua revolvente para mover las arenas hacia arriba de la pendiente, trabajan con pendientes mayores que las del clasificador de rastrillos, en el cual la arena tiende a deslizarse hacia atrás cuando se quitan los rastrillos. Las pendientes más inclinadas ayudan al drenado de las arenas dando un producto más limpio y seco, la agitación en el estanque es menor que en el clasificador de rastrillos, lo cual es importante en la separación de material muy fino.

La velocidad de los rastrillos ó de la espiral determinan el grado de agitación de la pulpa y la proporción del tonelaje de arena que se extrae. Para las separaciones gruesas se necesita un alto grado de agitación para mantener en suspensión las partículas gruesas en el estanque, mientras que para una separación más fina se requiere menor agitación, sin embargo se requiere que la velocidad sea bastante alta para transportar las partículas gruesas (arenas) hacia arriba de la pendiente.

La dilución de la pulpa es la variable más importante en la operación de los clasificadores mecánicos, en las operaciones de molienda en circuito cerrado, los



molinos de bolas rara vez descargan a menos del 65% en peso de sólido, mientras que los clasificadores mecánicos nunca operan con más del 50% de sólidos. La fig. 4.4. XI muestra el clasificador de espiral.



FIG. 4.4. XI CLASIFICADOR DE ESPIRAL  
HIDROCICLONES

Este es un aparato de clasificación de operación continua que utiliza la fuerza centrífuga para acelerar la velocidad de asentamiento de las partículas.

Su principal uso en el procesamiento de minerales es como clasificador, ya que ha demostrado ser extremadamente eficiente a tamaños finos de separación. Cada vez se usa más en las operaciones de molienda en circuito cerrado, pero también tiene otras muchas aplicaciones, tales como deslamado, desarenado y espesamiento o decantación. La fig. 4.4. XIII muestra un hidrociclón que consiste en un recipiente de forma cónica, abierto en su ápice o descarga que está unido a una sección cilíndrica, la cual tiene una entrada, ya sea tangencial o del tipo envolvente, como se muestra en la fig. 4.4. XII.

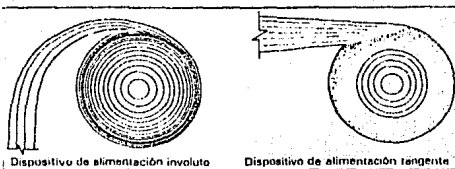


FIG. 4.4.XII TIPOS  
DE ALIMENTACION A HIDROCICLONES

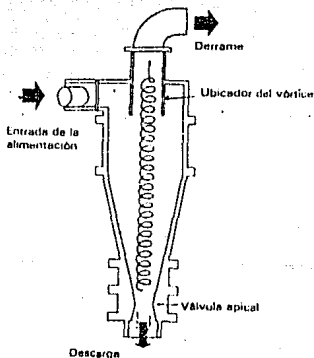


FIG. 4.4.XIII HIDROCICLON  
ORIFICIOS DEL HIDROCICLON

En base a la fig. 4.4. XIII vamos a describir el funcionamiento del ciclón así como los orificios del mismo.

## A. - ORIFICIO DE ENTRADA

### (ALIMENTACION)

El tamaño del orificio de entrada controla la velocidad de entrada de la pulpa, pero su principal función es suministrar un patrón de flujo uniforme en el punto de entrada, normalmente la entrada es tangencial, pero también son comunes las entradas envolventes de alimentación, se dice que las entradas envolventes son para minimizar la turbulencia y reducir el desgaste.

## B. - UBICADOR DEL VORTICE

Desde el punto de vista de su importancia en los resultados de operación, este es el más importante de todos los orificios. El tamaño del buscador de vórtice tiene el efecto más grande en la caída de presión para un volumen dado y en términos generales entre más grande sea el buscador de vórtice será más gruesa la separación y también será mayor la proporción de sólidos en la descarga superior. Inversamente, un buscador pequeño, significa una separación más fina y menor cantidad de sólidos, pero si el tamaño es demasiado pequeño puede reducir el volumen y la velocidad, obteniéndose una operación de menor eficiencia a la que normalmente podría resultar.

## C. - VALVULA APICAL

### (DESCARGA)

La función de esta válvula (orificio del ápice) es descargar el material grueso de tal forma que se obtenga la máxima densidad y suavidad en la descarga, por lo tanto, deberá ser lo suficiente grande para permitir la salida del tonelaje requerido en una forma de sección transversal ligeramente cónica, pero no debe usarse como control de separación.

Una abertura del ápice de descarga demasiado pequeña puede conducir a la condición conocida como torcida o cableada, donde se forma un chorro de pulpa extremadamente espeso del mismo diámetro que el del ápice y el remo-

lino de aire se puede perder y la eficiencia de separación desciende y el material grueso descarga a través del buscador vórtice.

Un orificio de descarga demasiado grueso da como resultado el modelo de cono hueco más grande y que aparece en la fig. 4.4 XIV. La descarga se diluye excesivamente y el agua adicional transporta los sólidos gruesos sin clasificar, que de otro modo deberían aparecer en el derrame. Entonces bajo condiciones de operación correctas la descarga debe formar un chorro cónico hueco con un ángulo comprendido entre 20 y 30° como también se muestra el fig. 4.4. XIV. Entonces el aire puede entrar al ciclón, las partículas gruesas clasificadas descargarán libremente y se pueden realizar concentraciones de sólidas con más del 50% en peso.

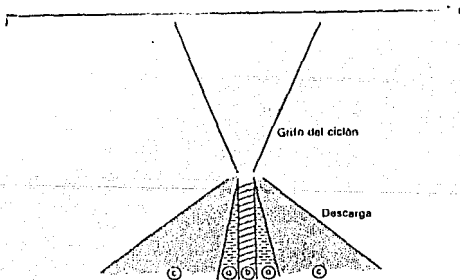


FIG. 4.4. XIV

Efecto del tamaño del grifo sobre la descarga del ciclón: A) operación correcta; zona B) "torcido" grifo demasiado pequeño; zona C) excesivamente diluido, grifo demasiado grande.

#### 4.5. FLOTACION

La flotación es un método que utiliza las diferentes propiedades físico-químicas en las superficies de las partículas minerales. el mecanismo de flotación involucra la anexión de partículas minerales a las burbujas de aire de tal modo que dichas partículas minerales sean llevadas a la superficie de la pulpa mineral, donde pueden ser removidos. Este proceso abarca las siguientes etapas.

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

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

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

D) Remoción de la espuma cargada de mineral.

El punto (A) no forma parte del proceso de flotación aunque manifiesta la importancia que tiene en el proceso. Ya que solamente se puede aplicar a partículas relativamente finas, ya que si son demasiado grandes, la adhesión entre la partícula y la burbuja sería menor que el peso de la partícula y por lo tanto deja caer su carga.

Los puntos (B),(C),(D) y (E) implica el tratamiento químico de la pulpa mineral a fin de crear las condiciones que favorezcan estas diferencias en las propiedades superficiales del mineral y la pulpa de flotación. Esto implica que una partícula de aire debe ser resistente para poder atacar a una partícula del mineral, y llevarla hasta la superficie del agua, como se muestra en la fig. 4.5. XV. Estas burbujas de aire solamente se podrán adherirse a la partícula mineral, siempre y cuando la burbuja desplaze el agua de la superficie del mineral, lo cual, sólo puede ocurrir si el mineral repele en cierta medida al agua o es hidrofóbica, la creación de este medio propicio para llevar a cabo la flotación es por medio reac-

tivos químicos llamados agentes de flotación.

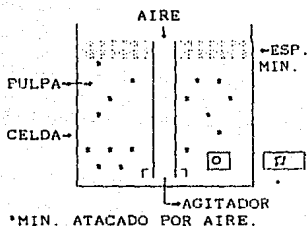


FIG. 4.5 XV  
(MECANISMO DE FLOTACION)

La flotación de un sólido depende de la relativa adsorción o mojado de sus superficies por un fluido. A su vez este proceso viene gobernado por la energía de la interfase, en la que la tensión superficial es el factor decisivo. Cualquier superficie, tal como la que separa el agua del aire se opone a su ampliación y se comporta exactamente como si se hallara en tensión. Por ser la esfera el cuerpo que ofrece un mínimo de superficie por unidad de volumen, es la forma que tienden a adoptar esas superficies interfaciales.

La tensión interfacial puede medirse como la fuerza de resistencia que se opone al agrandamiento o ampliación de la superficie. Su valor relativo queda determinado mediante el ángulo formado entre las superficies o interfaces, cuando tres o más fases se hallan en contacto y en equilibrio. La suma de las fuerzas componentes de las tensiones superficiales debe ser igual a cero.

Si una de las fase es un sólido que presenta una superficie plana rígida, tal como se indica en la fig. 4.5. XVI y las otras dos fases son fluidos, el equilibrio de fuerzas paralelas a la superficie del sólido conduce a la igualdad.

$$\sigma_{sg} = \sigma_{sl} + \sigma_{lg} (\cos \theta)$$

$\sigma_{sg}$  = Tensión superficial entre la fases sólido-gas

$\sigma_{sl}$  = Tensión superficial entre las fases sólido-gas

$\sigma_{lg}$  = Tensión superficial entre las fases líquido-gas

$\theta$  = Angulo de contacto

g = Gas

l = Líquido

s = Sólido

Si el líquido moja fácil y completamente al sólido (fig. 4.5. XVII) se observará una película del líquido entre el sólido y el aire de la burbuja, que impide el establecimiento de un punto de contacto entre las tres fases. El ángulo formado por la tangente en el punto de contacto aparente de la burbuja con el líquido será igual a cero.

Si la superficie del sólido no resulta enteramente mojada, el líquido se ve forzado a retroceder hasta una posición de equilibrio, tal como se indica en la fig. 4.5. XVII en la cual las tres tensiones superficiales se hallan en equilibrio. Trazando en este punto la tangente a la superficie de separación gas-líquido, se forma el ángulo  $\theta$ , definido como el ángulo de contacto (medido siempre desde la fase más densa).

En la flotación de una partículas sólidas, su unión a una burbuja de aire se efectúa de la misma manera que el sólido y burbuja se hallan en contacto en las fig. 4.5. XVI y XVII. La única diferencia consiste que el sólido

es muy pequeño y la burbuja relativamente grande. La fuerza de gravedad y la agitación tienden a desprender a las partículas sólidas de las burbujas. Si el ángulo de contacto es pequeño el líquido avanza sobre la superficie del sólido, pues las fuerzas de superficie que mantienen unidos al sólido y a la burbuja son débiles. Por tanto el ángulo de contacto grande significa una fácil flotabilidad. Cuando una partícula sólida se adhiere a una burbuja de aire, tiene lugar una pérdida de energía superficial,  $-\Delta E$ , por unidad de superficie  $G$ , que es igual a la disminución de la tensión superficial, o sea:

$$\Delta E = \sigma_{SO} \Delta \sigma_{SO} + \sigma_{SL} \Delta \sigma_{SL} + \sigma_{LO} \Delta \sigma_{LO}$$

$$\Delta \sigma_{SL} = -\Delta \sigma_{SO} = \Delta \sigma_{LO}$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta \sigma_{SO}} = (\sigma_{SL} + \sigma_{LO} - \sigma_{SO})$$

YA QUE:

$$\sigma_{SO} = \sigma_{SL} - \sigma_L (\cos \theta)$$

$$\sigma_{SL} - \sigma_{SO} = \sigma_L (\cos \theta)$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta \sigma_{SO}} = \sigma_L (1 - \cos \theta)$$



Esta pérdida de energía ( $-\Delta E$ ) es una medida de la facilidad de mojado (humectabilidad) de la fase sólida por el aire y, por tanto, es una indicación de su flotabilidad. Representa el trabajo exigido para separar al aire de la unidad superficie del sólido.

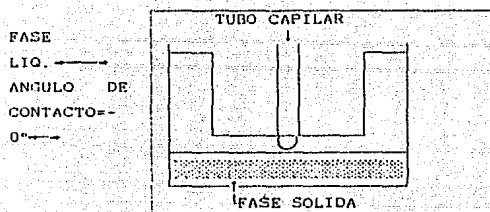


FIGURA 4.5.XVI

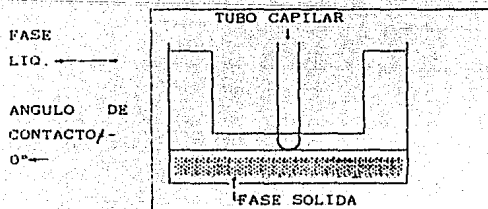


FIGURA 4.5 XVII

## AGENTES DE FLOTACION

Son los reactivos que se agregan a la pulpa de flotación para generar las condiciones adecuadas para que se lleve a cabo la flotación y se clasifican como colectores, espumantes y modificadores.

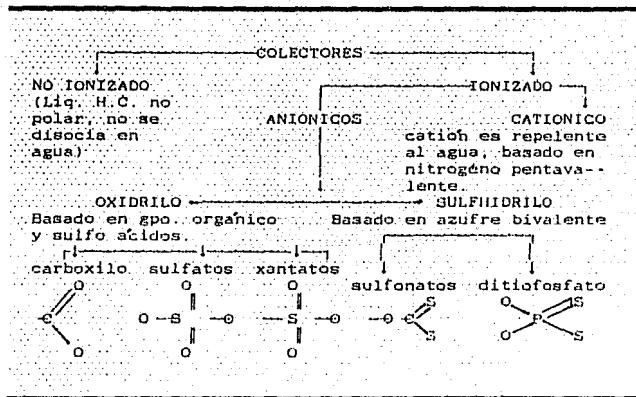
### COLECTORES

Se consideran como los agentes de flotación más importantes, por ser el reactivo que produce la película hidrofóbica sobre la partícula mineral. Cada molécula colectora contiene un grupo polar y uno no polar. Cuando se adhieren a la partícula mineral, estas moléculas quedan orientadas en tal forma que el grupo no polar o hidrocarburo queda extendido hacia afuera, tal orientación da como resultado la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral.

Estos reactivos de flotación pueden ser compuestos ionizados o no ionizados, los ionizados son compuestos que se disocian en iones dentro del agua, los no ionizados son compuestos que prácticamente son insolubles y se vuelven repelentes al agua del mineral, cubriendo su superficie con una capa delgada.

Los colectores ionizados se clasifican de acuerdo con el tipo de ión, anión, catión que produce el efecto de repulsión al agua dentro de ella. La fig. 4.5. XVIII muestra la clasificación de los colectores.

FIG. 4.5. XVIII  
(CLASIFICACION DE COLECTORES)



Los carboxilatos son fuertes colectores, pero tienen una selectividad relativamente baja, y se usan para la flotación de minerales de calcio, bario, estroncio y magnesio.

Los sulfuros y sulfonatos rara vez se usan y tienen propiedades similares a los ácidos grasos pero con un poder colector más bajo. Sin embargo, estos tienen mayor selectividad y se usan para flotar casiretita, y barita.

De los colectores del tipo aniónico los que más se usan son los del tipo sulfhídrico, en la que el grupo polar contiene azufre bivalente, estos colectores son muy poderosos y selectivos en la flotación de minerales de sulfuro. Los más ampliamente usados son los Xantogenatos (Xantatos) y los ditionofosfatos (Colectores Aerofloat). La figura 4.5. XIX muestra un colector de este tipo.

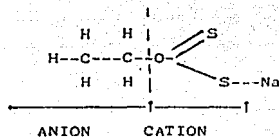


FIG. 45. XIX XANTATO ETILICO DE SODIO

Los Xantatos que más ampliamente se usan son los siguientes Etílico, Isopropílico, Isobutílico, Amílico, y Hexílico. Los xantatos se usan en las pulpas débilmente alcalinas, puesto que se descomponen en medio ácido y a valores altos de Ph, los iones hidroxilo desplazan a los iones xantatos de la superficie del mineral.

Los ditionfosfatos tienen fósforo pentavalente en el grupo polar más bien que carbón tetravalente, los ditionfosfatos no se utilizan tanto como los xantatos, pero sin embargo en la practica son reactivos importantes, son los colectores comparativamente débiles, pero dan buenos resultados en combinación con los xantatos. La fig. 4.5. XX muestra un colector de este tipo.

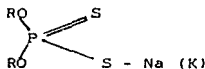


FIG.4.5. XX DITIONFOSFATO  
COLECTORES CATIONICOS

La propiedad característica de este grupo, es que el catión produce la repulsión al agua cuando el grupo polar se basa en nitrógeno pentavalente. Las aminas son los más comunes de estos colectores la fig.4.6. XXI muestra una amina catiónica.

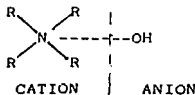


FIG. 4.5. XXI AMINA CATIONICA

A diferencia de los xantatos, se considera que las aminas se adsorben sobre la superficie mineral, principalmente debido a la atracción electrostática entre la cabeza polar y la doble capa cargada eléctricamente del mineral. Estos colectores son muy sensitivos al Ph del medio, son más activos en las soluciones ligeramente ácidas e inactivos en medio fuertemente alcalino y ácidos. Se emplean para la flotación de óxidos, carbonatos y metales de tierras alcalinas tales como, barita y silvita.

En general los colectores se usan en pequeñas cantidades, sólo la necesaria para formar una capa molecular sobre la superficie de la partícula mineral.

#### ESPUMANTES

El propósito del espumante es la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta que puedan ser removidas de la máquina de flotación. Este objetivo se logra impartiendo cierta dureza temporal a la película que cubre la burbuja. La vida de la burbuja individual es por tanto prolongada hasta que pueda ser más estabilizada por adherencia de partículas minerales y juntarse con otras burbujas en la superficie de la pulpa, para formar la espuma, además debe formar una espuma que se disgregue rápidamente, a fin de evitar interferencias con las subsiguientes operaciones del proceso.

Una característica primordial de todos los espumantes es su aptitud para reducir la tensión superficial del agua; la mayor parte de los compuestos orgánicos pueden lograr ello, por lo que el número de ellos con que se puede contar comercialmente es alto, sin embargo, puesto un espumante debe de ser de bajo costo y fácilmente disponible, efectivo en concentraciones pequeñas y esencialmente libre de propiedades colectoras, sólo se han encontrados adecuados unos cuantos de ellos.

Los espumantes más comúnmente usados son los compuestos heteropolares, surfactantes, que contienen una parte polar, solubilizante o afín al agua y una parte no polar afín al aire. Los compuestos surfactantes de este tipo tienden a ser adsorbidos, en las interfases aire-agua, en concentraciones mucho mayores que las existentes dentro de la masa del líquido, en una interfase aire-agua, tales espumantes se orientan con el grupo polar hacia el agua y el no polar hacia el aire.

#### AGENTES MODIFICADORES

En una operación de flotación los minerales se comportan de una manera característica para cada mena, para modificar y normalizar este comportamiento, se usan productos químicos clasificados, de manera general, como agentes modificadores, estos productos se han dividido convenientemente en tres clases generales: (1) Agentes reguladores y dispersores, (2) Agentes activadores y (3) Agentes depresores.

#### AGENTES REGULADORES Y DISPERSORES

La función de los reactivos incluidos en este grupo es la de controlar la alcalinidad o acidez y además contrarrestar el efecto interferente detrimetal de las lamas, los coloides y las sales solubles, en casi todas las operaciones de flotación se obtienen mejores resultados cuando se mantiene el pH dentro de cierto margen. Los reactivos que comúnmente se usan para ajustar el pH son cal y carbonato de sodio para aumentar el pH.

La cal es el regulador de alcalinidad más usado, generalmente se usa en la flotación en forma de cal hidratada  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , . La cantidad de cal que se requiere en la operación varía considerablemente dependiendo del pH deseado y de las cantidades de constituyentes consumidores de cal que se encuentran presentes en la mena, el método preferido para alimentar la cal es el de preparar una suspensión o lechada conteniendo alrededor de 20% de

cal finamente molida, con 80% de agua en peso.

#### AGENTES ACTIVADORES

Los productos químicos de este grupo se usan para realizar flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar con el sólo uso de promotores y espumantes, el ejemplo clásico de este tipo de reactivo es el sulfato de cobre que se usa para activar esfalerita y marmatita, los sulfatos de hierro y en algunos casos la pirita. También se usa para reactivar los minerales que han sido deprimidos por el uso del cianuro, tales como calcopirita, pirita, pirrotita y arseniopirita.

#### AGENTES DEPRESORES

Son los productos químicos que tienen como objetivo evitar la flotación de minerales no deseados, es decir son más comúnmente usados en flotación selectiva, es decir vuelve hidrófilos (ávidos de agua) a ciertos minerales evitando así su flotación, los más usados son el cianuro de sodio y calcio, para deprimir pirita ( $FeS_2$ ), galena ( $PbS$ ), sulfuro de cobre, sulfato de cobre para deprimir  $ZnS$  mientras flota  $PbS$ , también existen reactivos orgánicos como depresores tales como, almidón, quebracho (madera dura) dextrina, no se ionizan en la solución, pero forma partículas coloidales en el interior de la pulpa, las cuales depositan sobre las superficies del mineral evitando la flotación.

#### FLOTACION DIFERENCIAL

Todos los procesos de concentración para flotación son selectivos ó diferenciales, según un mineral o grupo de minerales sean flotados para separarse de la ganga que lo acompaña.

La separación de minerales distintos, como los sulfurosos de los no sulfurosos, se conoce como flotación en masa o flotación " bulk " y el termino " Flotación diferencial " se restringe a aquellas operaciones que involu-

cran la separación de tipos similares de minerales. La flotación diferencial puede ejemplificarse para la concentración y remoción subsecuente de cobre, plomo, zinc, y sulfuros de hierro de un simple mineral.

Para lograr la separación diferencial mediante la acción adecuada de agentes modificantes, usando el mismo agente colector para todos los concentrados. Otros minerales pueden reaccionar diferentemente, haciendo necesario emplear un colector distinto en cada etapa de flotación. Las variaciones en la actividad de la flotación entre combinaciones de minerales diferentes, conteniendo los mismos tipos de mineral pueden deberse a diferencias en la historia geológica, grado de oxidación, presencia de sales solubles que interfieren, ó un número de otras causas.

Puesto que muy raramente es posible controlar o aún determinar todas las variantes que pueden presentarse en un circuito de flotación, cada mineral debe considerarse como un problema separado. Aún haciendo esto, el carácter de un mineral puede sufrir cambios de hora en hora en las operaciones del proceso, creando un reto constante al metalúrgista de la flotación.

#### CELDAS DE FLOTACION

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

Existen dos tipos principales de celdas de flotación la celdas neumáticas y las celdas mecánicas.

Las celdas meumáticas utilizan aire comprimido para la agitación, lo que proporciona una agitación suave y



forma una espuma limpia y relativamente libre de ganga. En general las celdas neumáticas implican un tiempo de contacto un 50% mayor, y la pulpa debe estar perfectamente acondicionada, antes de la flotación.

Las celdas mecánicas se dispone de un agitador mecánico que incorpora aire y lo amasa con la pulpa mineral. Debido a la agitación más violenta que consigue en las celdas mecánicas se logra una flotación más perfecta y las colas quedan más libres, exentas del material que se desea reunir en el concentrado, pero lleva más ganga que el concentrado producido por las celdas de agitación menos violenta.

La celda agitada mecánicamente esta constituida por un depósito de sección cuadrada, provisto de una hélice que agita violentamente la pulpa mineral realizando parte del acondicionamiento del mineral. La rotación de la hélice aspira el aire a través de un tubo central que rodea al eje de aquél y lo distribuye en finas burbujas. La alimentación penetra por un lado al extremo de la batería de celdas y va pasando por un número necesario de las mismas hasta llegar al lugar de descarga de las colas, en el lado opuesto. La fig. 4.5. XXII muestra una celda mecánica.

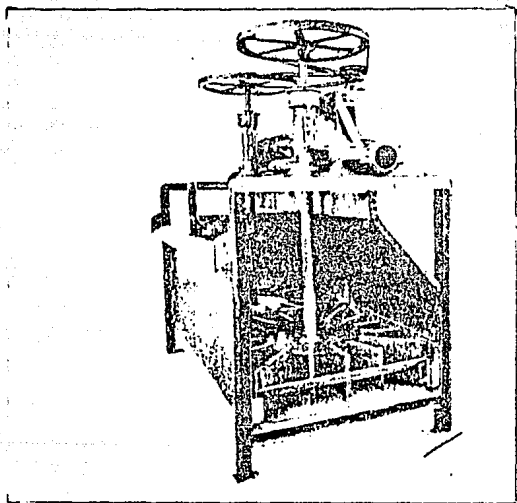


FIG. 4.5. XXII  
CELDA DE FLOTACION (MECANICA)

## CIRCUITOS DE FLOTACION

Circuito de flotación es la ruta que sigue el mineral (pulpa) dentro de las celdas de flotación para llevar a cabo la concentración de los minerales valiosos y así obtener un concentrado limpio. Este concentrado para considerarse como producto final raras veces puede obtenerse en una sola etapa o paso primario de flotación. Con excepción de unos cuantos casos, el concentrado obtenido de la máquina primaria o primarias debe de ser refltado en una serie adicional de celdas limpiadoras para producir un concentrado más limpio, si éste no es lo suficientemente alto en ley (valor) debe de ser agregada una segunda etapa llamada relimpia, todos los circuitos empleados difieren de acuerdo con la naturaleza del mineral y los requisitos que la industria fije al producto, pero todos están basados en los mismos principios generales.

Los siguientes diagramas muestran estos circuitos, estos diagramas son esquemáticos, las máquinas se señalan en sus posiciones relativamente aproximada. Sin embargo no deben considerarse arreglos exactos de distribución en plantas. Existen muchas variables en la flotación de minerales aún para una misma clase y en el mismo campo, para permitir una igualdad (estandarización) en el arreglo que debe dárseles a las máquinas.

La fig. 4.5 XXIII muestra un circuito de flotación en una etapa sin limpia, como se observa el concentrado terminado es extraído de una cuantas de las primeras celdas en tanto que el producto que forman los medios de las celdas restantes es devuelto a la cabeza de la máquina. Alternativamente puede ser bombeado hacia el acondicionador.

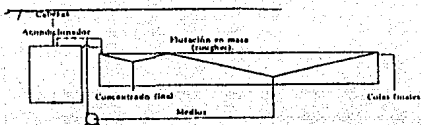


FIG. 4.5. XXIII

(CIRCUITO DE FLOTACION DE UNA ETAPA S/LIMPIA)

La fig. XXIV. muestra un circuito de flotación de una etapa con una limpia, en este circuito la bomba proporciona un punto conveniente para la adición de reactivos extras (suplementarios) en caso de ser necesarios. en las limpias las colas de esta limpia pueden devolverse al acondicionador o a la cabeza primaria.

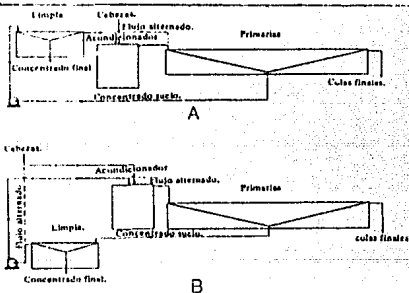


FIG.4.5 XXIV

(CIRCUITO DE FLOTACION DE UNA ETAPA C/LIMPIA)

La fig.4.5. XXV muestra un circuito con dos etapas primarias de flotación, estos se utilizan cuando se necesita recuperar desechos, puede usarse cualquiera de los dos circuitos. El (A) es más sencillo pues sólo necesita una bomba, tiene la desventaja de que no se dispone de agitación en el caso de que tengan que agregarse reactivo a las celdas limpiadoras. El (B) es más flexible pues la

espuma de las celdas recuperadoras de desechos y las colas de la celda limpiadora son devueltas al acondicionador por separado y pueden ser enviadas ya sea al acondicionador o a las celdas primarias independientemente, y un punto de agitación queda disponible, si se requiere, antes de la sección de limpias. Las celdas recuperadoras de desechos operan con una agitación vigorosa, siendo devuelta la espuma a las celdas primarias, puesto que la comparativamente grande cantidad de ganga no constituye una alimentación apropiada para las limpiadoras.

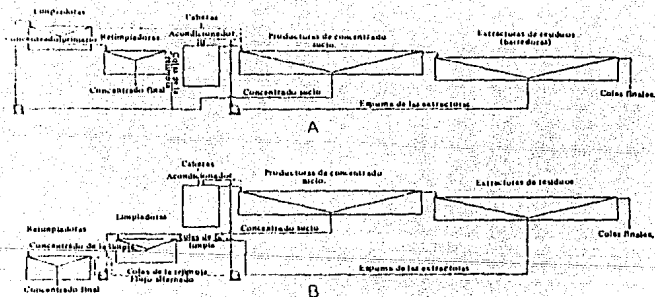


FIG. 4.5. XXV

(CIRCUITO C/2 ETAPAS DE FLOTACION PRIMARIA)

La fig. 4.5. XXVI muestra dos de los varios arreglos posibles para circuitos formados por dos etapas de limpias. El (B) tiene la desventaja que no ofrece agitación en caso de que tengan que ser agregados reactivos a las celdas limpiadoras ó las relimpiadoras que requieren emulsificación. El (A) la bomba proporciona un lugar conveniente de adición para los reactivos, en caso de ser

necesarios. La relimpia en estos circuitos raramente reclama reactivo extras, pero estos a menudo son adicionados a la limpias. Debido a estas características ambos circuitos son de uso común en las plantas concentradoras.

Los circuitos descritos anteriormente se muestran equipados con acondicionadores. Sin embargo, el método de flotación puede o no reclamarlos por lo que se descartan cuando se hace necesario sin alterar el arreglo fundamental en los circuitos.

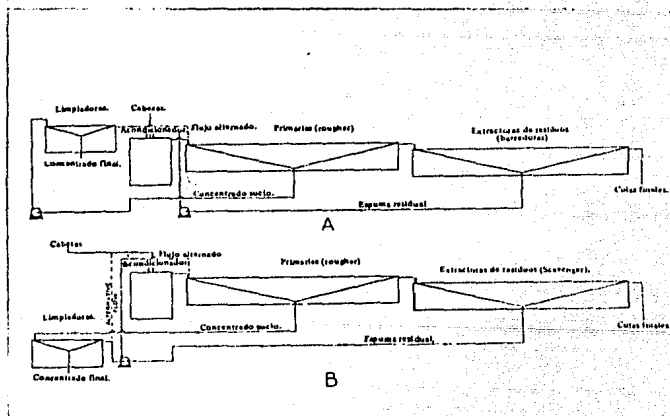
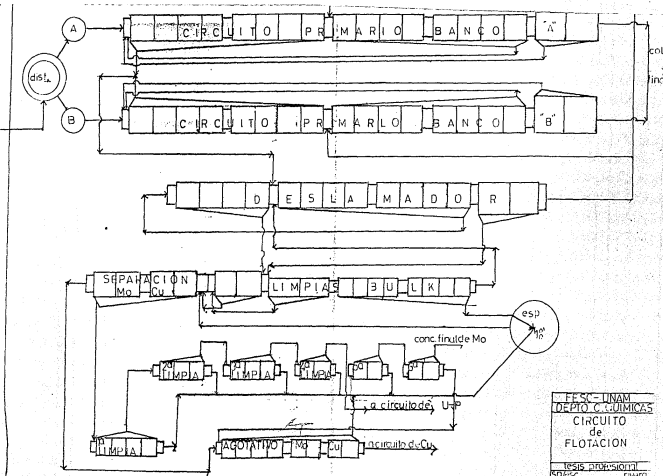


FIG. 4.5. XXVI  
(CIRCUITO DE FLOTACION C/2 ETAPAS DE LIMPIAS)

**CAPITULO V**  
**PROCESO METALURGICO PARA**  
**EL BENEFICIO DEL MOLIBDENO**



FESC-UNAM  
 DEPTO. QUIMICAS  
 CIRCUITO  
 de  
 FLOTACION  
 tesis admision  
 8/20/52 RW/21

fig. 5.11

ESTA TESIS NO DEBE  
 SALIR DE LA BIBLIOTECA



Este capítulo tiene como objeto dar a conocer el proceso de flotación para el beneficio del molibdeno, tratando de explicar en forma sencilla las etapas de ya descritas anteriormente, pero ahora para un mineral en específico. El proceso metalúrgico para el beneficio del molibdeno consiste básicamente en las siguientes etapas: Trituración, Molienda, Flotación, Lixiviación.

#### 5.1 DIAGRAMA DE PROCESO

Las figuras 5.1.I. muestra el diagrama de proceso para el beneficio del molibdeno en la planta concentradora, el cual es explicado en los apartados 5.3. y 5.4 de este capítulo.

#### 5.2 SISTEMA DE MINADO

En las minas superficiales la operación es cíclica en el sentido de que cada unidad de mineral es sujeta a algunas o todas las siguientes unidades de operación.

Los métodos de producción para el minado superficial está dividido en cuatro fases básicas que son: Barrenación, Voladura, Cargado y Acarreo.

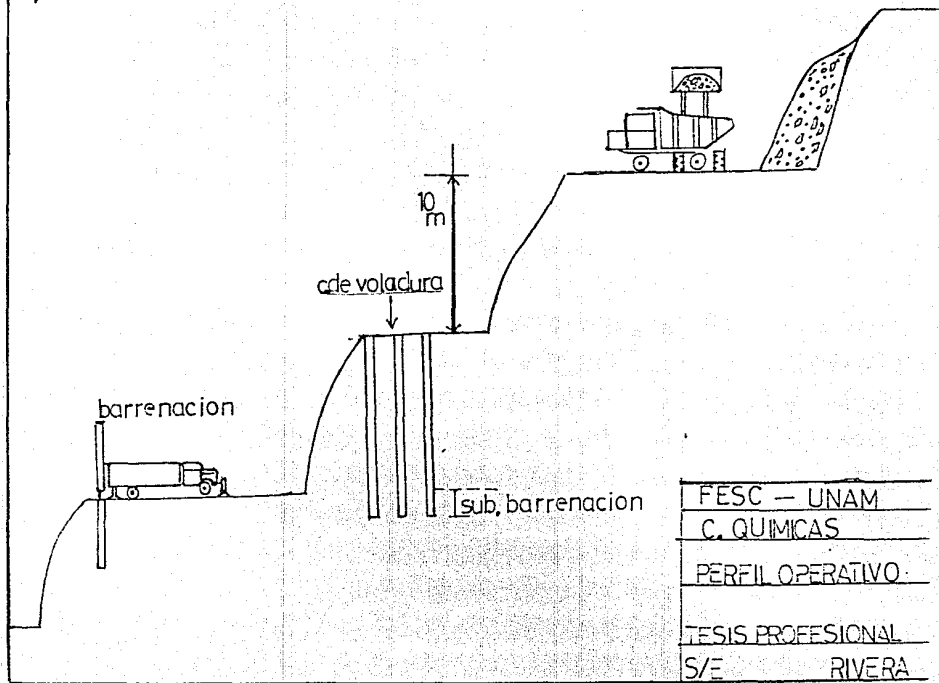
**BARRENACION.** - El patrón de barrenación está íntimamente ligado a las características de la rocas, el diámetro de la broca y la altura del banco.

**VOLADURA.** - Al efectuarse una voladura las causas fundamentales que deberán tomarse en cuenta son: las propiedades del explosivo y las de la roca a volar.

Teniendo en cuenta, que el tamaño requerido en la voladura, nos refleja en una forma directa en los costos de una barrenación secundaria, cargado y acarreo, por tanto es necesario conocer nuestro patrón de barrenación, tipo de plantilla, número de líneas a volar, profundidad de los barrenos, y caras libres de salida para determinado tipo de amarre.

**CARGADO.** - Esta etapa es en la cual se realiza el cargado de los barrenos, con los explosivos ya seleccio-

fig. 5.2.1



FESC — UNAM
C. QUIMICAS
PERFIL OPERATIVO
TESIS PROFESIONAL
S/E RIVERA

nados, que van a dar la voladura deseada.

ACARREO.- Esta unidad es realizada por cargadores frontales, para cargar camiones, que tienen una capacidad de 35 ton. éstos equipos deben de tener una gran rapidez en el cargado y en el vaciado, ya sea en quebradora o en metaleras. La fig. 5.2.1 muestra la operación de la mina.

### 5.3 TRITURACION

Es la reducción del mineral original a un tamaño tal que sea adecuado para su separación mecánica y pueda ser procesado metalúrgicamente.

#### A).- TRITURACION PRIMARIA.

La planta concentradora inicia en el patio de quebradora primaria, consistiendo éste en una área libre, donde los camiones cargados de mineral vacían bajo nivel del patio. El área de vaciado para los camiones cuenta con una protección de concreto armado que se levanta un metro sobre el nivel del piso.

La quebradora primaria es marca Allis Chalmers de cono giratorio, modelo 36" X 55", la cual es accionada por un motor de 300 hp. la quebradora tiene una capacidad de trituración de 550 ton/hr. y reduce de un máximo de -32" hasta 5" de descarga. De ahí la descarga es recibida por una tolva que posee dicha quebradora con una capacidad de 40 ton.

El mineral triturado pasa por un alimentador del tipo almeja que alimenta a la banda No. 1, esta descarga por medio de un chute a la banda No. 2, que descarga al apilamiento de gruesos a un tamaño de -5", el apilamiento tiene una capacidad de 10,000 ton.

#### B).-TRITURACION SECUNDARIA TERCIARIA Y CRIBADO

El material almacenado en el apilamiento de gruesos, alimenta a la banda No. 3. por medio de un chute tipo almeja, la banda No. 3. descarga en la criba No. 1. marca Pettibone de 5' X 16' con abertura de malla de 3/8" accionada por un motor de 25 hp.

El producto grueso (+3/8) del cribado, alimenta a la quebradora secundaria de cono estandar marca Symons de 5.5' con motor de 250 hp. y una capacidad de trituración de 85 ton/hr. con ajuste mínimo de descarga de 1" que es transportado por la banda No. 4 la cual alimenta por medio de un chute de transferencia a la banda No. 5 éste material es alimentado por medio de un chute a las cribas secundarias Nos. 2 y 3 marca Pettibone con abertura de malla de 3/8" con motor de 25 hp cada una.

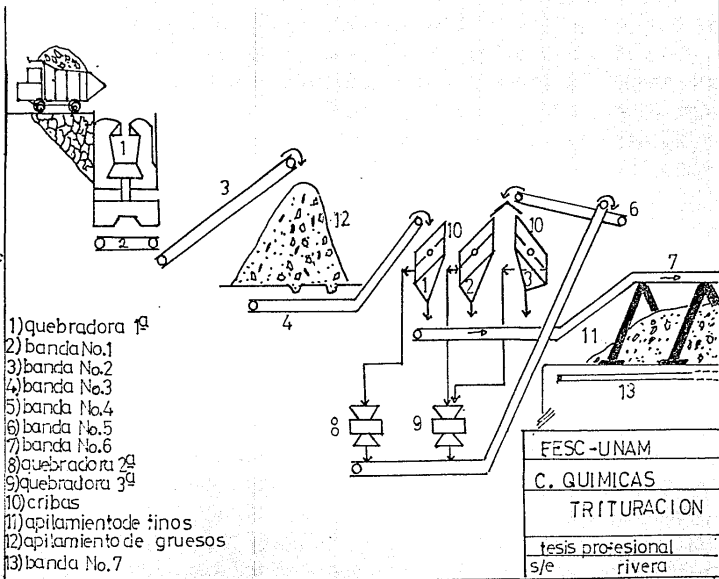
El producto grueso (+3/8") de la operación de cribado de las cribas Nos. 2 y 3 alimentan por medio de un chute a la quebradora terciaria de cono giratorio, marca Symons de cabeza corta de 5.5' con motor de 250 hp. que reduce el material desde -4" hasta -3/8".

La descarga de la quebradora terciaria alimenta a la banda No. 4. que a su vez descarga a la banda No. 5 por medio de un chute, el material cae a las cribas Nos. 2 y 3 que trabajan en circuito cerrado para finalmente obtener una descarga de mineral a -3/8".

Todo el producto fino de (-3/8") del cribado producido por las cribas Nos 1, 2 y 3 alimentan cada una por medio de chutes a la banda NO. 6 y este material es almacenado en el apilamiento de finos que tiene una capacidad de 30,000 tons.

Apartir del apilamiento de finos el material es transportado por las bandas Nos. 7 y 8 hacia cuatro tolvas con capacidad de 190 tons/c.u las cuales se localizan a 10 mts. de la alimentación a cada molino. La figura 5.3.I muestra el circuito de trituración.

fig 5.3.T



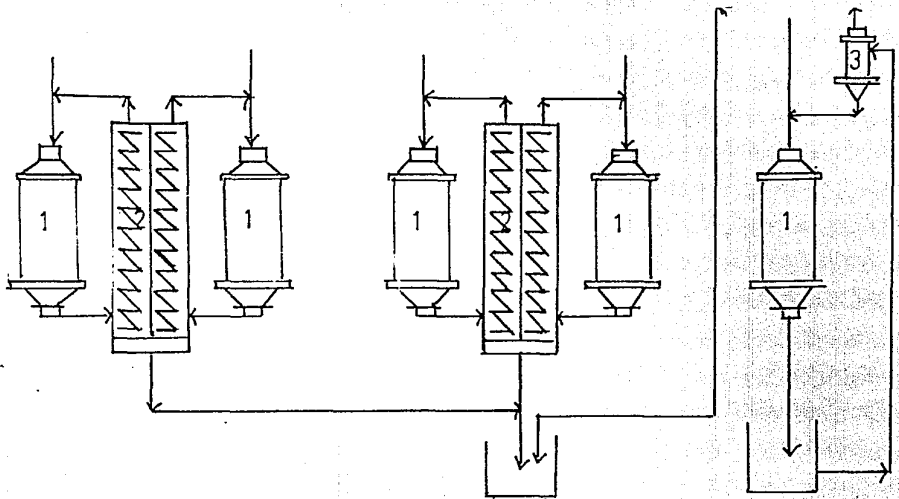
- 1) quebradora 1<sup>a</sup>
- 2) banda No.1
- 3) banda No.2
- 4) banda No.3
- 5) banda No.4
- 6) banda No.5
- 7) banda No.6
- 8) quebradora 2<sup>a</sup>
- 9) quebradora 3<sup>a</sup>
- 10) cribas
- 11) apilamiento de finos
- 12) apilamiento de gruesos
- 13) banda No.7

FESC-UNAM
C. QUIMICAS
TRITURACION
tesis profesional
s/e rivera

Especificación de las bandas transportadoras de  
circuito de trituración.

BANDA No	ANCHO pulg	LONGITUD pies	VELOCIDAD pies/min.	TAMARO MIN. pulg.
1	48	15.90	137	-5
2	36	111.40	153	-5
3	36	70.96	153	-5
4	30	102.38	356	-1
5	30	94.30	356	-1
6	30	259.30	262	-3/8
7	30	280.35	262	-3/8
8	30	94.30	356	-3/8

fig 5.7.1



- 1) molinos 7'x11'
- 2) clasificador 5'x30'
- 3) ciclón (2) D15-B
- 4) dist. de pulpa

a flotacion

FESC - UNAM
C. QUIMICAS
CIRCUITO
DE MOLIENDA
tesis profesional
s/e rivera

#### 5.4 MOLIENDA

El mineral que se encuentra en las tolvas y que tiene un tamaño  $-3/8"$ , requisito necesario para que entre en la sección de molienda donde se liberarán los valores del mineral, para hacer posible la concentración por flotación, esta sección consiste de 5 molinos, 4 tolvas, cada tolva alimenta a un molino, con excepción de la tolva No. 4. que alimenta a los molinos Nos. 4 y 5. y 2 clasificadores de espiral. La alimentación a los molinos se realiza por medio de bandas transportadoras, las cuales tienen adaptado en pesometro. El siguiente recuadro muestra las características de los molinos.

---

LONGITUD 11' DIAMETRO 7'  
TIPO DE TRANSMISION ENGRANE  
CAPACIDAD DE MOTOR 300 HP.  
TIPO DE BOLA FORJADA  
DIAMETRO: 3,2 1,5 PULGADAS  
CARGA DE BOLA: 19 TON/MOLINO  
CAP: MAXIMO 30 TOM/HORA.

---

Considerando el tamaño del mineral  $-3/8"$  de alimentación, después de la molienda se obtiene un producto con un 43% a  $-100$  mallas, este producto se descarga por gravedad a 2 clasificadores Atkins tipo duplex de 5' X 30'.

Para el molino No.5. como se observa en la figura 5.4.1 que muestra el circuito de molienda, el molino No. 5. tiene clasificación por ciclón, estos marca Kreebs D-15-B donde el producto grueso tanto de clasificadores como de ciclón retornan al molino correspondiente con un 75% de sólidos, estableciendose un factor de carga circulante del orden de 170 a 180%.



Los finos ó derrames de los clasificadores y ciclón con un 30 a 35 % de sólidos y un 35% en peso a malla - 200, que por gravedad caen al cajón de bombas, la cual manda la pulpa al distribuidor, donde es alimentada por gravedad a 2 acondicionadores colocados en paralelo.

#### 5.5 FLOTACION

El mecanismo esencial de flotación comprende la anección de partículas minerales a las burbujas de aire de tal manera que dichas partículas sean llevadas a la superficie de la pulpa mineral donde pueden ser removidas y extraídas.

EL BENEFICIO DEL MINERAL ESTA FORMADO POR 4 CIRCUITOS

5.a).-FLOTACION PRIMARIA

5.b).-DESLAMADORAS (LIMPIA)

5.c).-LIMPIAS BULK

5.d).-SEPARACION Mo-Cu

(FLOTACION SELECTIVA)

#### 5.a).- FLOTACION PRIMARIA

Tiene como objetivo la obtención de un concentrado sucio de Mo-Cu sucio y una cola final que se manda a presa de jales, la flotación del mineral se realiza usando los siguientes reactivos; Diesel, Minerec 1661, Espumante MIBC, Hercomin B201-L, y cal de acuerdo a la tabla No. 5.5.II. La pulpa se divide en 2 partes para correrse en paralelo, en iguales condiciones, esta pulpa es alimentada por gravedad a dos acondicionadores cuyas características se muestran en la tabla siguiente.

DIMENSIONES.....	6' X 6'
PH.....	9 A 11
% DE SOLIDOS.....	25
CAP.....	169.646 FT
TIEMPO DE ACOND.....	3'

La flotación primaria esta integrada por dos bancos A y B divididos en dos secciones de 4 medianías de 4 celdas cada medianía, los concentrados de las 2 primeras medianías son llamadas rougher y las 2 restantes scavenger, las colas de todas las medianías de los 2 bancos son mandados a presa de jales.

El producto de los medios scavenger es retornado a la cabeza de la primera medianía por medio de bombas verticales para lodos. El producto de la flotación primaria de las dos primeras medianías (rougher) que es el concentrado sucio Mo-Cu pasa al segundo circuito de flotación. La flotación primaria esta integrada por:

16 CELDAS AGITAIR # 48
2 CELDAS AGITAIR # 120

S.b).-DESLAMADORAS (LIMPIAS)

El objetivo principal de el circuito deslamador es el de limpiar el concentrado de lamas, calcita, mica, y fierro, usando cal (pH 12) y espumante cuando se es necesario.

Este circuito opera de la siguiente manera, el concentrado rougher de flotación primaria pasa a la cabeza del banco deslamador, donde es flotado por 15 minutos en 8 celdas #48, el concentrado pasa a la segunda limpia de 4 celdas #48, con un tiempo de flotación de 9 minutos, pasando el producto a la cabeza del circuito bulk, el producto de las 2 celdas #120 pasa a la cabeza del circuito bulk. La cola de este circuito que es llamada cola deslamadora es retornada a la segunda medianía de la flotación primaria en ambos bancos. El circuito deslamador es integrado por:

12 CELDAS AGITAIR # 48

2 CELDAS AGITAIR # 120

#### 5.c).- LIMPIAS BULK (MASA TOTAL)

El circuito bulk tiene como objetivo deprimir el exceso de mica, fierro, utilizando para el fierro únicamente cal, es decir a un pH entre 10 y 11.

El circuito opera de la siguiente manera; el concentrado deslamador pasa a la cabeza bulk, donde se flota por un tiempo de 4 minutos en 2 celdas #48, la cola de esta calda pasa a un sistema de limpias bulk que consiste en 12 celdas #36 con un tiempo de flotación de 9 minutos aproximadamente. El producto de la cabeza bulk llamado concentrado bulk que alimenta a la cabeza del circuito de separación, el producto de las limpias bulk alimenta a un espesador de concentrado bulk Mo-Cu, por ultimo la cola del circuito bulk es retornada a la cabeza del circuito deslamador.

5.d).- SEPARACION Mo-Cu  
(FLOTACION SELECTIVA)

El objetivo del circuito de separación es separar el Mo del Cu por medio de una flotación selectiva, que consiste en flotar molibdeno y deprimir cobre, usando los siguientes reactivos depresores como sulfhidrato de sodio, cianuro de sodio, y bicromato de potasio.

EL circuito opera de la siguiente manera, el concentrado bulk alimenta a la cabeza de separación donde se flota en 4 celdas #48, el concentrado pasa a un sistema de 6 limpias independientes entre sí, donde el concentrado de la primera limpia pasa a la segunda limpia, así hasta la cuarta limpia, donde el concentrado de esta limpia alimenta al circuito de ultra puro de Mo, las colas de éste circuito retornan a la quinta limpia, el concentrado de esta quinta limpia pasa a sexta limpia y el concentrado de esta limpia es el concentrado final de Mo que es enviado al área de lixiviación. Este concentrado de Mo tiene un 57 a 59% de Mo y de 0,30 a 0.20% de Cu. En la siguiente tabla 5.5.I se muestra en forma más sencilla el circuito de separación.

TABLA 5.5.I: CIRCUITO DE SEPARACION

	Celdas	TIPO	PRODUCTOS		DEPRIMO		REACTIVOS		
			C.No	UNA	C.No	COLA	A	B	C
CABEZA	4	8 48	"	"	1ºAL	F.BI	*	*	*
1ºAL	4	8 36	"	"	2ºAL	F.BI	*	*	*
2ºAL	3	8 36	"	"	3ºAL	F.BI	*		
3ºAL	3	8 36	"	"	4ºAL	E.BI	*		
4ºAL	3	8 36	"	"	C.U.P	F.BI	*		
5ºAL	2	8 36	"	"	6ºAL	BCV+	*	*	*
6ºAL	2	8 36	"	"	C.P.H	BCV+	*	*	*
BCV+	17	8 36	FCV	"	E.BI	C.CU	*	*	*

(A)\* =  $\text{Na}_2\text{S}$ , (B)\* =  $\text{NaCN}$ , (C)\* =  $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ,

(E.B)I = ESPESADOR BULK DE Mo

(SCV)+ = CIRCUITO SCAVENGER, (CSCV)=CONCENTRADO SCAVENGER

C.Cu =CIRCUITO DE COBRE,C.U.P. CIRCUITO ULTRA PURO DE Mo.

C.FIN = CONCENTRADO FINAL DE MOLIBDENO A LIXIVIACION.

#### REACTIVOS

Los reactivos en la planta de beneficio se preparan en un local abierto donde se da la protección adecuada, los reactivos que no requieren dilución ni mezclado son alimentados por gravedad directamente a tanques elevados, con respecto a los molinos. La tabla 5.5.II muestra el esquema de reactivos utilizado, para flotación primaria y la tabla 5.5.III para la separación Mo-Cu.

TABLA 5.5.II

REACTIVOS	DENSIDAD (Kg/L)	CONC.SOL (%)	g/TON	LUGAR DE ADICION
DIESEL	0.852	100	56	POR MOLINO 1° y 2° M
HERCOMIN B201 -L		100	42	CABEZA DE FLOT. 1°
MINEREC 1661		100	14	CABEZA DE FLOT. 1°
ESPUMANTE MIBC		100	105	CABEZA DE FOLT.y 4m.
A-238	1.008	1.0	50	2° y 3° M
CAL	1.100	20	VARIABLE PH: 9-11 PH: 10-12	CABEZA DE FLOT. 1° C. DEFLAMACION

TABLA 5.5.III

REACTIVO	DENSIDAD (Kg/L)	CONC SOL (%)	Kg/TON	LUGAR DE ADICION
Na <sub>2</sub> HS	1.073	20	5.0-12.0	CAB. SEP.
" " "	" "	"	2.0-4.0	1, 2 y 3 L.
" " "	" "	"	2.0-5.0	4, 5, Y 6 L.
NaCN	1.021	5	144-432	5 <sub>2</sub> Limpia
" "	" "	"	144-504	6 <sub>2</sub> Limpia
K <sub>2</sub> Cr <sub>2</sub> O <sub>7</sub>		5 (PESO)	130	CAB. SEP
" " "		" "	72	1, 2, 5, 6 L
Na <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O <sub>8</sub>	1.073	20	2.0	SCV. Mo-Cu

## ELIMINACION DE COLAS

### (PRESA DE JALES)

La eliminación de colas o presa de jales de la planta de beneficio es un problema ambiental mayor, cada vez más serio con la exploración presente de metales y el trabajo de depósitos de menor grado, aparte del efecto del efecto visual en el paisaje por la acumulación de las colas, generalmente el mayor efecto ecológico es la contaminación del agua, como consecuencia de la descarga de agua contaminada con sólidos de metales pesados, reactivos de flotación, etc. etc.

El diseño y construcción de las presas de jales se está convirtiendo rápidamente en un aspecto importante para la mayor parte de los nuevos desarrollos mineros, así como también para muchas operaciones existentes. Resulta económicamente ventajoso situar la presa de jales cerca de la planta, y el terreno de apoyo debe de ser estructuralmente firme y capaz de soportar el peso de la represa, estas se construyen a través de los valles de los ríos o como muros de presa ya sea curvo o de lados múltiples en los límites de los valles, ya que este diseño facilita el drenaje.

La eliminación de colas se suma a los costos de producción, por lo tanto, es indispensable que resulte lo más económica posible, existen varios métodos de construcción de presa de jales, pero aquí trataremos dos de los más importantes: El Método de Aguas Arriba, y Método Aguas Abajo.

Método aguas arriba: así llamado por que la línea central de la presa se mueve aguas arriba dentro de la laguna o estanque y antiguamente su uso estaba muy difundido. En este método, una pequeña presa iniciadora se ubica en el punto extremo de aguas abajo (fig. 5.5.1.), y el muro de la presa se eleva progresivamente sobre el lado de aguas arriba. Las colas descargan desde la parte

superior del dique y se repite el ciclo. Para elevar el muro de la presa se usan varios métodos; el material se toma de la superficie seca de las colas previamente depositadas y el ciclo se repite con más frecuencia, el muro se construye con la fracción gruesa de las colas, separada por ciclones o grifos, los finos se dirigen hacia el interior del estanque, como se muestra en las fig. 5.5.II y 5.5.III.

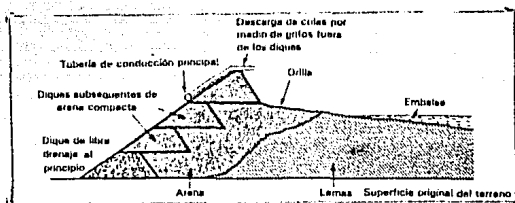


FIG. 5.5. I

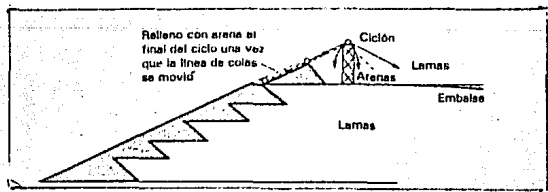


FIG. 5.5. II



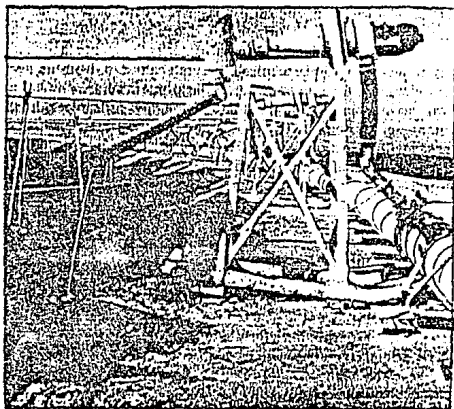


FIG. 5.5.III

Las principales ventajas de la construcción aguas arriba son el bajo costo y la velocidad con que es posible elevar la presa incrementando sucesivamente la altura del dique.

El método aguas abajo es un desarrollo relativamente nuevo que ha evolucionado como resultado de los esfuerzos para diseñar métodos de construcción de presas más grandes y seguras. Este método es básicamente el inverso del método aguas arriba en el cual a medida que el muro de la presa se eleva, la línea central se traslada aguas abajo y la presa permanece cimentada sobre las colas gruesas, la fig. 5.5.IV. muestra el diseño de aguas abajo.

La mayor parte de los procedimientos requieren el uso de ciclones para producir el arena que se use en la construcción de la presa. La construcción de la presa aguas abajo es el único método que permite el diseño y construcción de presas siguiendo normas aceptables de ingeniería. La mayor desventaja es la gran cantidad de arena necesaria par elevar el muro de la presa.

## 5.6. MEMORIA DE CALCULO (PRUEBAS METALURGICAS)

Se ha observado que cuando no se logran recuperaciones mayores o cercanas al 90% de Mo es problema de molienda sobre todo cuando se manejan cargas con molibdenita gruesa, partiendo de este punto se propone una remolienda para lograr dicho objetivo. Por tanto se propone una molienda primaria a 15% a +50 mallas, seguida de una remolienda hasta encontrar el tamaño adecuado de partícula a flotación.

El desarrollo de estas pruebas metalúrgicas se llevará a cabo de la siguiente manera:

1.- Determinación del tiempo de residencia en los molinos utilizados en la planta, así como la capacidad de los mismos, para la remolienda, bajo las condiciones de los productos que se desean en las pruebas.

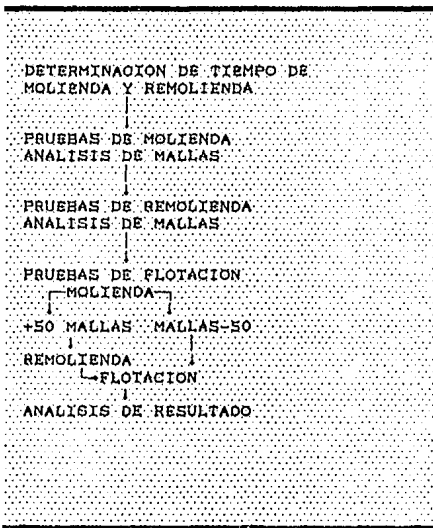
2.- Una vez determinados los tiempos se llevaran a cabo pruebas de molienda y remolienda, para comprobar los resultados obtenidos en la etapa anterior, las pruebas podríamos llamar pruebas preliminares, y las cuales consisten en:

A.)-Serie de pruebas para comprobar tiempos de molienda que nos den el producto que deseamos ( 15% a +50 mallas).

B.)- Serie de pruebas para determinación de tiempo de remolienda, tomando como base el tiempo de molienda resultante en la serie A. Las cuales consisten en: el producto a malla +50 de la molienda primaria se remuele, durante el tiempo de remolienda determinado en la serie B.

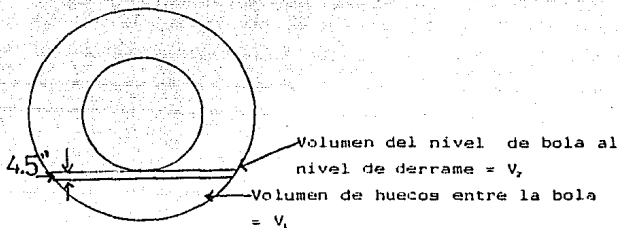
3.- Una vez determinados los tiempos de molienda y remolienda se realizarán las pruebas totales o pruebas finales de la flotación del producto de remolienda en las condiciones que opera la planta de beneficio.

DIAGRAMA DE PRUEBAS



## DETERMINACION DE TIEMPO DE MOLIENDA Y REMOLIENDA

Para el estudio se propone una molienda de aproximadamente 48000 tons. por mes, esto es 16.55 ton/hr/molino, para lo cual, es necesario determinar el tiempo de residencia en molinos de 7' X 11'.



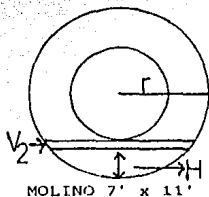
Volumen aparente de la bola 30% del volumen total de molino, llamado vol. (A). De la ecuación No.7 del capítulo 4. El volumen real de la bola = 20.44% del volumen total del molino, llamado vol. (B). De la ecuación No. 8 del capítulo 4.

POR LO TANTO

$$V_1 = V(A) - V(b) \quad \text{ecuación (C)}$$

sustituyendo valores en la (C)

$$V = 30\% - 20.44\% = 9.56\% \text{ del vol. total}$$



VOLUMEN TOTAL DEL MOLINO

DIAMETRO= 2.1336 M

LONGITUD= 3.3528 M

$$V_c = r^2 \times L = 11.98 m^3$$

$$30\%V = 0.3 \times 11.98 M^3 = 3.594 M^3$$

$$V_2 = \text{VOLUMEN} = \text{AREA} \times \text{LONGITUD}$$

$$3.594 M^3 = \text{AREA} \times 3.3528 M$$

$$\text{AREA} = \frac{3.594 m^3}{3.3528 m}$$

$$\text{AREA} = 1.0719 M^2$$

De la tabla 1-5 Perry:  $A/R^2 = 1.0719/1.138 = 0.9414$

$$H/R = 0.679389$$

$$H = 0.679389 (1.0668) = 0.724772 m$$

Adicionando 4.5" a la H del 30%V total del molino

$$(4.5" = 11.43 \text{ cm})$$

$$H = 0.72148 + 0.1143 = 0.8391 m$$

$$\frac{H}{R} = \frac{0.8391}{1.0668} = 0.7866$$

$$\frac{\text{AREA}}{R^2} = 1.147153$$

$$\text{AREA} = 1.147153 (1.138) = 1.30546 m^2$$

SUSTITUYENDO EN: VOLUMEN = AREA X LONGITUD

TENEMOS QUE: VOLUMEN = 1.30546 X 3.3528 = 4.3769 M<sup>3</sup>

$$\% \text{VOLUMEN} = \frac{4.3769 \text{ m}^3}{11.98 \text{ m}^3} = 36.54\%$$

$V_2 = 36.54\% - 30\% = 6.54\%$  del vol. total del molino

VOL. TOTAL DEL MOLINO = 6.54%

VOLUMEN PARA PULPA ( $V_p$ )

$$V_p = (V_1 - V_2) (\text{Vol. Tot. del Molino})$$

$$V_p = (9.56\% V_{\text{total}} + 6.54\% V_{\text{total}}) (11.93)$$

$$V_p = (16.10 V_{\text{tot/mol.}}) (11.93)$$

$$V_p = 1.929 \text{ m}^3 \dots \dots \dots (D)$$

Volumen para la carga al 80% de sólidos

2kg. de muestra con 80% de humedad

2kg. .... 80%

X. .... 20%

X = 0.5 kg. de agua = 500 cc

Volumen de 2kg. de carga

DENSIDAD DEL MINERAL = 2.6 kg/lt

$$\text{Vol.} = \frac{2.0 \text{ kg.}}{2.6 \frac{\text{kg}}{\text{l}}} = 0.796 \text{ l.}$$

%Volumen que ocupa la carga en la pulpa.

$$\%V = \frac{769m^3}{1269m^3} \times 100 = 60.60\%V$$

SUSTITUYENDO EN LA ECUACION (D)

VOLUMEN PARA LA CARGA:

$$V_{carga} = 1.929 M^3 (0.6060) = 1.169 M$$

SI:  $Q = V/T$   $Q$ =GASTO,  $V$ =VOLUMEN,  $T$ =TIEMPO

$$T = Q/V$$

$$T = \frac{1.169m^3 \times \frac{2.5ton}{m^3}}{\frac{16.55ton}{hora}} \times \frac{60min}{hora} = 11.01 = 11.00 minutos \dots \dots (E)$$

Sustituyendo los valores obtenidos tenemos que el tiempo de residencia para 16.55ton/hora es igual a la ecuacion (E)

Es necesario saber si el molino remolador tiene la capacidad de remolienda, para esto se calculará la capacidad de remolienda para un molino 7" X 11", tomando la molienda primaria de 16.55ton./hora como base.

DATOS

\*Cr(cm<sup>3</sup>/cc)

80% ALIMENTACION A MOLINO QUE PASA MALLA 3/8" 1.872

80% PRODUCTO DE MOLIENDA PASANDO A MALLA 50 10.01

80% PRODUCTO DE REMOLIENDA PASANDO A MALLA 100 14.18

$$Sc = 2(Cr)^2$$

Sc = AREA SUPERFICIAL EN CM<sup>2</sup> /G DE PARTICULAS CUBICAS

Area generada por la molienda es igual a: (Ap)

$$Ag = Sc (TON. MOLIDA/HORA)$$

$$Ag = 2 (Cr)^2 (TON.MOLIDA/HORA)$$

\*TABLA 2 PAG. 384 FRED C. BOND ver bibliografía

AREA GENERADA POR MOLINO 7" X 11" EN MOLIENDA PRIMARIA  
PARA UN PRODUCTO A 50 MALLAS.

Area generada(Ag) = área del producto(Ap)-área de alimentación.

Area de alimentación(Ag) = 2(cr)<sup>2</sup> (16.55ton./hora)

$$Ag = 2(1.782)^2 (16.55\text{ton./hora})$$

$$Ag = 105.09 \times 10^6 \text{ cm}^2/\text{hora}$$

Area de producto(Ap) = 2(Cr)<sup>2</sup> (16.55ton./hora)

$$Ap = 2(10.01)^2 (16.55\text{ton./hora})$$

$$Ap = 3316.62 \times 10^6 \text{ cm}^2$$

Area generada(Ag) = Ag = (3316.62-105.09) X10<sup>6</sup> cm<sup>2</sup>/hora

$$Ag = 3211.53 \times 10^6 \text{ cm}^2/\text{hora}$$

#### REMOLIENDA

AREA DEL PRODUCTO 80% PASANDO A 100 MALLAS (Apr)

$$Apr = 2(Cr)^2 (X \text{ TON./HORA})$$

$$Ag = Apr - Aa$$

$$Aa = Ap = 3316.62 \times 10^6 \text{ cm}^2/\text{HR.}$$

DESPEJANDO Apr

TENEMOS QUE:

$$Apr = Ap - Ag$$

SUSTITUYENDO:

$$(2(14.18)^2 \frac{\text{Cm}^2}{g}) (\frac{X_g}{\text{HORA}}) = (3316.62 + 3211.53) \times 10^6 \frac{\text{Cm}^2}{\text{HORA}}$$

DESPEJANDO (Xg./HORA)

$$\frac{X_g}{\text{HORA}} = \frac{(3316.62 + 3211.53) \times 10^6 \frac{\text{Cm}^2}{\text{HORA-MOL.}}}{402.145 \frac{\text{Cm}^2}{g}}$$



$$\frac{X_g}{\text{HORA}} = 16.23 \times 10^4 \frac{g}{\text{HORA-MOLINO}}$$

$$X = 16.23 \frac{\text{TON}}{\text{HORA-MOLINO}}$$

En base a los resultados obtenidos en la ecuación (E) se corrieron las pruebas de la serie (A), que consisten en: en base al tiempo de 7 minutos, 8, 9, 10 y 11 se realizarán pruebas de molienda primaria, con análisis de mallas para, comprobar el tiempo de molienda que nos de el producto deseado (15% a +50 mallas).

En base a los resultados que proporcione la serie de pruebas (A), se correrán la serie de pruebas (B) para la determinación del tiempo de remolienda.

### 5.7 RESULTADOS DE PRUEBAS DE SERIE (A) Y (B)

La tabla 5.7.I muestra los resultados obtenidos de las pruebas serie (A), como se puede observar el tiempo que da como resultado una molienda con 15% a +50 mallas es el tiempo de 11 minutos, en base a este resultado los tiempos empleados para la serie de pruebas (B), partiendo de 10 minutos y siguiendo con 11, 13, 15, y 17 minutos, la tabla 5.7.II muestra los resultados obtenidos de dichas pruebas.

Conjuntamente con los resultados obtenidos en estas 2 series de pruebas y la ecuación (E) de este mismo capítulo se generan las gráficas 5.7.I y 5.7.II de molienda y remolienda respectivamente.

Observando estas tablas y las gráficas se determinó que los tiempos de molienda primaria y remolienda son de 11 minutos, ya que de la gráfica 5.7.II nos reduce el porcentaje de malla +50 mallas a un 7.62%, por lo que se logra reducir el grueso a flotación, cumpliendo así una parte del objetivo de este estudio.

RESULTADOS DE MOLIENDA TABLA 5.7.I

TIEMPO DE MOLIENDA 11 MINUTOS			
# MALLA	PESO g	% PESO	% ACUM.
+35	24.0	1.49	
+ 50 - 35	231.0	14.33	15.89
+ 100 - 50	409.0	25.37	
+200 - 100	325.0	20.15	
- 200	623.0	38.65	
TOTAL	1612.0	100.00	
TIEMPO DE MOLIENDA 10 MINUTOS			
+ 35	40.0	2.47	
+ 50 - 35	274.0	16.96	19.43
+ 100 - 50	339.0	20.99	
+200 - 100	406.0	25.14	
- 200	556.0	34.44	
TOTAL	1615.0	100.00	
TIEMPO DE MOLIENDA 9 MINUTOS			
+ 35	90.0	5.50	
+ 50 - 35	328.0	20.07	25.57
+100 - 50	306.2	18.74	
+200 -100	411.4	25.28	
- 200	498.0	30.51	
TOTAL	1634.0	100.0	

RESULTADOS DE MOLIENDA TABLA 5.7.I  
(CONTINUACION)

TIEMPO DE MOLIENDA 8 MINUTOS			
# MALLA	PESO g.	% PESO	% ACUM
+ 35	120.0	7.3	
+ 50 - 35	322.5	19.64	26.94
+ 100 - 50	360.0	21.91	
+ 200 - 100	240.0	14.62	
- 200	600.0	36.53	
TOTAL	1642.0	100.0	
TIEMPO DE MOLIENDA 8 MINUTOS			
+35	184.0	11.08	
+ 50 - 35	370.0	22.29	33.37
+ 100 - 50	366.0	22.09	
+ 200 - 100	176.0	10.64	
- 200	600.0	33.94	
TOTAL	1660.0	100.0	

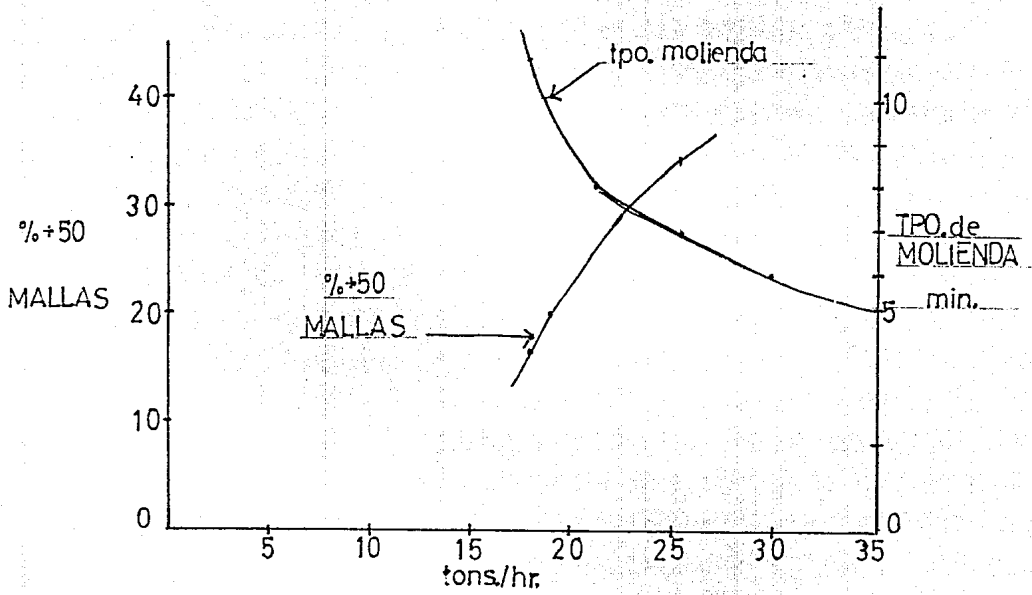
TIEMPO DE REMOLIENDA 10 MINUTOS		
# MALLA	PESO g.	% PESO
+50	419.12	25.34
+ 100 - 50	692.2	41.85
+ 200 - 100	216.50	13.09
- 200	326.00	19.72
TOTAL	1654.00	100.00
TIEMPO DE REMOLIENDA 11 MINUTOS		
+ 50	125.9	7.62
+ 100 - 50	687.0	41.59
+ 200 - 100	293.00	17.74
- 200	545.99	33.05
TOTAL	1652.0	100.00
TIEMPO DE REMOLIENDA 13 MINUTOS		
+ 50	82.23	4.98
+ 100 - 50	677.2	40.91
+ 200 - 100	313.82	18.96
- 200	581.80	35.15
TOTALES	1655.05	100.00
TIEMPO DE REMOLIENDA 15 MINUTOS		
+ 50	58.5	3.52
+ 100 - 50	654.6	39.45
+ 200 - 100	311.3	18.76
- 200	635.0	38.27
TOTAL	1659.4	100.00

RESULTADOS DE REMOLIENDA TABLA 5.7.II

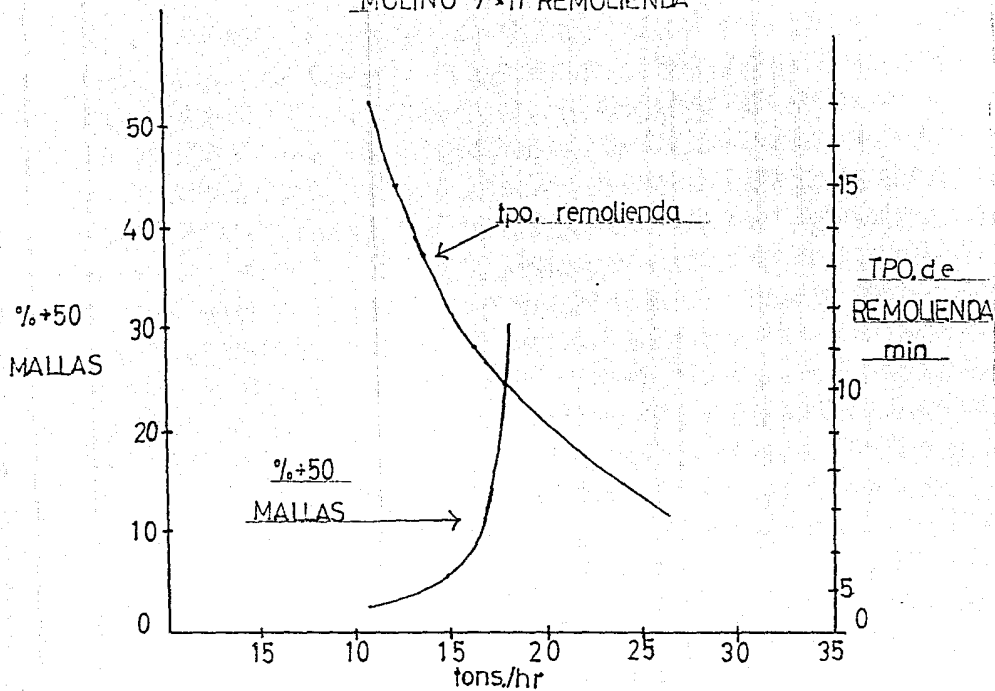
RESULTADOS DE REMOLIENDA TABLA 5.7.II  
( CONTINUACION )

TIEMPO DE REMOLIENDA 17 MINUTOS		
# MALLA	PESO g.	% PESO
+ 50	36.4	2.20
+ 100 - 50	564.1	34.03
+ 200 - 100	360.8	21.77
- 200	696.2	42.00
TOTAL	1657.0	100.0

# MOLINOS 7'x11' MOLIENDA PRIMARIA



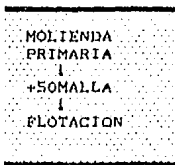
MOLINO 7'x11' REMOLIENDA



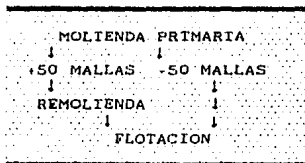


## PRUEBAS FINALES

De acuerdo a los resultados obtenidos en la las pruebas A y B se corrieron las pruebas finales consistiendo en: 2 etapas la primera con el circuito de molienda y flotación que actualmente se encuentra en operación que consiste en:



La segunda etapa, consiste en: molienda primaria con tiempo de 11 minutos, el producto a +50 mallas se remuele con tiempo de 11 minutos, este producto se junta con el producto de la molienda primaria a -50 mallas, y se flotan en circuito de flotación que actualmente opera en la planta de beneficio.



Los resultados se muestran en las tablas 5.7.III para las pruebas de la etapa uno y 5.7.IV para las pruebas de la etapa dos de estas últimas pruebas finales.

LABORATORIO METALURGICO PRUEBA No 1 TABLA No 5.7.III  
 PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIEN-  
 DA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE RECUPERACION.

PROYECTO	PERO	PERO	ENRIAYO X				CONTENIDOR			DIRT. X	
	Wt. %	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	
C. MUESTRAS	400.0	34.10	0.475	0.42	1.6	0.182	0.1432	0.414	91.11	84.43	
C. FINAL	1206.0	45.90	0.074	0.04	0.08	0.0190	0.0464	0.027	8.09	13.07	
CAR. CAL	1708.0	100.0	0.170	0.17	3.1	0.1770	0.1494	1.141	100.0	100.0	
OPERACION	ALCANT	FLOT	1er M	2do M	3er M	4to M	TOTAL	1 6/7			
TIEMPO	3 min.	2 min.	2 min	2min	2min	4min	15 min				
DIENFI	NaClas		4got		4got		16got	06			
HR-201-L6							12got	42			
MINERCI							4got	14			
A-200-1XB				8 cc			10 cc	00			
ESP. MIN*	12 "		6got	3got	4got	3 got	30got	105			
CAL PH	11		11	10	10	10		1.96/T			

LABORATORIO METALURGICO PRUEBA No 2 TABLA No 5.7.III  
 PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIEN-  
 DA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE RECUPERACION

PROYECTO	PERO	PERO	ENRIAYO X				CONTENIDOR			DIRT. X	
	Wt. %	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	
C. MUESTRAS	440.0	33.87	0.470	0.40	1.6	0.177	0.1342	0.0371	91.20	83.0	
C. FINAL	1276.0	46.42	0.023	0.04	6.7	0.01020	0.0240	0.4540	10.00	18.0	
CAR. CAL	1988.0	99.0	0.173	0.14	1.00	0.1792	0.1407	1.0021	100.0	100.0	
OPERACION	ALCANT	FLOT	1er M	2do M	3er M	4to M	TOTAL	1 6/7			
TIEMPO	3'	4'	2'	2'	2'	4'	18'				
DIENFI	NaClas		4got		4got		16got	06			
HR-201-L6	12 "						12got	42			
MINERCI	4 "						4 "	14			
A-200-1XB				8 cc			10 cc	00			
ESP. MIN*	12 "		6 "	3got	6got	3 got	30got	100			
CAL PH	11		11	11	10	10		1.96/T			

LABORATORIO METALURGICO PRUEBA No 3 TABLA No 5.7.III  
 PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIEN-  
 DA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE RECUPERACION.

PRODUCTO	PEPO		ENRIQUE X			CONTENIDOS			DISTR X	
	GRAMOS	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. REFINER	487.0	44.27	0.467	0.36	1.18	0.168	0.1307	0.0140	76.08	76.76
C. FINA	1790.0	60.73	0.027	0.06	1.0	0.0127	0.0394	0.6873	2.96	23.24
CAB. CAL	1702.0	100.0	0.177	0.17	1.17	0.1777	0.1696	1.1713	100.0	100.0
OPERACION	ACOND	PLOT	1st M	2da M	3er M	4to M	TOTAL	Y 8/T		
TIEMPO	3 min.	2 min.	2 min	2min	2min	4min	15 min			
DIAPL	Reutas		4out		4out		16out	56		
HR-701-16							12out	42		
MINERCI							4out	14		
H-200-128					0 cc		10 cc	00		
FOP. MINC*	12 "		8out	7out	8out	3 out	30out	100		
CAL Mo	11		11	10	10			1.96/T		

LABORATORIO METALURGICO PRUEBA No 4 TABLA No 5.7.III  
 PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIEN-  
 DA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE RECUPERACION

PRODUCTO	PEPO		ENRIQUE X			CONTENIDOS			DISTR X	
	GRAMOS	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. REFINER	600.0	36.10	0.473	0.42	1.9	0.1612	0.1432	0.4480	86.73	86.46
C. FINA	1276.0	46.90	0.020	0.04	0.9	0.01840	0.0263	0.0931	10.97	10.92
CAB. CAL	1906.0	100.0	0.180	0.17	1.24	0.17840	0.1940	1.2411	100.0	100.0
OPERACION	ACOND	PLOT	1st M	2da M	3er M	4to M	TOTAL	Y 8/T		
TIEMPO	3'	4'	2'	2'	2'	4'	10'			
DIAPL	Reutas		4out		4out		16out	56		
HR-701-16	12 "						12out	42		
MINERCI	4 "						4 "	14		
H-200-128					0 cc		0 cc	10 cc	00	
FOP. MINC*	12 "		4 "	3out	4out	3 out	30out	100		
CAL Mo	11		11	11	10	10		1.96/T		

LABORATORIO METALURGICO

PRUEBA No 5 TABLA No 5.7.III

PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIENDA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE RECUPERACION

PRODUCTO	PESO	PESO	ENSAYES X			CONTENIDO				DISTR. X	
	gramos	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	
C. ROMANEN	683.0	34.32	0.471	0.43	1.7	0.1818	0.288	0.0934	40.77	41.44	
D. FINAL	1249.0	48.87	0.020	0.05	0.6	0.0144	0.0262	0.0740	9.23	8.80	
CAB. CAL	1902.0	59.99	0.178	0.306	0.97	0.1780	0.3062	0.9774	100.0	100.0	
OPERACION	ACOND	FLOT	1erH	2doH	3erH	4toH	TOTAL	T.G/T			
TIEMPO	3'	2'	3'	2'	2'	4'	15'				
DISEÑO	300tas		400t		400t		1800t	56			
MB201-L6	12 "						1200t	47			
MINERECI	400tas						400t	14			
A-206 180					8 cc		8 cc	10 cc	50		
ESP. NINGO	12 "		400t	300t	400t	300tas	3000t	100			
CAL. PH	11		11	10	10	10					

LABORATORIO METALURGICO

RESUMEN DE PRUEBAS TABLA No 5.7.III

PRUEBA NORMAL CON DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL SIN REMOLIENDA, CON FLOTACION PRIMARIA PARA EFECTO DE LA RECUPERACION.

PRODUCTO	PESO	PESO	ENSAYES X			CONTENIDO				DISTR. X	
	gramos	X	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	
C. ROMANEN	649.4	30.08	0.4712	0.41	1.7	0.1397	0.1398	0.0798	49.33	42.67	
D. FINAL	1200.0	48.97	0.0204	0.04	0.8	0.01474	0.0290	0.0273	10.70	17.18	
CAB. CAL	1904.4	100.0	0.196	0.17	1.1	0.1864	0.1868	1.1071	100.0	100.0	
OPERACION	ACOND	FLOT	1erH	2doH	3erH	4toH	TOTAL	T.G/T			
TIEMPO	3'	2'	3'	2'	2'	4'	15'				
DISEÑO	300tas		400t		400t		1800t	56			
MB201-L6	12 "						12 "	42			
MINERECI	4 "						4 "	14			
A-206 180					8 cc		8 cc	10 cc	50		
ESP. NINGO	12 "		400t	300t	400t	300tas	3000t	100			
CAL. PH	11		11	10	10	10		1.94/T			

Las tablas No. 5.7.III y 5.7.IV son generadas apartir de los resultados del ensaye del laboratorio, los datos iniciales de estas tablas son: Peso en gramos de los productos obtenidos en las pruebas (C. ROUGHER, y C. FINAL), y los porcentos de cada uno de los minerales para cada concentrado (%Mo y%Cu).

Contenidos, estos se obtienen por la multiplicación de el ensaye por el % en peso de cada producto es decir:

%peso	ensayes %	contenidos
35.46	0.432	0.1532.

ESTO ES:

$$(0.3546)(0.432) = 0.1532$$

Este valor nos indica la cantidad de mineral que posee el producto ensayado.

Distribución, nos indica la recuperación de un metal, es decir es el cociente del contenido de un metal entre el total del contenido de dicho metal (suma todos los productos de dicho metal).

	%peso	ensayes %	contenido	distribución %
A	35.6	0.432	0.1532	91.40
B	65.4	0.022	0.0144	8.60
*	100.00	0.170	0.1676	100.0

ESTO ES:

$$0.1532 + 0.0144 = 0.1676$$

$$\text{para A} = 0.1532 / 0.1676 = 91.40$$

$$\text{para B} = 0.0144 / 0.1676 = 8.60$$

\* TOTALES

LABORATORIO METALURGICO

PRUEBA No 1 TABLA No 5.7.IV

PRUEBA CON CLASIFICACION DONDE EL +50 MALLAS SE REMUELE POR 11 MINUTOS Y DESPUES SE JUNTA CON EL -50 MALLAS Y SE FLOTA EN CIRCUITO PRIMARIO PARA EFECTO DE RECUPERACION

PRODUCTO	PERO	PERO	ENSAYE N			CONTENIDO			DIST. X	
	grmos	%	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. PULVERIN	638.0	31.19	0.060	0.08	1.9	0.1747	0.1840	0.0928	97.71	88.34
C. FINAL	1090.0	68.81	1.056	0.03	8.8	0.0041	0.0206	0.0000	2.29	11.66
CAB. CAL.	2029.0	100.0	0.179	0.18	1.1	0.1788	0.1764	1.1431	100.0	100.0
OPERACION	(A)*	(B)*	ACOND	PLOT	1era	2da	3era	4ta	TOTAL	T.R/T
TIEMPO		11'	3'	2'	2'	2'	2'	4'	13'	
DISEÑ		300t		400t		400t		1600t	1600t	06
MS-201-L6			1200t						12 "	42
MINERECI			4 "						4 "	14
A-208 1XB						0 cc		0 cc	10 cc	30
ESP. HIRC*			12 "		6 "	300t		6 "	300t	103
CAL PH			11		11	11	11	10		1.96/T

LABORATORIO METALURGICO

PRUEBA No 2 TABLA No 5.7.IV

PRUEBA CON CLASIFICACION DONDE EL +50 MALLAS SE REMUELE 11 POR MINUTOS Y DESPUES SE JUNTA CON EL -50 MALLAS Y SE FLOTA EN CIRCUITO PRIMARIO PARA EFECTO DE RECUPERACION.

PRODUCTO	PERO	PERO	ENSAYE N			CONTENIDO			DIST. A	
	grmos	%	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. PULVERIN	620.0	31.07	0.059	0.01	1.7	0.1734	0.1884	0.0707	96.07	89.01
C. FINAL	1393.0	68.93	0.000	0.03	8.8	0.0034	0.0248	0.0014	1.93	14.47
CAB. CAL.	2023.0	100.0	0.177	0.18	1.8	0.177	0.1803	1.080	100.0	100.0
OPERACION	(A)*	(B)*	ACOND	PLOT	1era	2da	3era	4ta	TOTAL	T.R/T
TIEMPO		11'	3'	2'	2'	2'	2'	4'	13'	
DISEÑ		300t		400t		400t		1600t	1600t	06
MS-201-L6			1200t						12 "	42
MINERECI			4 "						4 "	14
A-208 1XB						0 cc		0 cc	10 cc	30
ESP. HIRC*			12 "		6 "	300t		6 "	300t	103
CAL PH			11		11	11	10	10		1.96/T

LABORATORIO METALURGICO  
PRUEBA No 3 TABLA No 5.7.1V

RUEBA CON CLASIFICACION DONDE EL +50 MALLAS, SE REMUELE  
OR 11 Y DEPUES SE JUNTA CON EL -50 MALLAS Y SE FLOTA EN  
CIRCUITO PRIMARIO PARA EFECTO DE RECUPERACION

PRUEBA ID	FEED		EMBAYE %					CONTENIDO			DIST. %	
	GRAMOS	%	Mo	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Mo	Cu	
PRUEBA	620.0	30.70	0.060	0.08	1.7	0.1719	0.103	0.0633	97.67	88.11		
FINAL	1379.0	69.30	0.006	0.03	0.7	0.0041	0.0207	0.4001	2.33	11.89		
TAL. CAL.	2019.0	100.0	0.176	0.174	1.07	0.176	0.1742	1.0684	100.0	100.0		
OPERACION	(A) *	(B) *	ACOND	FLOT	1st M	2nd M	3rd M	4th M	TOTAL	T. B/T		
TIEMPO		11'	2'	2'	2'	2'	2'	4'	10'			
TIEMPO		3spot		4spot			4spot		14spot	06		
IN-201-16			12spot						12 "	42		
MINERECI			4 "						4 "	14		
4-2ND LER						8 cc		8 cc	16 cc	50		
POP. MINCO			12 "		6 "	3spot	6 "	3spot	30spot	105		
TAL. PH			11		17	11	10	10		1.96/T		

LABORATORIO METALURGICO  
PRUEBA No 4 TABLA No 5.7.1V

RUEBA CON CLASIFICACION DONDE EL +50 MALLAS, SE REMUELE  
OR 11 MINUTOS Y DESPUES, SE JUNTA CON EL -50 MALLAS Y  
E FLOTA EN CIRCUITO PRIMARIO PARA EFECTO DE RECUPERACION.

PRUEBA ID	FEED		EMBAYE %					CONTENIDO			DIST. %	
	GRAMOS	%	Mo	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Mo	Cu	
PRUEBA	610.0	30.70	0.062	0.01	1.7	0.1725	0.106	0.0633	97.67	89.05		
FINAL	1379.0	69.29	0.006	0.04	0.6	0.0041	0.0277	0.0543	2.32	14.96		
TAL. CAL.	2013.0	99.99	0.176	0.18	1.13	0.1766	0.1840	1.1376	100.0	100.0		
OPERACION	(A) *	(B) *	ACOND	FLOT	1st M	2nd M	3rd M	4th M	TOTAL	T. B/T		
TIEMPO		11'	3'	2'	2'	2'	2'	4'	10'			
TIEMPO		3spot		4spot			4spot		14spot	06		
IN-201-16			12spot						12 "	42		
MINERECI			4 "						4 "	14		
4-2ND LER						8 cc		8 cc	16 cc	50		
POP. MINCO			12 "		6 "	3spot	6 "	3spot	30spot	105		
TAL. PH			11		11	11	10	10		1.96/T		

LABORATORIO METALURGICO  
PRUEBA No 5 TABLA No 5.7.IV

PRUEBA CON CLASIFICACION DONDE EL +50 MALLAS SE REMUELE  
POR 11 MINUTOS Y DESPUES SE JUNTA CON EL -50 MALLAS Y SE  
FLOTA EN CIRCUITO PRIMARIO PARA EFECTO DE RECUPERACION.

PRODUCTO	PESO	PESO	ENRIPE X			CONTENIDO			DIST. X	
	gramos	%	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. ROMEREN	623.0	31.15	0.061	0.07	1.8	0.1747	0.1620	0.0607	97.27	98.36
C. FINAL	1397.0	69.85	0.007	0.04	0.7	0.8049	0.0279	0.4690	2.73	14.70
CAB. CAL.	2000.0	100.0	0.100	0.19	1.05	0.1796	0.1074	1.0497	100.0	100.0
OPERACION	(A)*	(B)*	ACOND	FLDT	1erM	2doM	3erM	4toM	TOTAL	T. G/T
TIEMPO		11'	3'		2'	2'	2'	4'	15'	
DIENEL		8pat			4pat			4pat	16pat	54
HB-201-L6			12pat						12 "	47
MINERCI			4 "						4 "	14
A-236 1XB						0 cc		0 cc	10 cc	00
EXP. HIRC*			12 "		8pat	3pat	4 "	3pat	30pat	105
CAL PH			11		11	11	10	10		1.94/T

LABORATORIO METALURGICO  
RESUMEN DE PRUEBAS TABLA No 5.7.IV  
CON CLASIFICACION Y REMOLIENDA

PRODUCTO	PESO	PESO	ENRIPE X			CONTENIDO			DIST. X	
	gramos	%	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu	Fe	Mo	Cu
C. ROMEREN	623.0	30.90	0.0604	0.008	1.84	0.1731	0.1049	0.0662	97.66	96.97
C. FINAL	1394.0	69.09	0.0064	0.034	0.74	0.0041	0.0235	0.0112	2.31	13.03
CAB. CAL.	2018.0	99.99	0.177	0.180	1.06	0.1772	0.1804	1.0674	99.99	100.0
OPERACION	(A)*	(B)*	ACOND	FLDT	1erM	2doM	3erM	4toM	TOTAL	T. G/T
TIEMPO		11'	3'		2'	2'	2'	4'	15'	
DIENEL		8pat			4pat			4pat	16pat	54
HB-201-L6			12pat						12 "	47
MINERCI			4 "						4 "	14
A-236 1XB						0 cc		0 cc	10 cc	00
EXP. HIRC*			12 "		4 "	3pat	4 "	3pat	30pat	105
CAL PH			11		11	11	11	10		1.94/T



' PARA TODAS LAS TABLAS '

- A) Clasificación a +50 mallas
- B) Remolienda del +50 mallas
- C) HERCOMIN B-201 L REACTIVO COLECTOR
- D) MINEREC 1661 COLECTORES ESPECIFICO DE Mo
- E) AEROFLOAT 238 COLECTOR DE Cu
- F) ESPUMANTE METIL ISOBUTIL CARBINOL

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS FINALES

Como se observa los resultados de las pruebas finales en remolienda se observa un aumento en la recuperación primaria de molibdeno con respecto a las pruebas de flotación sin remolienda, esto debido a que se logra reducir los materiales gruesos flotación primaria de un 15% a 7.62% a + 50 mallas.

PRUEBA SIN REMOLIENDA

% DE RECUPERACION DE Mo 89.33%

% DE RECUPERACION DE Cu 82.82%

PRUEBA CON REMOLIENDA

% DE RECUPERACION DE Mo 97.68%

% DE RECUPERACION DE Cu 86.97%

El aumento en la recuperación es de 8.35% de molibdeno y de 4.15% de cobre, con lo que el objetivo de aumentar la recuperación primaria de molibdeno se cumple.

**CAPITULO VI**  
**CONCLUSIONES**

## CONCLUSIONES

Es muy difícil seleccionar las condiciones óptimas de flotación debido a que los factores que son importantes se encuentran muy interrelacionados entre sí, haciendo posible una gran variedad de condiciones de operación.

Una condición importante para obtener una mejor recuperación en la flotación es sin duda alguna el tamaño de la partícula, ya que, una molienda gruesa causa una baja liberación del mineral a recuperar, ángulo de contacto más pequeño y una agitación más violenta, y por otro lado una molienda demasiado fina ocasionaría un asentamiento, creando una baja respuesta de las partículas a los reactivos de flotación, aumentando el consumo de los mismos.

Por tanto las condiciones óptimas de flotación son aquellas que nos dan la máxima recuperación y ésta es la más importante en flotación primaria, ya que la calidad de los concentrados se dan en las operaciones siguientes de la concentración, de modo que la eficiencia de la flotación debe de ser analizada de acuerdo a los factores específicos de cada caso.

Es importante mencionar que el esquema de reactivos utilizados en ambos tipos de pruebas fueron iguales, por lo tanto la selección de reactivos y combinación apropiada dichos reactivos constituye un estudio adicional para así tener un criterio más amplio en la optimización del beneficio del mineral.

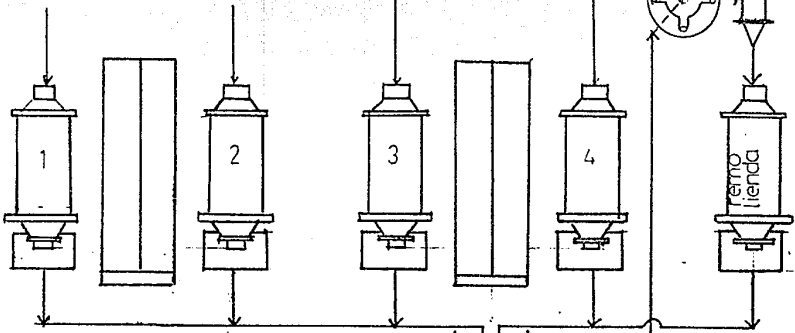
Al igual que el esquema de reactivos, el flujo de la pulpa de flotación es el mismo que se está utilizando, ya que un cambio en el flujo, genera un estudio, sobre los efectos que causaría en la calidad del concentrado primario, así como, los efectos, en las etapas siguientes del beneficio del mineral. Esto implica un estudio paralelo del tipo y lugar de adición de los reactivos de flota-

ción, para evitar los efectos negativos que pudieran ocasionar estos cambios. De esta manera se tendrá un criterio mas para la optimización del proceso del beneficio del mineral.

Debido a que al objetivo del estudio es el aumento de la recuperación primaria de molibdeno, la propuesta de reducción de gruesos a flotación por medio de remolienda muestra un aumento considerable a nivel laboratorio, cumpliendo así el objetivo trazado en el estudio. Aunque no se descartan otros métodos para lograr el objetivo, así como, una combinación de estas propuestas. (Cambios de reactivos y de flujos de pulpas).

Claro está que es necesario realizar una prueba a escala industrial para comprobar el estudio, para ésto se propone el circuito de molienda de la figura 5.7.I. El cual consiste en utilizar el molino No. 5 como molino remolador y los molinos 1,2,3, y 4 como molinos primarios.

Dicha propuesta requiere de cambios sencillos en el área de molienda para su implementación, con relación al circuito de molienda que se esta utilizando, generando así la rápida obtención de los resultados de la prueba a escala industrial.



2. 1. 5. 9. 7

4 MOLINOS PRIMARIOS  
 + 1 REMOLEDOR  
 2 MANY FULL (ciclones)



FESC-UNAM
DEPTO. C. QUIMICAS
REMOLIENDA
tesis profesional

**CAPITULO VII**  
**BIBLIOGRAFIA**

#### BIBLIOGRAFIA

- 1) A.M. GAUDIN, "FLOTATION" Mc. GRAW-HILL BOOK C. N.Y. 1957
- 2) V.A. GLEMBOTSKII, V.I. KLASSEN, I.N. PLASKIN., "FLOTATION" (FLOTATSIYA, MOSCOW 1961.) PRIMARY SOUCER, N.Y. 1963.
- 3) A.F. TAGGART, "HANDBOOK OF MINERAL DRESSING" JOHN WILEY AND SONS, INC., NEW YORK 1945.
- 4) ESPINOZA DE LEON L., "PRACTICAS DE TRITURACION Y MOLIENDA" C.F.M. MEXICO 1971.
- 5) B.A. WILLS, "TECNOLOGIA Y PROCESAMIENTO DE MINERALES" EDITORIAL LIMUSA MEXICO 1987.
- 6) FRED C. BOND., "CRUSHING AND GRINDING CALCULATION PART I" BRITISH CHEMICAL ENG. VOL. 6 1961.
- 7) SAMUEL GLASSTONE, "TRATADO DE QUIMICA FISICA" AGUILAR & EDICIONES MADRID 1966.
- 8) RAYMOND E. KIRK - DONALD P. OTHMER, "ENCICLOPEDIA DE TECNOLOGIA QUIMICA" TOMO XI PRIMERA EDICION ESPANOL EDITORIAL UTEHA MEXICO.
- 9) INTERNATIONAL MOLYBDENUN ENCICLOPAEDIA 1778 - 1978 VOLUMEN III", EDITADA POR ALEXANDER SUTOLOV SANITAGO DE CHILE 1980.
- 10) PERRY AND CHILTON, "CHEMICAL ENGENNIERING HANDBOOK" Mc-GRAW HILL BOOK Co. N.Y. 5 EDICION.
- 11) LOYA MENDOZA L., "OPTIMIZACION PROCESO METALURGICO PARA CONCENTRADO DE Mo DE MINERA CUMOBABI CUMPAS SON. TESIS PROFESIONAL U. DE GUANAJUATO 1982.