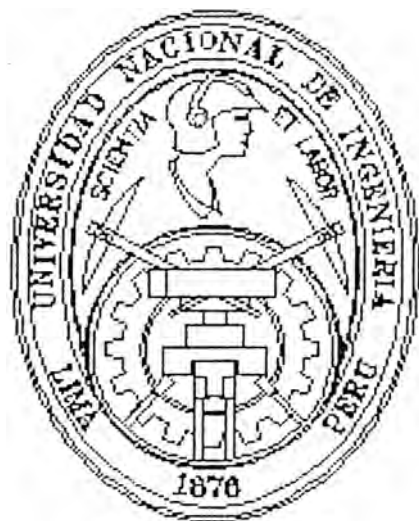


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERIA Y METALURGICA



Estudio Teórico Práctico
de la Sociedad Minera
"EL BROCAL"

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

Jorge Luis Dueñas Torres

Promoción 92 - II

Lima-Perú
1997

DEDICATORIA

A mi Madre EMMA TORRES DE DUEÑAS, quien en la medida de sus fuerzas, me ha ayudado en mi labor profesional, cuya colaboración hizo que este informe pudiera ver la luz, y también por sus sabios consejos en cualquier tarea que yo emprendo.

INDICE

PAGINA

<u>CAPITULO I</u>	
1.- INTRODUCCION	
<u>CAPITULO II</u>	
2.- ASPECTOS GENERALES.....	2
2.1. UBICACION Y ACCESO.....	2
2.2. GEOLOGIA GENERAL.....	2
2.3. FORMACION DE COLQUIJRCA.....	5
2.4. HORIZONTE MINERALIZADO.....	7
2.5. MINERALIZACION.....	8
2.6. GANGA.....	9
<u>CAPITULO III</u>	
3.- MARCO TEORICO.....	11
3.1. CHANCADO Y TRITURACION.....	11
3.2. TRITURACION PRIMARIA.....	11
3.2.1. LA SECUENCIA DEL CHANCADO.....	12
3.3. LIMPIADO Y LAVADO DE LA MENA.....	12
3.4. TRITURACION SECUNDARIA.....	13
3.4.1. FUNDAMENTOS -TRITURACION PRIMARIA.....	14
3.5. MOLIENDA EN HUMEDO.....	14
3.5.1. DEFINICIONES.....	15
3.5.2. OBJETIVOS DE LA MOLIENDA.....	16
3.6. FLOTACION.....	16
3.6.1. AGENTES DE FLOTACION.....	17
3.6.1.1. COLECTORES.....	17
3.6.1.2. ESPUMANTES.....	17
3.6.1.3. MODIFICADORES.....	18
3.7. LA INTERFASE MINERAL- LIQUIDO Y EL POTENCIAL ZETA.....	18
3.8. TERMODINAMICA DE LA ADSORCION DEL COLECTOR.....	27
3.9. FLOTACION DIFERENCIAL DE SULFUROS.....	30
3.9.1. FLOTACION BULK COBRE - PLOMO.....	32
3.9.2. DEPRESION DE ESFALERITA Y PIRITA.....	33
3.9.3. FLOTACION DE ESFALERITA.....	35
3.9.4. FLOTACION DE PLOMO - ZINC.....	36
3.9.5. PRESENCIA DE ARSENICO Y ANTIMONIO EN LOS CONCENTRADOS DE MINERALES.....	38
<u>CAPITULO IV</u>	
4.- PLANTA CONCENTRADORA DE LA SOC. MRA. BROCAL S.A.....	40
4.1. PREPARACION DEL MINERAL.....	40
4.2. TRITURACION PRIMARIA.....	41
4.2.1. PLANTA DE LAVADO.....	41
4.3. TRITURACION SECUNDARIA.....	42
4.4. MOLIENDA.....	42
4.5. FLOTACION.....	44
<u>CAPITULO V</u>	
5.- CONCLUSIONES.....	48
<u>CAPITULO VI</u>	
6.- RECOMENDACIONES.....	49
<u>CAPITULO VII</u>	
7.- ANEXOS.....	50
7.1. USO DE VARIOS AGENTES MODIFICADORES EN LA FLOTACION....	50
7.2. BALANCE METALURGICO MENSUAL.....	52
7.3. GRAFICO 11 Y 12.....	53
7.4. FLOW SHEET GENERAL.....	54

CAPITULO I

1.- INTRODUCCION

El presente informe hace referencia a mi experiencia profesional En la Sociedad Minera EL BROCAL S.A.:- específicamente en la Planta Concentradora, el cual esta ubicado en Huaracucaca - Cerro de Pasco, cuya capacidad de tratamiento es de 2,100 T.M.S.D.; durante mi permanencia en dicha compañía se me confirió el cargo de Jefe de Guardia, en fines del año 1994 y principios del año 1995. La planta concentradora trabaja las 24 horas del día, por tal motivo, el horario de trabajo quedo repartido en tres turnos, de 8 horas cada uno, los cuales son: de 7 a.m - 3 p.m. ; 3 p.m. - 11 p.m. ; 11 p.m. - 7 a.m.. En un principio se penso en la obtención de concentrados de plomo y concentrados de zinc, mediante una separación selectiva pero debido a la complejidad del mineral se opto por obtener un concentrado Bulk de zinc.

Confío en que este informe les proporcione una base firme y un punto de partida para determinar la viabilidad de sus ideas y efectuar la toma de decisiones en su vida profesional.

Para tener un buen desempeño profesional frente al personal que esta su cargo debe tenerse en cuenta los siguientes elementos esenciales acciones humanas, necesidades humanas y una fórmula o modo de coordinar las acciones para satisfacer las necesidades. Las fallas en la definición de propósitos, en la comunicación y en la motivación, cuando son sumamente graves, suponen la desaparición de la organización.

El Ingeniero Metalurgista, es el elemento dinámico y vivificante en toda planta concentradora. Sin su guía los recursos de la naturaleza siguen siendo recursos y no se convierten nunca en producción.

Las conquistas materiales del hombre constituyen una condición para la calidad intelectual y espiritual, y no un impedimento para la misma. En un sistema económico de competencia, sobre todo, la calidad y el desempeño de los ingenieros metalurgistas determinan el éxito de una compañía minera dentro de ese sistema.

C A P I T U L O I I

2.- ASPECTOS GENERALES

2.1. UBICACION Y ACCESO

El distrito minero colquijirca se encuentra en el distrito Tinyahuarco, departamento de Pasco, Perú, aproximadamente 8 Km. al sur de la ciudad de Cerro de Pasco, con una altitud de 4200 msm., sus coordenadas geográficas son :

76° 16' Longitud Oeste

10° 45' Latitud Sur

El acceso es a través de la carretera central (lima - Oroya - Cerro de Pasco) en una distancia de 290 Km. distribuidos de la siguiente manera :

Lima - Oroya	distancia	180 Km.
Oroya - Cerro de Pasco	distancia	110 Km.

La actividad minera en colquijirca es posiblemente una de las más antiguas de todo el Perú. La mina fue evidentemente conocida por los Incas con el nombre de colquijirca que viene del Quechua y significa "Cerro de Plata ". En el tiempo del virreinato la mina fue explotada por los españoles a través de tajos abiertos y media barretas, las cuales siguen el rumbo y buzamiento de los estratos. De esta actividad quedan hasta ahora restos de antiguos tajeos, algunos de los cuales son todavía accesibles, Actualmente se explota sobre todo Cobre, Plomo y Zinc.

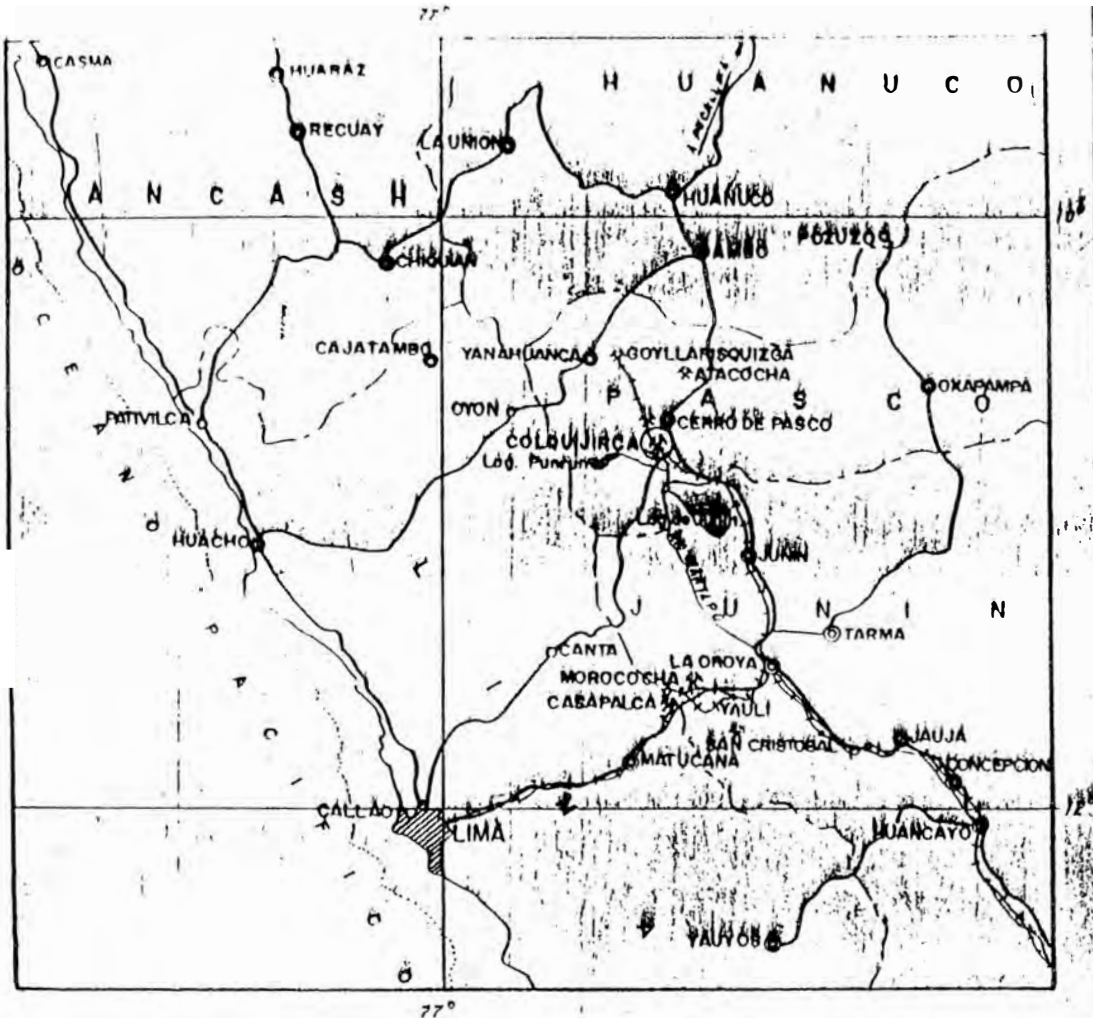
2.2. GEOLOGIA GENERAL

La estructura general del distrito se caracteriza por un importante anticlinal de rumbo norte-sur y suave inclinación hacia el sur. En el norte, las formaciones Paleozoicas de Mitu y Excelsior están expuestas en el centro del pliegue, siendo cubiertas en la parte central y hacia el sur por los mantos rojos Huachuacaja. Estos, a su vez, desaparecen bajo la pampa de junín en el Sur y están cubiertos por el conglomerado de shuco y la caliza calera al este, y

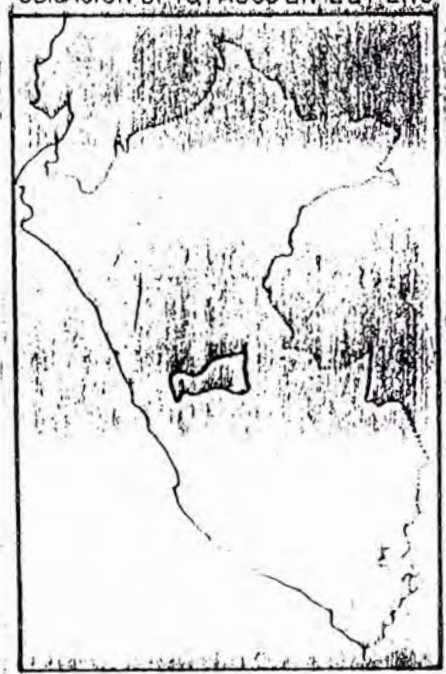
figura 1



figura 2

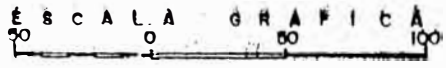


UBICACION DPTO PASCO EN EL PERU



L E Y E N D A

- Capital de República
- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Capital de Distrito
- Límite Departamental
- Yacimientos Mineros
- Carretero
- Ferrocarril



SOCIEDAD MINERA "EL BISCAL" S.A.
Unidad Colquijirca

PLANO DE UBICACION - MINA COLQUIJIRCA

Dibujo : A. A. O.	Escala : Gráfica
Rev. Ing. C. F. O.	Fecha : Enero 1, 1992
Lamina No. _____	

hacia el oeste por la caliza Calera. Las “Capas Rojas” y las formaciones shuco y calera son considerados sedimentos de edad terciaria que se acumularon sobre las rocas más antiguas ya erosionadas y plegadas. Subsecuentemente se plegaron a medida que las fuerzas regionales de compresión continuaban. Su plegamiento es especialmente vívido en los flancos de Sacra Familia y en las crestas de Colquijirca.

Las formaciones Mitu y especialmente la Excelsior tienen solamente una importancia menor en el distrito. Aparentemente ellas han proporcionado gran parte del material de los últimos mantos rojos. De hecho, no es fácil separar Huachacaja y Mitu. La sola diferencia que se ha notado en el área es que el conglomerado de la primera contiene algunos guijarros de caliza y sílex (chert) que el último no tiene. El conglomerado más alto de la formación Huachuacaja, que al mismo tiempo marca el contacto contra la Calera en el Oeste, contiene abundantes trozos de roca cuarcífera esquistosa que no han sido registrados en sitio alguno.

Los fragmentos de esquisto son bastantes persistentes a lo largo del contacto, desapareciendo gradualmente en la parte sur de la cresta central donde el conglomerado cambia en arenisca gris.

La sección de Sacra Familia de la formación Calera se encuentra concordante sobre los mantos rojos Huachuacaja. El contacto está bastante bien expuesto a lo largo de la ladera este de la cresta, apareciendo generalmente bastante limpio, aunque algunos guijarros y granos del conglomerado ocurren distribuidos localmente en los mantos calcáreos más bajos.

2.3. FORMACION DE COLQUIJIRCA

Por la formación de Colquijirca se entiende la parte de la serie Calera que cubre el flanco este del anticlinal mayor.

Al norte del área de Colquijirca, Iberico ha medido las siguientes sucesiones parciales:

Conglomerado Shurco	fondo.
Facies esquistosas	275 pies; esquistos, marga y algo de caliza.

Facies calcáreas 327 pies; mayormente mantos de caliza gruesos, algo de esquistos y marga; sílex (chert) es común.

El horizonte mineralizado de Colquijirca se encuentra, según iberico, sobre la sección medida.

El frente del túnel principal de Colquijirca muestra una gruesa capa de caliza con guijarros de caliza y pedernal esparcidos espaciadamente que contiene una capa angosta de conglomerados hechos de guijarros similares (Shuco?). De esta capa en adelante, la sucesión es la siguiente (las medidas son en la sección 1:2,000).

25 m. margas y esquistos calcáreos o dolomíticos finamente bandeados y/o laminados; raramente un manto claramente clástico.

37 m. potente capa de caliza, dolomita y siderita; ocasionalmente una capa de esquisto. El sílex (chert) es bastante común en manchas, nódulos y bandas. Locamente hay masas calcáreas de esquisto de colores rojizos. La parte superior muestra mineralización en algunos sitios.

36 m. el horizonte mineral principal forma la sección inferior. Hay variedad en el grosor y composición de los mantos que generalmente son capas de esquistos y marga, sideríticos o laminados y que alterman con rocas carbonatadas puras y con esquistos, y abundante capas en hilera de nódulos de sílica negra y blanca (flint y chert) en la mitad inferior en la que también hay dos horizontes de esquistos con carbón.

40 m. potentes capas de caliza con sílex (chert).

Si el conglomerado en el frente es, como parece, Shuco, la sección bajo el horizonte mineralizado está considerablemente adelgazada desde el punto donde Iberico hizo sus medidas, esto, sin duda, no considerando la posibilidad de una falla.

2.4. HORIZONTE MINERALIZADO

Hay solamente un horizonte mineralizado de importancia en la mina.

La mineralización sigue la misma sección estratigráfica y debido al plegamiento aparece en las secciones horizontales en repetidas zonas separadas. Las zonas en la terminología local se llaman "vetas". La pierna oeste del sinclinal mayor contiene la Veta Principal. Estando sobre el del este la Veta Mercedes. En el flanco este del sinclinal la zona tiene el nombre de Chocayoc. Más al este y sobre la pierna este del segundo sinclinal ocurre la mineralización Llave que aparentemente yace estratigráficamente más alta aunque no tiene importancia económica.

En plano, la parte mineralizada tiene a grosso modo 1,200 x 1,000 m. de dimensión. Al sur, siguiendo la inclinación de la estructura, los límites mineralizados no son conocidos, sucediendo lo mismo, en cierto grado, hacia el este, donde las labores de la mina parecen haber explorado solo los límites económicos de la mineralización. Al oeste la zona aflora como sombrero de fierro, al igual que hacia el norte. La zona más profunda que se ha abierto se encuentra aproximada a 280 m. verticales abajo de los afloramientos del oeste.

El horizonte mineralizado ocupa la mitad inferior de la sección ya mencionada y se caracteriza por bandas y capas de composición, competencia y potencia extremadamente variadas intercaladas entre mantos de caliza macizos. La zona está compuesta de esquistos y rocas calcáreas con todos los tipos intermedios. Sin embargo, las rocas calcáreas son raras en el núcleo de la zona y cuando ellas existen son del tipo siderita ó residuos no alterados. En las partes exteriores y en las extremidades de la zona, las variedades del carbonato se vuelven dominantes.

Ocasionalmente rocas calcílicas y dolomíticas aparecen en pequeñas cantidades. La mayor parte de la zona se caracteriza por los mantos de lutitas entre los horizontes principales.

Bandas alternadas de flint y/o chert son abundantes en las capas de esquistos y lutitas. En tanto que esta forma de sílica aflora bastante comúnmente al exterior, la impresión es que disminuyen en

cantidad en el tipo carbonatado, siendo ciertamente solo de importancia local fuera de la zona mineralizada.

Los mantos, por regla general, son delgados, aunque varían en ese respecto. Sobre el piso el cambio al complejo de potentes capas carbonatadas es casi repentino en algunos lugares, pero hacia el techo la estratificación continúa sin mucha variación hacia afuera de la zona mineralizada, siendo las diferencias más notables la falta o escasez de flint.

2.5 MINERALIZACION

Hubo muy poco tiempo para estudiar las secciones pulidas que se hicieron en Oroya y, por otro lado, su rápida alteración superficial, sin facilidades para pulir nuevamente, dificultó el estudio.

PIRITA Y MARCASITA.- La primera se encuentra prácticamente en todas las secciones estudiadas, mientras que la última sólo esporádicamente, aunque bastante a menudo. La pirita ocurre en pequeños granos diseminados o en algunos lugares agrupados en pequeñas asociaciones irregulares o "manchas" algo más sólidas a menudo asociaciones esféricas aparecen en cantidades. Estas unidades se componen de muy pequeños granos irregulares, pero orientados dentro de las unidades mayores, como se puede juzgar por sus propiedades ópticas. La textura es, en consecuencia, un mosaico de granos pequeños. En las cavidades y vetillas transversales los granos son de mayores dimensiones, mostrando caras cristalinas que indican piritoedros y cubos. En el reemplazamiento por los minerales de plomo, residuos de pirita son comunes. La mayor parte de la pirita muestra colores de interferencia excepcionalmente altos, pero esto es probablemente debido a alteraciones posteriores al pulido.

La pirita parece ser el más antiguo de los minerales, Sin embargo, es una sección pulida, la relación parecería indicar de que la pirita es posterior al plomo. Así, en la citada sección se muestra abundantes zonas de pirita que son realmente residuos del reemplazamiento por la pirita de granos de calcopirita y galena. Además, la esfalerita ocupa exclusivamente la periferie del cuarzo que tapiza las cavidades de modo que en ningún momento la pirita toca el cuarzo. En consecuencia, al menos que se acepte la

caprichosa idea de un completo reemplazamiento de la pirita por la esfalerita en la zona a lo largo de las paredes, la alternativa es que la pirita fue depositada en las cavidades cuando éstas estaban ya tapizadas por la esfalerita.

ENARGITA.- En los especímenes estudiados solamente la pirita ocurre en contacto con la enargita, siendo en todos los casos observados, la enargita más reciente que la pirita.

ESFALERITA.- Parece que existen dos clases de esfalerita. Ambas son de grano fino y difíciles de identificar. La variedad oscura fue observada abundantemente en la zona de pirita y en la de minerales de plomo que rodean al cobre en la veta Principal, con el nivel O. La otra variedad, de un color verde-amarillo pálido, ocurre de preferencia en manchas dentro de los minerales de plomo. Sin embargo, las observaciones son limitadas y pueden no tener relación a la verdadera distribución. Como regla, la esfalerita es anterior a la galena, aunque en un espécimen se notaron cristales de esfalerita revistiendo la galena.

GALENA.- Aparece la galena en la mayoría de los casos tapizando cavidades y rellenando pequeñas fracturas; siendo uno de los minerales más jóvenes. En especímenes junto con esfalerita y pirita, la galena tiende a reemplazar selectivamente los granos de pirita, resultando formas donde la galena marca los límites previos de la pirita descubriendo así la forma cristalina. La pirita se encuentra solamente como fragmentos irregulares, en el centro del campo.

CALCOPIRITA.- En algunas secciones, la calcopirita ocurre en “manchas” ricas reemplazando la pirita. Su relación con la galena es difícil de explicar. En un caso, cristales de calcopirita fueron encontrados sobre galena.

TETRAEDRITA (TENNANTITA) .- Fue observada solo muy raramente como pequeñas islas en la calcopirita y la galena.

2.6. GANGA

CUARZO.- Hay cuarzo de diferente origen y edad en los minerales. Una parte evidentemente pertenece al período del proceso

mineralizante. En todos los casos observados, es más antiguo que la mineralización

BARITA.- Ocurre en masas o agregados cristales tabulares. La barita es más común quizá en las rocas de caja silicificadas que en las arcillosas. En general parece ser más antigua que la mineralización, la que frecuentemente rellena los intersticios entre los cristales de barita, o finamente reemplaza la barita. En un espécimen mostrando pirita, galena, calcopirita y esfalerita, delicados cristales tabulares de barita yacían sobre los cristales de galena con sus caras planas y siendo cubiertos a su vez por cristales de esfalerita.

KAOLIN.- Esta denominación se usa para minerales de arcilla blanca en la zona mineralizada, como nombre de campo. De acuerdo a Lindgren, una parte es haloisita y kaolinita. Noble asume que también incluye alunita y sílica amorfa. En la paragénesis de minerales dada por Lindgren, aparece el kaolín tanto antes como después de los minerales económicos. En su relación con los minerales de plomo, el kaolín se presenta en masas impuras que gradualmente pasan a un material pizarroso sin límites definidos. En la sílica (flint y chert), el kaolín colorea las caras de las fracturas y rellena sus cavidades. En las capas pizarrosas silicificadas el kaolín se presenta con límites bien definidos y en forma de “macro” gotas que se presentan en grupos irregulares o en bandas. En algunas cavidades el relleno kaolínico muestra una fina laminación.

CARBONATOS.- Los carbonatos son anteriores a la mineralización. La dolomita mencionada por Lindgren como más joven que la primera generación de sulfuros aparentemente se refiere a los cristales globulares de carbonato que están tapizando cavidades en las rocas carbonatadas.

3.- MARCO TEORICO

3.1. CHANCADO Y TRITURACION

El chancado, la trituración y la molienda, y otras denominaciones asociadas a fragmentación o pulverización de la mena y toda suerte de rocas, se intenta comprenderlas en el termino de “comunicación”. Se le divide en etapas:

- El chancado o trituración primaria : fragmenta el mineral de mina a tamaños menores de 4” a 6”.
- El chancado o trituración secundaria : que recepciona los tamaños de la primera etapa menores de 6” y los reduce hasta unos 3/4”.
- El chancado en seco : incluye el trabajo sobre la mena minada, la cual puede ser algo humeda.
- La pulverización en agua arbitrariamente llamada la “molienda”.

Se aplicará con reserva el término de “chancado o trituración” para una operación predominantemente en seco y “molienda” para el trabajo de una suspensión de partículas de mena en agua.

3.2. TRITURACION PRIMARIA

Desde este punto de vista se sugiere un cambio importante del uso de la energía aplicada a través de éstas etapas. En el primer nivel del chancado, los resultados corresponden estadísticamente con los requerimientos de la primera ley de la molienda o ley de Kick. Los propósitos principales del chancado son los siguientes:

- a) Facilitar el transporte
- b) Producción de partículas con tamaños y formas escalonadas
- c) Liberación de un mineral específico como una etapa de la separación de valores de la mena.
- d) Exposición de los minerales valiosos al ataque químico
- e) producción de material granular conveniente para el tratamiento por métodos de la gravimetría.

3.2.1. LA SECUENCIA DEL CHANCADO

Si la mena que se envía desde la mina es razonablemente gruesa, seca y libre de material resbaladizo y arcilloso, ella puede ser posible de pasar por los mecanismos de trituración y los fragmentos resultantes pueden caer rápidamente a través del sistema. En muchas operaciones de cualquier tamaño hay dos o más etapas. En el primero, o sección primaria, la producción arrancada de la mina (que se ha reducido a un tamaño convenido de antemano a su envío) es triturado hasta un tamaño prefijado de transferencia, al que debe pasar a través de un tamiz, hacia el sistema secundario. Esto es usualmente de 4" a 6" de tamaño máximo de partículas. Esta determinado por el "set" de la chancadora primaria. Existe una relación operativa entre el tamaño que una máquina puede aceptar (su gapc) y el tamaño que ella puede pasar a través de su descarga - su set. Esta relación se le denomina también como la "escala de reducción"; esta es determinada por las tensiones y deformaciones impuestas a la chancadora durante el pasaje de su alimentación a través de su garganta. La cantidad de roca que se está triturando en un momento dado; la cantidad de material fragmentado en cada mordida; el porcentaje de vacíos entre partículas y la tenacidad de la mena son los principales determinantes para una segura escala de reducción para un tipo de máquina.

3.3. LIMPIADO Y LAVADO DE LA MENA

La eliminación de las Lamas primarias sin valor. Las arcillas, los finos coloidales y materiales de escaso valor similares pueden separarse en las etapas iniciales, pero pueden ser dificultosos de eliminar una vez que la pulverización fina haya liberado una cantidad substancial de mineral pulverizado. Estas lamas primarias pueden ser una molestia en la planta, ellas se adhieren a las máquinas chancadoras en seco e interfieren con su operación; cierran las aperturas de los tamices, consumen valiosos reactivos en la flotación, y dan molestias en el espesamiento y en la filtración de los productos acabados por su incapacidad de sedimentarse y su tendencia a obturar las telas de los filtros.

El “ángulo de mordedura” bajo el cual una máquina de trituración puede coger y fracturar una partícula de roca se incrementa cuando el sistema es resbaladizo, conforme puede suceder con menas lamosas en la alimentación.

Cuando el material fino ha sido eliminado y se ha expuesto la mena verdadera, los minerales valiosos en ella pueden haberse oxidado para formar sales más o menos solubles. Algunas veces es deseable lavar tales sales para separarlas con lo que se evita que pasen a las secciones de flotación o cianuración de la planta dónde podrían reaccionar químicamente causando molestias al proceso. Esto puede hacerse mientras se limpia la mena.

Las fuerzas desintegradoras utilizadas son de naturaleza débil y no se intenta fracturar la mena sino simplemente girar las partículas entre sí hasta que se haya obtenido la cantidad de limpieza deseada. Un chorro de agua o simplemente un agitador, puede ser suficiente para des-adherir las lamas desde los trozos de material para que fluyan fuera del sistema de limpieza como una solución sucia, mientras que las partículas de mena se extraen por otro canal .

En los placeros el monitor hidráulico, la bomba de grava, la boquilla hidráulica y la draga trommel ayudan a dispersar las arcillas que manipulan. El interior del TROMMEL es un tamiz cilíndrico pesado a través del cual la grava valiosa gira y se lava por chorros de agua; puede fijársele paletas desintegradoras que giran acopladas al cilindro, las que cortan las arcillas.

3.4. TRITURACION SECUNDARIA

En la trituración primaria o chancado se fracturan las más grandes masas del mineral provenientes de los tajos mineros. Durante la trituración secundaria los trozos de mineral más grandes raramente exceden de las 6” y parte del material no apropiado que viene desde las minas, probablemente se han eliminado. Por esto la alimentación es fácil de manipular. Las máquinas de trituración no requerirán por lo tanto tener un gape muy ancho ni ser muy robusta en su construcción, al igual que los sistemas de transporte dado que los grandes trozos de roca ya se redujeron a fragmentos de más fácil manipulo.

El lavado y la clasificación que podría aplicarse, es posible efectuarlas en combinación con la trituración primaria, aunque es mas recomendable con la secundaria en dónde la roca es más pequeña y de mejor manipuleo. Esta trituración secundaria se ordena usualmente en serie con la primaria, de tal modo que sea capaz de manipular los mismos tonelajes. Su principal objetivo es reducir las menas a un tamaño conveniente para la molienda en húmedo. El producto de las trituradoras secundarias se acumula en las tolvas de finos que deben tener la capacidad suficiente para recibir toda la mena aceptada para el tratamiento y mantener la planta en operación continua, aunque la mina envíe mineral de un modo periódico.

3.4.1. FUNDAMENTOS-TRITURACION SECUNDARIA

En la trituración secundaria los fundamentos desisorios son:

- a) Máxima relación de reducción económica por etapas, para reducir las fallas, el número de máquinas, la cantidad de material transportado, espacio horizontal y volumen de la construcción.
- b) Grandes capacidades unitarias por máquina, que tengan muchas de las ventajas exigidas por (a).
- c) Bajo consumo energético
- d) Bajo costo de mantenimiento corriente; y
- e) Razonablemente alta continuidad de la operación.

3.5. MOLIENDA EN HUMEDO

La molienda es la fragmentación o pulverización de los minerales, emplea fuerzas compresivas o abrasivas. Por esto el

principal elemento de todo aparato de molienda, es el medio de aplicar las compresiones y el corte, a las partículas de tal modo que provoquen su rotura. Como el producto requerido es un polvo fino se deduce que los medios o elementos de rotura deberán acercarse hasta casi tocarse para aplicar las fuerzas necesarias para la ruptura. Por esto como definición de una máquina de molienda se dice que es una máquina en la que los elementos moledores se tocan a excepción y tanto como se prevenga esto por el mismo material que debe molerse. Así los molinos difieren fundamentalmente de las trituradoras en las que se evitan el contacto de las superficies triturantes por medio de los mismos mecanismos.

La molienda en alguna forma u otra es el único método comercialmente aplicable a la pulverización, que puede producir materiales a máximos tamaños de 20 m. o más finos, y es el menos discutible, si es o no, el método económico para la producción a 10 m. o aún 6 m. como tamaños máximos. La relaciones de reducción limitante usualmente son grandes (8 a 25:1) por otro lado hay incuestionablemente un tamaño máximo de alimentación para una operación eficiente y una relación de reducción máxima para un tipo dado de molienda a un máximo tamaño dado de una roca dada.

3.5.1. DEFINICIONES

La molienda se clasifica frecuentemente como molienda gruesa: para expresar a un producto que cae entre 6m. y 20m. como máximo tamaño de granos; molienda intermedia: como un grano máximo de 28m. a 75%-200m (al rededor de un máximo de 65m) ; y la molienda fina: cuando los granos mas gruesos son de 100m o mas finos. La molienda primaria es la primera operación de molienda a la que se someten las rocas, las secundarias y la terciaria son las etapas de molienda subsiguientes; las máquinas de molienda mas frecuente utilizadas son los molinos que comprenden a un depósito rotatorio llenado parcialmente con masas duras sueltas libres para moverse con la rotación del depósito. Otro tipo son los molinos de rulos. en los cuales se construyen a pesados cuerpos como rodillos, a rodar a traves de una trayectoria circular fija presionados contra una pista o llantas; los molinos de frotamiento que consisten de piezas móviles

dispuestas para frotarse contra superficies fijas; y los bocartes en los que un mecanismo pasado machaca como como un martillo al material que esta fijo sobre el dado de un mortero. La molienda ordinariamente se hace en forma continua, pero tambien se encuentran operaciones unitarias, por ejemplo el barril amalgamador y siertos procesos de molienda del no metálicos a tamaños muy finos.

3.5.2. OBJETIVOS DE LA MOLIENDA

Difieren con el material a molerse. En las plantas concentradoras el depósito primario es la división suficiente para liberar el grueso de los minerales valiosos desde la ganga en muchos casos, para separales en sus especies; secundariamente puede ser necesario reducir el tamaño del mineral valioso liberado, lo suficiente para efectuar movimientos diferenciales en la etapa de concentración subsiguiente, ejemplo, en la Flotación . en el beneficio de ciertos no metálicos se efectúa la molienda para satisfacer los requerimientos del mercado, sin incluir la separación de especies en trabajos de hidrometalurgia el único propósito es la exposición del mineral valioso a la solución lixiviante, en ves de la liberación de la especie.

3.6. FLOTACION

De todas las operaciones de concentración la flotación es la que mayor aplicación tiene en la metalurgia. En este caso, la separación sólido-sólido se realiza en una pulpa compuesta de mineral y agua a la que se añaden reactivos químicos denominados colectores que forman superficies hidrocarbonadas sobre el mineral (superficies que repelen el agua). Los minerales estériles o ganga no sufren este proceso. Simultáneamente, en la pulpa o lodo se introduce un gas (generalmente aire) que forma burbujas, las que son estabilizadas mediante reactivos denominados espumantes.

El mineral valioso con su superficie hidrocarbonada toma contacto con las burbujas estabilizadas (ambos presentas superficies hidrocarbonadas), formando un conjunto que adquiere una densidad menor que la del agua debido al gran aporte de volumen con mínima masa que hace la burbuja.

Finalmente el conjunto flota sobre la pulpa.

De todos los fenómenos fisicoquímicos e hidrodinámicos que ocurre en la flotación, el más importante es la adsorción del colector sobre la superficie del mineral para darle características superficiales hidrocarbonadas. Por ello ha sido de una considerable cantidad de estudios para interpretar sus mecanismos y postular modelos que permitan justificar teóricamente procesos industriales conocidos o desarrollar tecnologías nuevas.

3.6.1. AGENTES DE FLOTACION

Los agentes de flotación pueden clasificarse como colectores, espumantes o modificadores. El tipo de los compuestos que se encuentra en cada una de estas categorías, aparecen en tablas.

3.6.1.1. COLECTORES

El colector constituye el corazón del proceso de flotación puesto que es 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 resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral.

3.6.1.2. ESPUMANTES

El propósito principal 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. De esta manera se prolonga la vida de la burbuja individual hasta que pueda estabilizarse por la adherencia de partículas minerales, y juntarse con otras burbujas en la superficie de la pulpa para formar una espuma. Sin embargo, una vez sacada de la máquina de flotación, la espuma debe romperse rápidamente, a fin de

evitar la interferencia con las subsecuentes operaciones del proceso.

La facultad de reducir la tensión superficial del agua es una característica de todos los espumantes. Puesto que la mayor parte de los compuestos orgánicos pueden lograr esto, por lo menos hasta cierto grado, el número de espumantes con que podría contarse comercialmente sería considerable. Sin embargo, debido a que un espumante debe también ser de costo bajo y fácilmente disponible, efectivo en concentraciones pequeñas y esencialmente libre de propiedades colectoras, sólo unos cuantos materiales han sido encontrados adecuados.

3.6.1.3. MODIFICADORES

La lista de agentes acondicionadores o modificantes empleados en la flotación es larga y variada. Generalmente incluye todos los reactivos cuya función principal no es ni colectar ni espumar.

Los modificadores pueden actuar como depresantes, activadores, reguladores de pH, dispersantes, etc.

Un depresante es cualquier reactivo que inhibe o impide la adsorción de un colector por una partícula de mineral impidiendo, por lo tanto su flotación. Por otra parte, los activadores mejoran la adsorción del colector. Frecuentemente un solo compuesto puede llevar a cabo varias funciones. Por ejemplo, la ceniza de soda puede ser un activador para la pirita y un depresante para la calcita, así como un dispersante de pulpa y un regulador de pH.

3.7. LA INTERFASE MINERAL - LIQUIDO Y EL POTENCIAL ZETA

La interacción del colector en el mineral ocurre en la interfase formada por el mineral o sólido inmisible y la solución que contiene el colector. En esta interfase se genera una doble capa eléctrica que comprende una capa cargada positivamente y otra

negativamente, permaneciendo el conjunto electricamente neutro (figura 3).

La primera capa constituida por la superficie del sólido adquiere carga (σ_s) mediante varios mecanismos, por ejemplo :

(a) Paso de los iones de la red cristalina del sólido a través de la interfase .

(b) Adsorción de iones que inicialmente se encontraban en fase acuosa .

(c) Polarización del sólido por acción externa

(d) Ionización de la superficie

(e) Sustitución ismófica en la red cristalina del sólido por ejemplo Al^{+3} por Si^{+4} o Ca^{+2} .

La segunda capa, llamada también capa difusa, constituida por la fase acuosa, forma una capa σ_d que contrarresta la carga de la primera capa de modo tal que se cumple:

$$\sigma_d + \sigma_s = 0 \quad (1)$$

Los iones o cargas individuales que intervienen en la formación de la doble capa eléctrica pueden ser agrupados en dos tipos:

a.-) Iones determinantes de potencial : aquéllos que pueden transponer la interfase sólido-líquido . Generalmente constituyen la red cristalina del sólido. Forman la primera capa eléctrica.

b.-) Contraiones : aquéllos que no pueden atravesar la interfase sólido-líquido. Se encuentra en la cercanía del sólido atraídas por fuerzas electrostática o fuerzas de carácter químico.

En el primer caso se les denomina iones indiferentes en el segundo iones de adsorción específica .

Los contraiones, sean indiferentes o de adsorción específica, forman la segunda capa eléctrica juntamente con el exceso de iones

figura 3 interfase mineral , fase acuosa

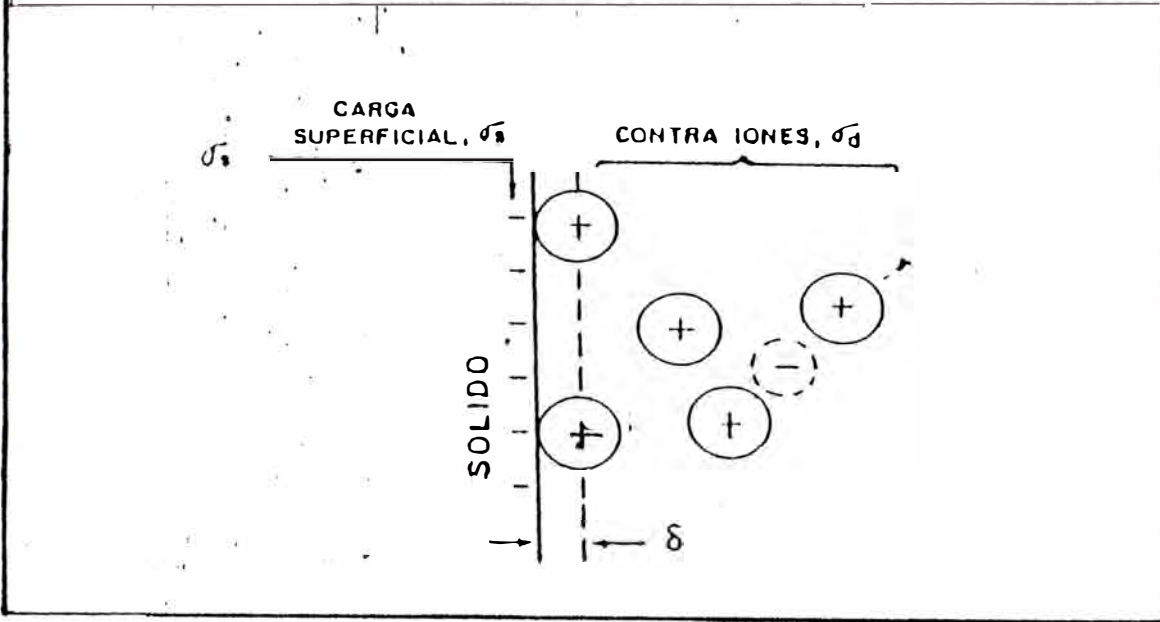
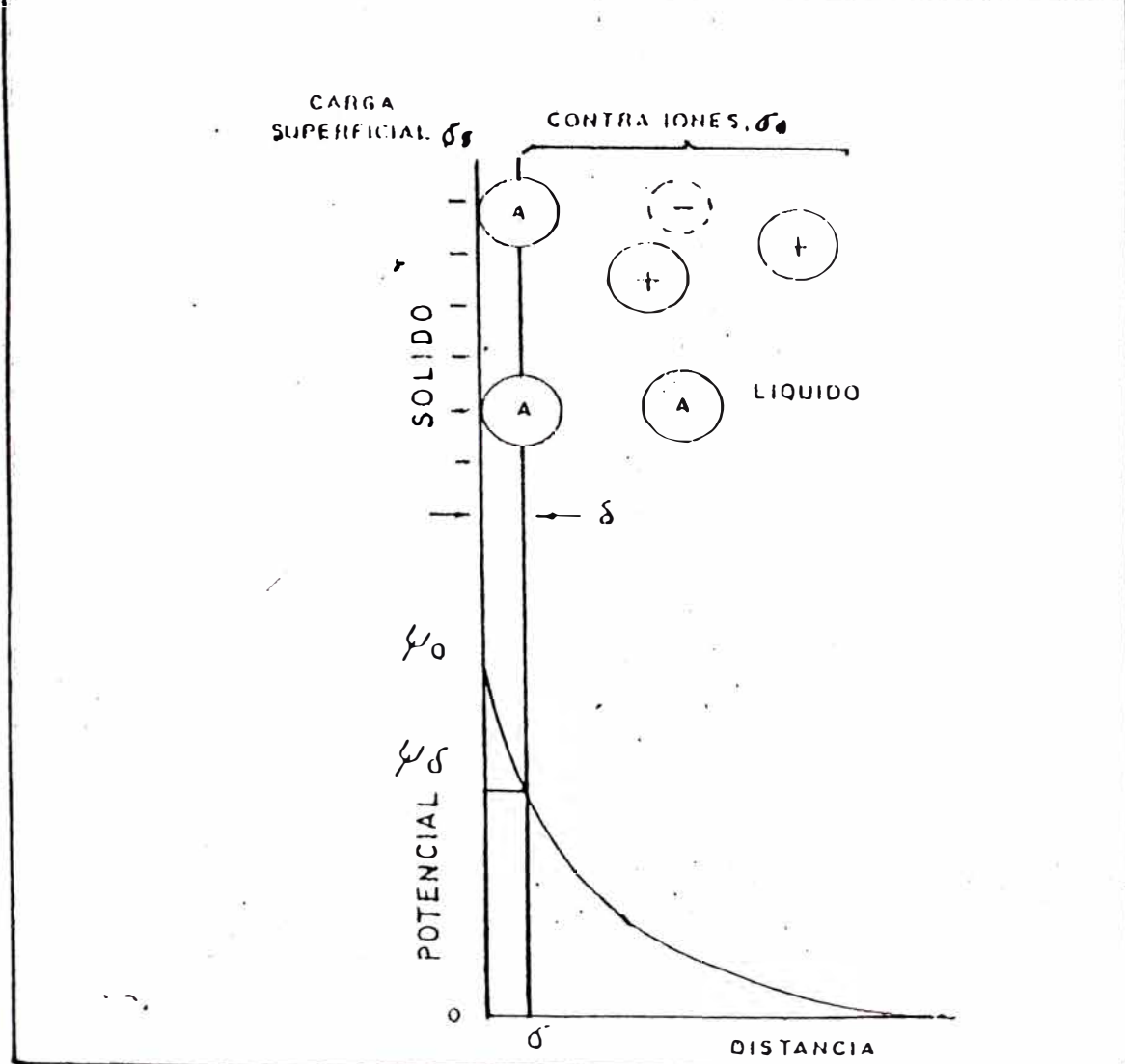


figura 4 Distribución de potencial (Ψ) en la doble capa eléctrica



determinantes de potencial de signo opuesto al de la superficie del sólido.

Los colectores de flotación son contraiones para adsorberse sobre la superficie del mineral, se mueven desde el seno de la parte acuosa de la pulpa de flotación hacia la superficie del sólido a través de una distribución de potenciales eléctrico.

En otras palabras, será necesario hacer un trabajo para llevar una carga (ión colector) desde la solución a la superficie del sólido. Este trabajo constituye un potencial energético y si está referido a la unidad de carga se trata de un potencial eléctrico.

En la figura 4 se muestra la distribución del potencial en la doble capa eléctrica. El valor (Ψ_0) corresponde al potencial de la superficie del sólido, mientras que (Ψ_δ) es el potencial del ión A adsorbido específicamente sobre la superficie del mineral.

La ecuación de la curva puede expresarse por :

$$\Psi = \Psi_0 e^{-kx} \quad (2)$$

K: constante con dimensiones de distancia inversa

El potencial de la superficie Ψ_0 se origina por la carga superficial del sólido (σ_s) y se relacionan matemáticamente por la expresión :

$$\sigma_s = \epsilon \left(\frac{\partial \Psi}{\partial x} \right)_x = 0$$

donde ϵ es la constante de permitividad del medio y $\Psi = \Psi_0$ cuando $x = 0$.

utilizando (2) y (3) puede demostrarse que:

$$\sigma_s = \sigma_d = \epsilon k \Psi_0 \quad (4)$$

lo que muestra la relación de proporcionalidad lineal directa entre la carga superficial y el potencial superficial.

De otro lado, la carga de la capa difusa (σ_d) y, por tanto, la carga superficial (σ_s) del sólido dependerán de la concentración de los iones en solución. Por lo tanto y de acuerdo a la ecuación (4), la concentración de los iones también influirá en el valor Ψ_0 .

A una determinada concentración de iones, tanto σ_d como σ_s podrán ser iguales a cero (condición denominada punto de carga cero); por lo tanto, también Ψ_0 será cero.

Lo anterior se cuantifica por la siguiente relación:

$$\Psi_0 = \frac{RT}{nF} \ln \frac{C}{C_0} \quad (5)$$

C : concentración de los iones para cualquier carga superficial a la que corresponde un potencial Ψ_0 .

C_0 : concentración de los iones para la cual la carga superficial $\sigma_s = \sigma_d = 0$ y el potencial Ψ_0 también será cero.

Para una mejor comprensión, la ecuación (5) puede descomponerse de la siguiente forma

$$\Psi_0 - 0 = \frac{RT}{nF} \ln C - \frac{RT}{nF} \ln C_0$$

Ahora se aprecia que para una concentración que origine una carga superficial cero, el potencial superficial será cero, mientras que para concentraciones diferentes a la del punto cero de carga, se tendrá un potencial Ψ_0 diferente de cero.

Todo lo tratado es válido para sistemas en equilibrio; si el sólido se desplaza respecto a la solución o viceversa como ocurre realmente en las condiciones de flotación la segunda capa eléctrica quedará desfasada respecto al sólido.

Solo los iones fuertemente adsorbidos, electrostática o específicamente, permanecerán adheridos al sólido. El potencial de esta capa será Ψ_σ y el potencial del plano de deslizamiento el potencial zeta (ξ).

figura 5 Desfase de la capa difusa respecto al sólido y distribución de potenciales

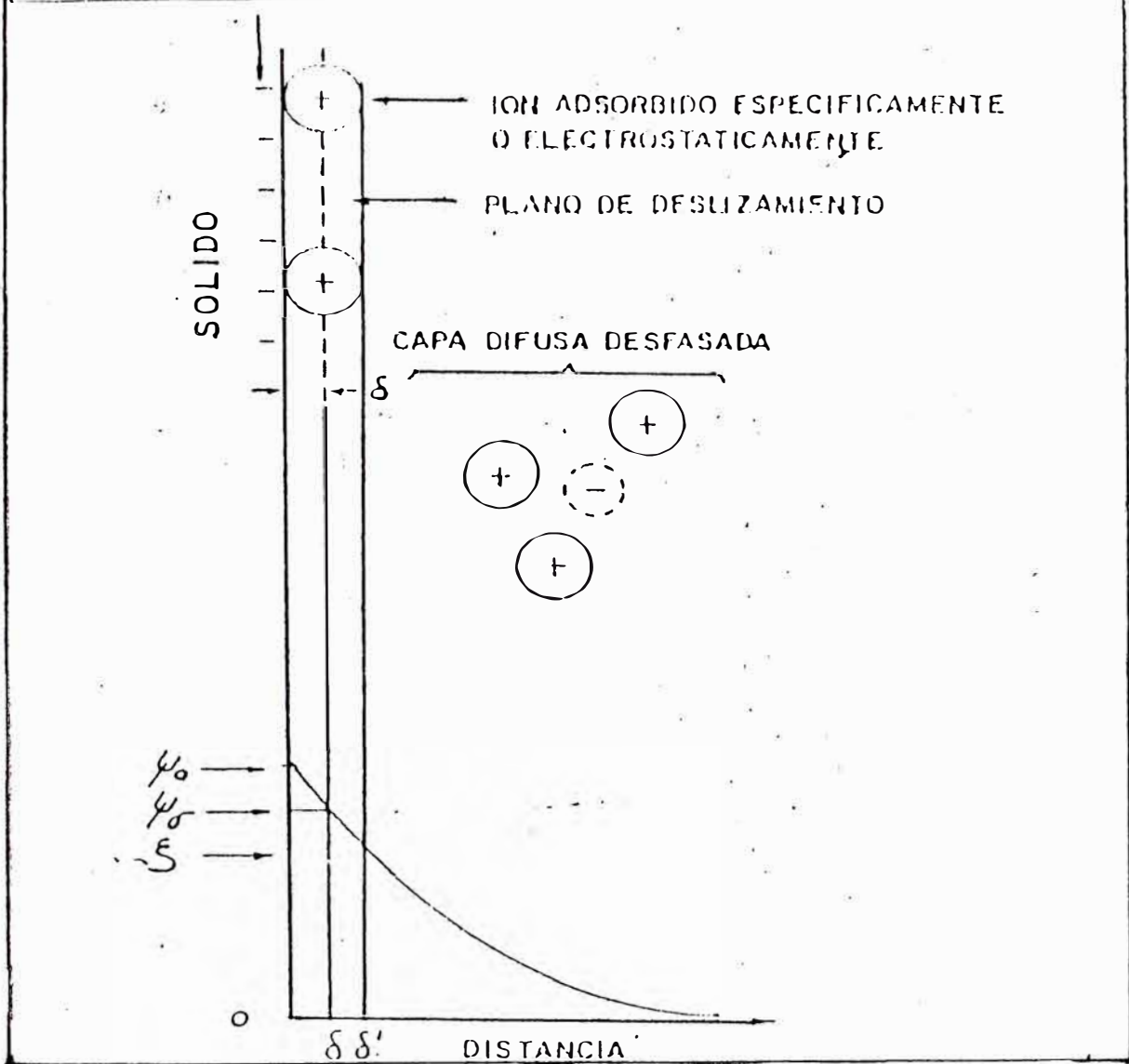
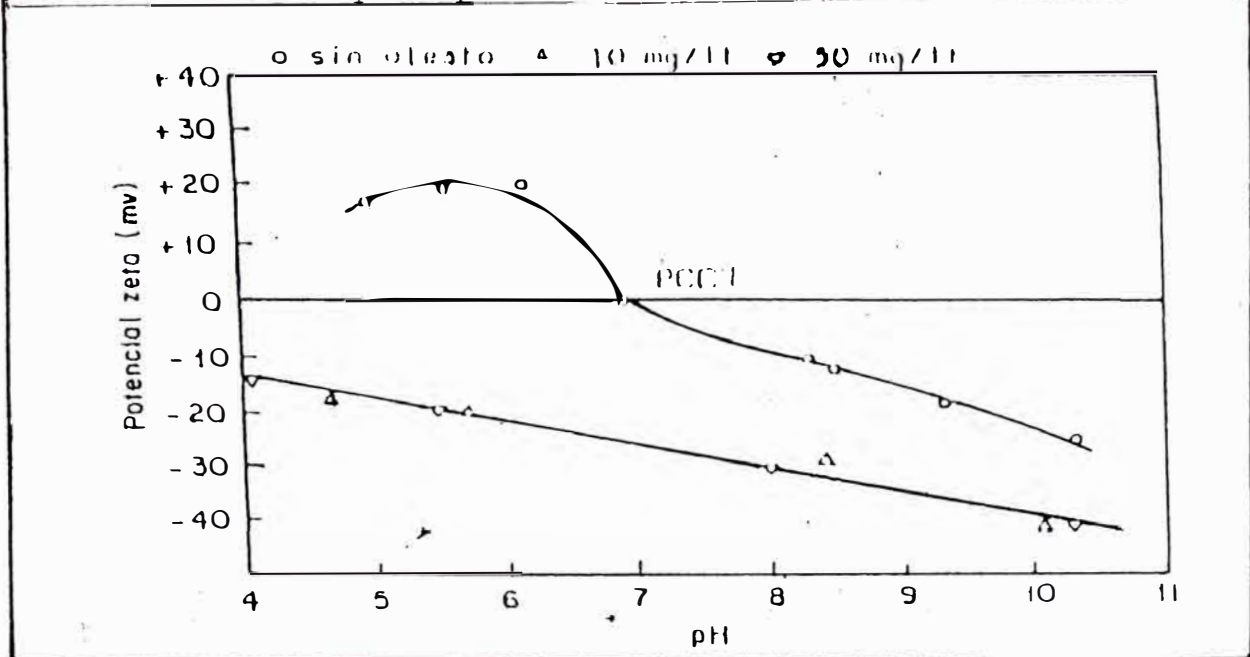


figura 6 Curva de $-\text{Ph}$ para la pirita en ausencia y presencia de oleato de potasio (según Fuerstenau M.C. y colaboradores, 1968)



Si en la figura 5 se toma como origen de abscisas la distancia δ' en la que se encuentra el plano de deslizamiento y se considera la carga σ_s , más la carga σ comprendida desde el sólido hasta el plano de deslizamiento *, por similitud con la expresión (4), podrá obtenerse una relación entre el potencial zeta y la carga de la partícula :

$$(\sigma_s + \sigma) = \epsilon K \xi \quad (6)$$

Es decir existe una relación de proporcionalidad entre la carga de la partícula que se desplaza y el potencial zeta. Por lo tanto si la carga variara, por ejemplo por la adsorción de iones colectores, el potencial zeta también cambiará.

Contrariamente a los potenciales Ψ_0 y Ψ_δ que no se pueden medir, el potencial zeta ξ es susceptible de ser determinado experimentalmente, pudiendo mediante sus medidas determinar la adsorción de iones colectores. En esto radica su importancia.

Un caso permite ejemplificar lo expuesto es el de la flotación de la pirita con oleato de potasio. La figura 6 muestra el potencial zeta de la pirita (que como se indicó previamente es una medida equivalente de la carga superficial) en ausencia y presencia de oleato de potasio.

Se aprecia que luego de la adición de oleato la carga superficial de la pirita se hace negativa para valores de Ph menores al punto de carga cero (PCC), pero para valores de Ph mayores al PCC la carga que era negativa, se hace aún más negativa lo que indica que el colector, a pesar de ser un anión, se adsorbe sobre la superficie de la pirita cargada negativamente en un caso típico de adsorción específica.

* En la igualdad $\sigma_s = \sigma_d$

Si se descomponen σ_d en $\sigma_{d'}$ carga de la capa difusa desfasada y σ carga de la capa difusa que permanece con el sólido, se tendrá :

$$\begin{aligned} \sigma_s &= -(\sigma_{d'} + \sigma) \\ (\sigma_s + \sigma) &= -\sigma_{d'} \end{aligned}$$

figura 7 Curvas de potenciales zeta -Ph y recuperación para la pirita sin XEK (⊙) y con XEK (▽)

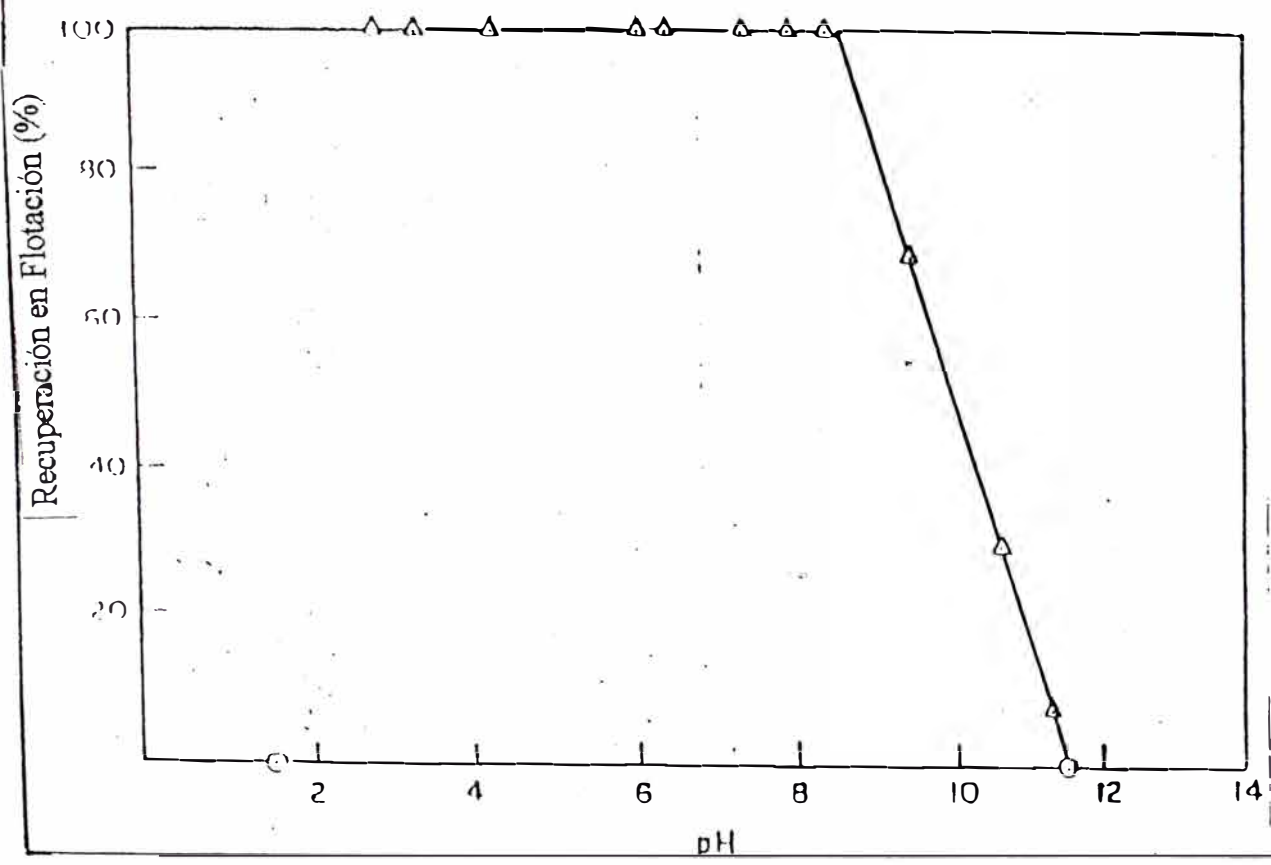
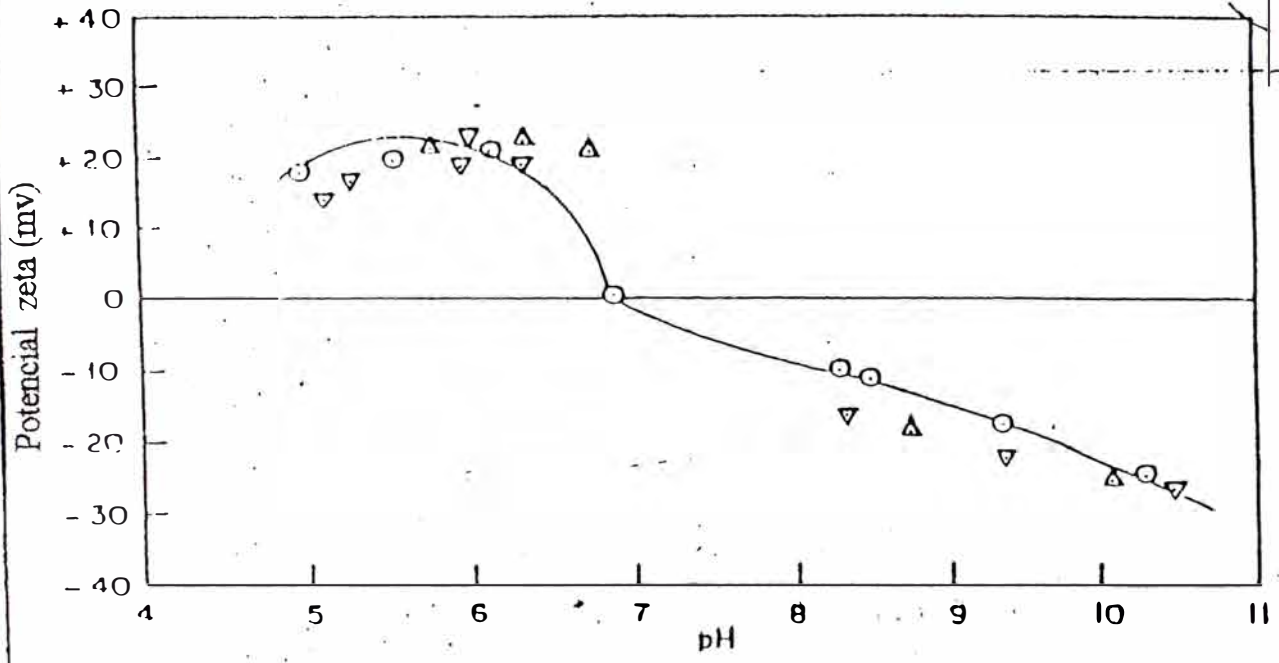


figura 8 Oxidación de xantato a dixantógeno, sobre la superficie de la pirita, El dixantógeno, molécula neutra, determina la flotación de la pirita

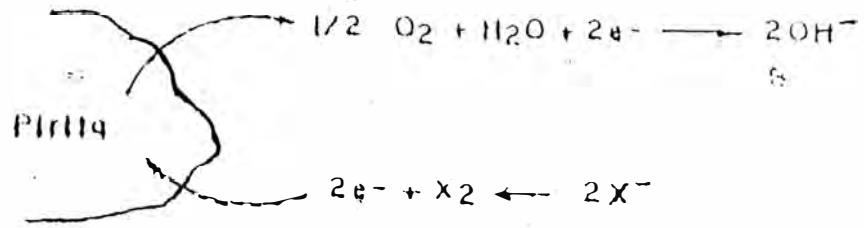
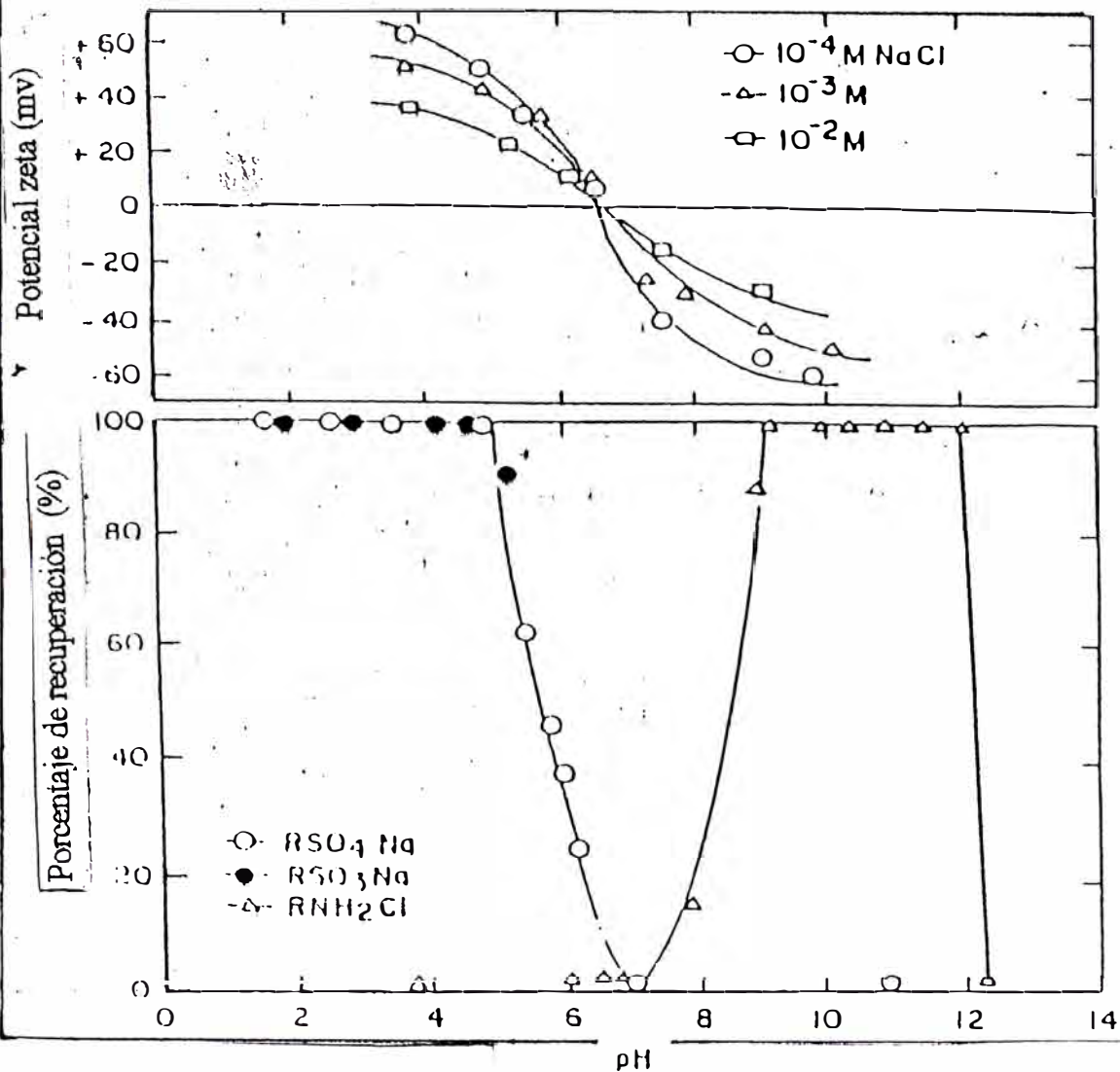


figura 9 Curvas de potencial zeta -Ph y de recuperación de la goethita utilizando reactivos catiónicos y aniónicos



Donde $\sigma_s + \sigma$ será la carga de la partícula que se mueve.

El cambio del potencial zeta permite verificar la adsorción del colector.

Un caso diferente es el que ocurre en la flotación de la pirita con xantato etílico de potasio XEK. En la figura 7 se muestran el potencial zeta de la pirita acondicionada con XEK en función del Ph y su recuperación por flotación.

De estas curvas se observa que el XEK no cambia el potencial zeta o carga superficial de la pirita; sin embargo esta flota obviamente por acción del colector. Luego, se deduce que el colector que origina la flotación debe ser una especie neutra. Esto ha sido confirmado por varios métodos estableciéndose si el xantato se oxida a un dímero neutro denominado dixantógeno que es el que determina la flotación de la pirita, mineral que a su vez cataliza la reacción de oxidación según se muestra en la figura 8

Un ejemplo diferente de la aplicación del potencial zeta es el caso de la flotación de la goethita (figura 9).

El potencial zeta (carga superficial) es positivo para valores de Ph menores a 6.7. En este rango, la goethita flota muy bien con un colector aniónico, tal como el dodecil sulfato de sodio (RSO_4Na). Por el contrario, cuando se usa este reactivo en rangos de Ph mayores a 6.7 en los que la superficie de la goethita es negativa la flotación es prácticamente nula; lo que indica que el colector se adsorbe por atracción electrostática. Igualmente cuando se utiliza un colector catiónico tal como el dodecilcloruro de amonio (RCINH_3), la flotación será buena solo cuando la superficie de la goethita es negativa corroborando la adsorción por atracción electrostática.

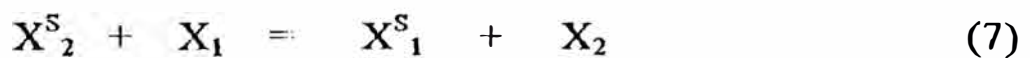
3.8. TERMODINAMICA DE LA ADSORCION DEL COLECTOR

A pesar de haberlo utilizado varias veces, todavía no hemos definido el término “adsorción”. Adsorción es el exceso (o defecto) de una sustancia en una interfase con respecto a las fases que le dan origen.

Por ejemplo, si un colector se ha adsorbido sobre un mineral estará en exceso en la interfase mineral-fase acuosa con respecto a las fases independientes.

En la sección anterior, se indicó que, para que el colector se adsorba sobre el mineral, debe atravesar un campo de potencial, es decir debe realizar un trabajo impulsado por la tendencia a lograr una mayor estabilidad del sistema o una menor energía del mismo.

La termodinámica, mediante funciones como la energía libre de gibbs (ΔG^0), permite predecir si el sistema mineral-fase acuosa adquirirá mayor estabilidad por la adsorción de un colector. La adsorción del colector puede representarse de la siguiente forma simplificada:



donde X_1 y X_2 son las fracciones molares del soluto (colector) y solvente (agua) respectivamente en la fase líquida y X_1^S , X_2^S las fracciones molares en el estado adsorbido.

Aplicando la ley de acción de masas a este sistema se tiene :

$$K = \frac{X_1^S \cdot X_2}{X_1 \cdot X_2^S} \quad (8)$$

La constante de equilibrio en este caso se calcula por :

$$\ln K = \frac{-\Delta G^0 \text{ adsorción}}{RT} \quad (9)$$

Como la suma de las fracciones molares es igual a la unidad en cada fase :

$$X_2^S = 1 - X_1^S \quad (10)$$

luego:

$$\frac{X_1^S}{1 - X_1^S} = k \frac{X_1}{X_2} = \frac{X_1}{X_2} \exp \left(\frac{-\Delta G^0 \text{ adsorción}}{RT} \right) \quad (11)$$

Esta expresión permite apreciar que cuanto mayor sea la fracción molar del colector adsorbido X_1^S , más negativa será energía libre de adsorción, lo que a su vez lleva a concluir que la estabilidad del sistema será mayor.

La magnitud de ΔG^0 adsorción, es el resultado de la suma del aporte de diferentes tipos. Así :

$$\Delta G^0 \text{ adsorción} = \Delta G^0 \text{ eléctrica} + \Delta G^0 \text{ química} + \Delta G^0 \text{ c-c} \\ + \Delta G^0 \text{ c-s} + \Delta G^0 \text{ H} + \Delta G^0 \text{ H}_2\text{O}$$

ΔG^0 Eléctrica : se refiere al aporte de la atracción electrostática. En el caso de la goethita, citado previamente este aporte sería el de mayor significación.

ΔG^0 Química : es el aporte de los enlaces químicos formados durante la adsorción. Tiene especial importancia en casos como la adsorción específica del oleato sobre la superficie negativa del pirita.

ΔG^0 c-c : es el aporte debido a la interacción de cadena hidrofóbica del colector.

ΔG^0 c-s : representa el aporte de los enlaces tipo van der waals entre los colectores hidrofóbicos y los sitios hidrofóbicos de la superficie del mineral .

$\Delta G^0 \text{ H}$: representa a los enlaces de hidrógeno

$\Delta G^0 \text{ H}_2\text{O}$: se refiere al aporte de la hidratación

Sintetizando lo anteriormente tratado, se puede concluir que :

- La interacción del colector con el mineral durante la operación de flotación ocurre en la interfase sólido-líquido de la pulpa de flotación.

- La interfase está formada por dos capas de igual carga pero de signo diferente, originadas por iones que pueden ser constituyentes de la estructura cristalina del sólido u otros atraídos por la superficie debido a fuerza electrostática y de carácter químico.
- Para que un ión colector pueda llegar a la superficie del sólido atraído por fuerzas electrostáticas o de carácter específico, es necesario que se mueva a través de un campo de potenciales.
- La fuerza que impele la adsorción de los colectores es la disminución de la energía del sistema, la cual puede ser representada o medida, por la variación de la energía libre de adsorción (ΔG^0 adsorción).
- En un sistema dinámico como el de la flotación, sólo iones fuertemente adsorbidos a la superficie del sólido permanecerán junto a él. El potencial del plano de deslizamiento correspondiente se denomina potencial zeta, el cual es directamente proporcional a la carga y tiene el mismo signo.
- Mediante mediciones del potencial zeta se puede determinar si existen cambios de carga en la superficie del mineral y, por lo tanto, si existe adsorción de colectores

3.9. FLOTACION DIFERENCIAL DE SULFUROS

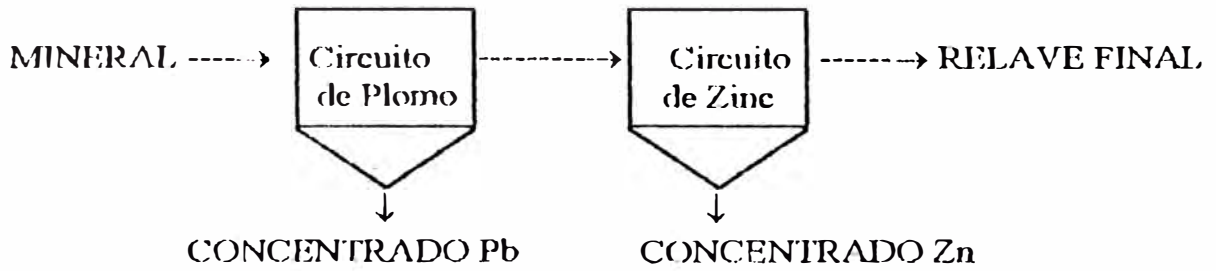
El término flotación diferencial se aplica a la flotación de una o más especies mineralógicas de sulfuros dejando simultáneamente en los relaves a especies mineralógicas de otro tipo (sulfuros y óxidos) deprimidas por reactivos adecuados.

En este tipo de operaciones se considera como aspectos principales

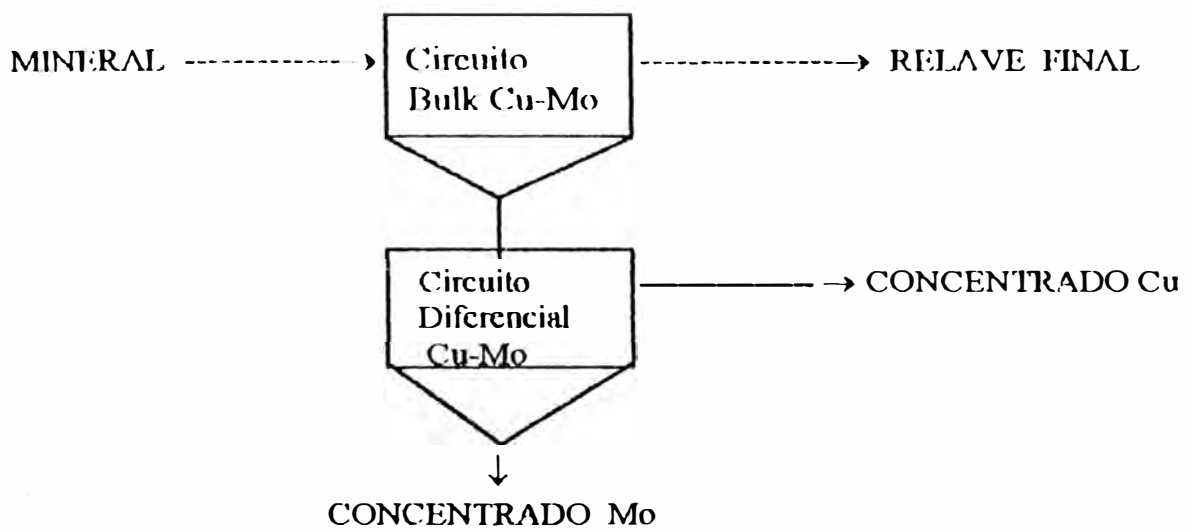
- a.- el uso de reactivos que permitan las máximas recuperaciones, leyes y selectividades dentro de costos razonables.
- b.- la selección de esquemas de tratamiento adecuados a los requerimientos del mineral y que simultáneamente permitan la acción de los reactivos.

figura 10 Esquemas de flotación diferencial de sulfuros.

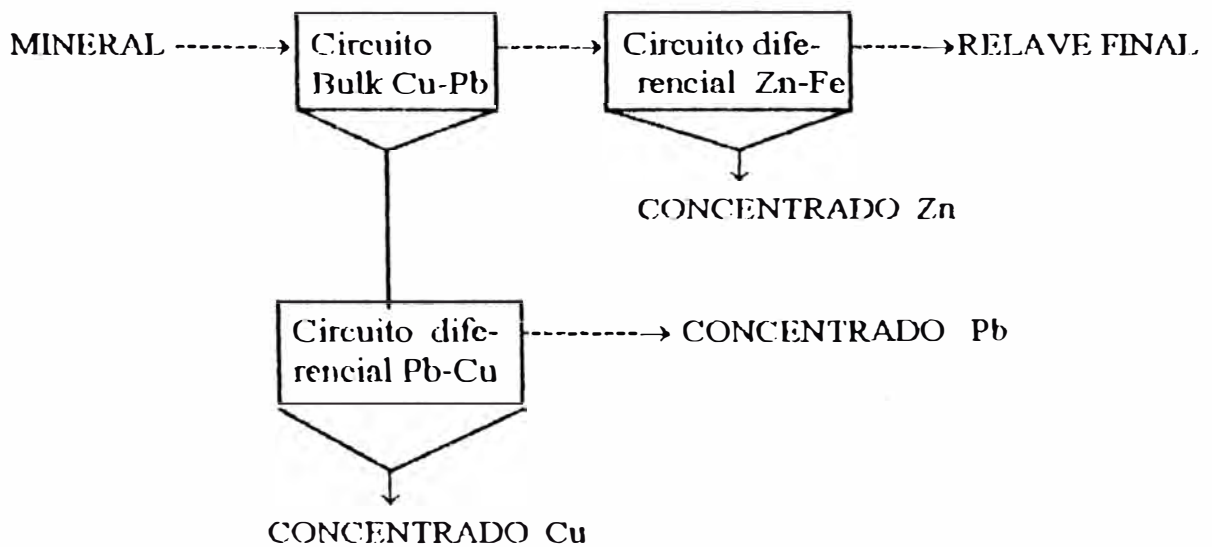
10 a Flotación diferencial (caso típico tratamiento de mineral Pb-Zn)



10 b Flotación bulk y diferencial (caso típico tratamiento de Cu - Mo)



10 c Flotación de tres productos (Cu-Pb-Zn)



Si bien cada mineral presenta peculiaridades en su tratamiento, existen dos esquemas básicos de flotación diferencial. El primero (figura 10a) es el que se aplica a la obtención de concentrados de plomo y zinc, mientras que el segundo (figura 10b) es el circuito típico del tratamiento de minerales porfiríticos de cobre-molibdeno. Si fuera necesario recuperar más de dos concentrados bastaría combinar esos esquemas; tal es el caso de la obtención de concentrados de cobre, plomo, zinc (figura 10c).

La simpleza de los esquemas señalados, no siempre es una regla en las operaciones industriales en las que generalmente se intercalan operaciones de remolienda, etapas de limpieza, deslamado, desaguado e inclusive lixiviaciones .

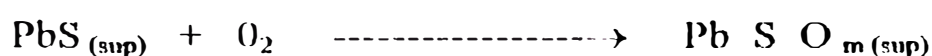
Igualmente los fenómenos que ocurren debido a la acción de los reactivos o a las características del mineral, son complejos y en la gran mayoría de casos, sólo pueden explicados mediante modelos simplificados. Esto es lo que veremos a continuación utilizando los fundamentos desarrollados en las primeras secciones de este trabajo.

3.9.1. FLOTACION BULK COBRE-PLOMO

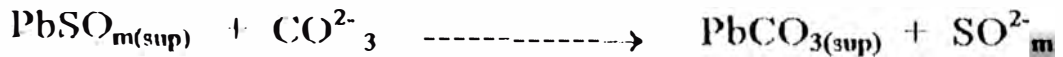
La flotación bulk cobre-plomo se realiza con una depresión simultánea de sulfuros de zinc y pirita a Ph neutro o levemente alcalino. Generalmente se utiliza xantatos como colectores y cianuro de sodio, bisulfito de sodio y sulfato de zinc como depresores.

La flotación de sulfurosde cobre, fue atribuida a la acción del dixantógeno y a la formación de xantato de cobre, la galena principal sulfuro de plomo tiene un mecanismo de activación diferente que presenta la siguiente consecuencia:

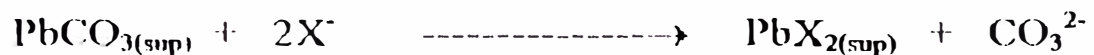
a) Oxidación superficial de la galena a sulfitos, tiosulfitos y sulfatos.



b) Reemplazo metatético de los sulfatos o sulfitos por carbonatos formados por presencia del gas CO₂ en la pulpa si el sistema es abierto al aire

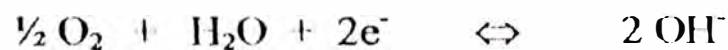


c) Reemplazo metatético del sulfato, sulfito, o carbonato de plomo superficial por xantato debido a que los rangos usuales de Ph en que se realiza la flotación; los xantatos de plomo son más estables que los carbonatos, sulfatos o sulfitos de plomo



d) Adsorción de multicapas de xantato de plomo sobre la superficie.

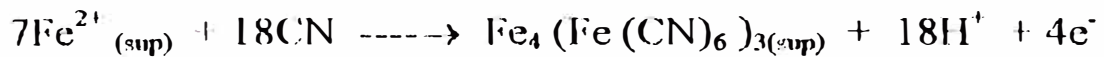
Otra teoría sobre el mecanismo de colección en la galena es la que explica el fenómeno electroquímicamente. Las semireacciones de la colección serían :



Sin embargo, no se ha encontrado azufre elemental luego de la activación de la galena por lo que la teoría no es consistente .

3.9.2. DEPRESION DE ESFALERITA Y PIRITA

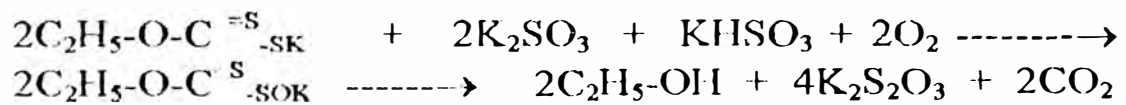
Durante la flotación bulk, la esfalerita y la pirita permanecerán deprimidas. Tal como se a explicado, la pirita flota por acción del dixantógeno el cual es estable a los rangos de Ph en las cuales se realizan la flotación Pb-Cu. Para lograr la depresión se utiliza el cianuro y el bisulfito de sodio. El primero actúa por mecanismos de lixiviación de pirita y adsorción de ferrocianatos de fierro sobre su superficie. La siguiente reacción representaría el mecanismo electroquímico global.



En las figuras 11 y 12 se muestran el potencial zeta de la pirita luego de adsorción de cianuro (la carga superficial se hace negativa) y los campos de estabilidad de las especies de cianuro y fierro, demostrando que en los campos de depresión se forma



De otro lado el bisulfito deprime también la pirita ya activada al descomponer los dixantógenos o xantatos a perxantatos y luego al alcohol correspondiente entre Ph 6 y 8 :



La esfalerita, no debería flotar en el bulk ya que requiere de activación previa. Sin embargo, es común encontrar en las operaciones de las concentradoras, contenidos de zinc en los concentrados bulk , que representan pérdidas considerables pues, el zinc se pierde en la escoria de los reverberos y perjudica a los refractarios, si va asociado al concentrado de cobre, dificulta la aglomeración y escarcha los hornos de manga si va asociado al plomo.

El por qué la esfalerita flota indebidamente en el bulk es un problema particular de cada mineral aunque las principales causas sería :

a) La asociación mineralógica Cu-Zn o Pb-Zn

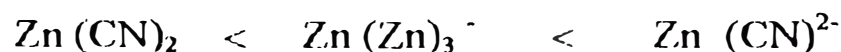
b) Arrastre de sulfuros de zinc durante la flotación bulk por factores mecánicos, arrastre en agua intersticial de las espumas u otro aspecto similar.

c) Activación de la esfalerita debido a presencia de especies solubles de Cu, Ag, As, Sb, Cd, etc. En el mineral Los dos primeros factores pueden ser atenuados mejorando las condiciones de molienda, dosificación de reactivos y eficiencia de remoción de espumas.

El tercer factor es de difícil control, aunque puede ser parcialmente controlado por dosificación de reactivos desactivantes y depresores tales como el sulfato de zinc, cianuros, bisulfitos o sulfuro de sodio.

De todos éstos, el cianuro es el más efectivo ya que lixiviana primeramente al xantato adsorbido sobre la capa activada de la esfalerita y luego al sulfuro de cobre constituyente de esta capa. El bisulfito de sodio no puede desorber el xantato de la esfalerita.

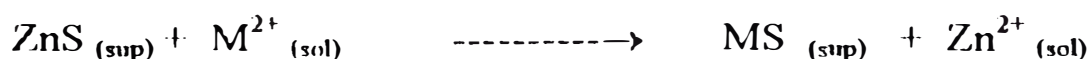
Las mezclas de NaCN y ZnSO₄ también deprimen en forma efectiva la esfalerita, habiéndose establecido el siguiente orden de fuerza de depresión



3.9.3. FLOTACION DE ESFALERITA

La esfalerita no adsorbe xantatos de cadena corta sin una activación previa. Esta activación consiste en el recubrimiento de la esfalerita marmatita por una capa de ión activante que forma una superficie interacciona con el xantato o reactivo colector.

El mecanismo de activación está definido por la reacción metatética

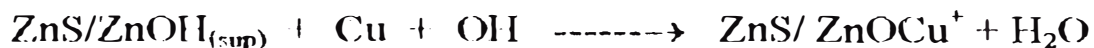


Donde M²⁺ es cualquier catión (no necesariamente de valencia 2) cuyo sulfuro sea menos soluble que el sulfuro de zinc, excepto, el Sn⁴⁺ no activa a la esfalerita probablemente por su tendencia a formar hidróxidos y el Tl⁴⁺ que a pesar de ser más soluble si activa por algún mecanismo no explicado.

Para la flotación de la esfalerita de las colas de la flotación Cu Pb se usa generalmente el CuSO₄ como activante, el cual forma una superficie de covelita sobre la esfalerita.



Simultáneamente a la activación y flotación de la esfalerita es necesario deprimir la pirita, mediante elevación del Ph a valores superiores a 10, por lo que el mecanismo de la activación será el siguiente:



Luego de activada la esfalerita, su comportamiento es el de un sulfuro de cobre.

3.9.4. FLOTACION DE PLOMO - ZINC

La mayoría de los minerales Plomo-Zinc pueden ser clasificados como minerales complejos, y los problemas de recuperación aumentarán con el grado de diseminación de los minerales. La presencia de grandes cantidades de pirita incrementa el problema de recuperación y selectividad. Frecuentemente, los minerales de plomo-zinc contienen pequeñas cantidades de minerales de cobre, también como de plata y oro. Cuando el oro libre está presente, el uso de cal como regulador de la alcalinidad en el circuito de plomo puede ser indeseable, porque puede tener efectos depresores sobre la recuperación de oro libre. También se ha notado que los minerales de zinc pueden ser activados con cal. Por lo tanto, el uso de carbonato de sodio como el agente regulador de pH en el circuito de plomo puede ser necesario. Si el mineral contiene cantidades significativas de sales solubles el uso de polifosfatos o del antiprecipitante CYQUEST 3223 puede ser benéfico.

La práctica general en el tratamiento de minerales de plomo-zinc es flotar el concentrado de plomo primero, mientras que los minerales de zinc son deprimidos. Después de la flotación de plomo, los minerales de zinc son reactivados con sulfato de cobre y flotados selectivamente.

La depresión de los minerales de zinc y pirita en el circuito de flotación de plomo es usualmente logrado con cianuro, casi invariablemente en combinación con sulfato de zinc. La cantidad de sulfato de zinc es usualmente tres a cinco veces la cantidad de cianuro. Estos depresores son agregados al circuito de molienda antes de la flotación "rougher" de plomo y, si es necesario, en la cabeza del circuito de limpieza del plomo. Si el concentrado "rougher" de plomo es remolido antes de la limpieza, pueden agregarse depresores al molino de remolienda. Se ha incrementado el uso del sulfito de sodio o bisulfito como un depresor de los minerales de zinc en combinación con cianuro y sulfato de zinc. En algunos casos, es el único depresor usado. Cuando la plata y el oro están presentes, es preferible pre-mezclar el sulfato de zinc u óxido de zinc con el cianuro para formar un complejo de zinc y cianuro con el objeto de prevenir la disolución del oro y la plata. Una relación de 2:3 de zinc y cianuro de sodio se utiliza para la preparación del complejo de zinc y cianuro.

Cuando los sulfuros de zinc tiendan a flotar debido a una ligera preactivación, se pueden obtener mejores resultados con el uso del AEROFLOAT 241 debido a su alto grado de selectividad en contra de los minerales de zinc. El uso del promotor Aerophine 3418 A. como colector de plomo, también debe ser incluido en cualquier programa de pruebas donde los minerales de zinc tienden a flotar con el concentrado de plomo debida a una preactivación indeseada. Los espumantes base alcohol son preferidos sobre el aceite de pino para mejorar aún más la selectividad.

Algunos minerales de plomo-zinc contienen arcillas carbonosas o compuestos de grafito los cuales tienden a diluir el concentrado de plomo, retardando las velocidades de flotación del plomo u ocasionando condiciones de espumación muy difíciles de manejar. El uso de depresor Aero 633, en cantidades hasta de 250 g/t en el circuito "rougher" de plomo y menores cantidades en los circuitos de limpieza, puede aliviar estas condiciones.

Después de la flotación de minerales de plomo, el pH de la alimentación al circuito de zinc (colas del circuito de plomo) es ajustado con cal, acondicionando con sulfato de cobre y flotando el zinc. La cantidad de sulfato de cobre requerida para una activación adecuada de los minerales de zinc varía, pero es en el orden de 50 g/t por cada punto porcentual de zinc. La secuencia más favorable para la adición de cal y sulfato de cobre debe ser establecida experimentalmente, sin embargo, la cal es usualmente agregada antes de la adición del sulfato de cobre.

La presencia indeseable de finos de dolomita o magnesita en el concentrado de zinc puede ser reducida por el uso de sulfonato ligneo, quebracho o un extracto tánico similar, usualmente agregado en el circuito de limpieza del zinc.

3.9.5. PRESENCIA DE ARSEÑICO Y ANTIMONIO EN LOS CONCENTRADOS DE MINERALES SULFURADOS

Los contenidos de arsénico y antimonio en los concentrados de cobre, plomo o zinc pueden deberse a la presencia de una gran variedad de minerales.

En el caso de los concentrados de plomo, la contaminación por arsénico y antimonio ocurre por cualquiera de las siguientes causas:

a) Presencia de Geocronita ($Pb_5 (SbAs)_2 S_3$), Jamesonita ($Pb_4 Fe Sb_6 S_{14}$), Owiheita ($Pb_5 Ag_2 Sb_6 S_{15}$), Buomonita ($Cu Pb Sb S_3$) u otros minerales similares.

En estos casos no es posible la eliminación de As y Sb de los concentrados de plomo o su adecuada depresión durante la flotación por existir entre estos y la galena características similares de flotación.

b) Presencia de Arsenopirita (FeAsS). Esta es una causa bastante común de contaminación por As de los concentrados de plomo y zinc si el intercrecimiento mineralógico galena-arsenopirita no es fino, el desplazamiento de As al

concentrado puede ser controlado flotando el plomo a Ph 10.5 - 11.0 y con dosis de cianuro adecuadas, condiciones en las cuales no flota la arsenopirita. Esta práctica debe realizarse durante las etapas de flotación de limpieza y no en las rougher para evitar pérdidas excesivas de plomo por efecto de Ph alto .

c) Presencia de Estibina (Sb_2S_3) en el mineral. Podría ser activada por cationes Pb o incluso Cu^2 contenidos en las sales solubles. Si éste fuera el caso podría ensallarse la flotación de plomo a un Ph de 10.5 logrando por NaOH que tiene propiedades depresoras sobre la estibina por la alta solubilidad de este sulfuro en medios alcalinos.

d) Presencia de cobres grises. La presencia de tetrahedrita-tennantita en los concentrados de plomo origina contenidos importantes de arsenico y antimonio en los mismos.

Durante la flotación de plomo si los contenidos de cobre no son economicamente importantes, la tetahedrita-tennantita podran ser deprimidos por cianuro sin embargo, se deberá considerar cuidadosamente las pérdidas de plata en los relaves ya que los cobres grises presentan altos contenidos de este metal.

En el caso de concentrados de cobre, la presencia de arsénico-antimonio puede ocurrir por las siguientes causas principales:

a) Presencia de energita ($Cu_3 As S_4$) , tetrahedrita - tennantita ($3Cu_2S-Sb_2S_3$ ó $3Cu_2S-As_2S_3$) y minerales similares que prducen concentrados de cobre con contenidos apreciables de As-Sb y Ag.

La eliminación de As-Sb de estos concentrados sólo podrá realizarse por métodos piro o hidrometalúrgicos.

b) Presencia de arsenopirita que puede ser eliminada en las etapas de limpieza por un Ph alto (11.5) y dosis adecuadas de cianuro.

CAPITULO IV

4.-PLANTA CONCENTRADORA DE LA SOC.MRA. "BROCAL"

4.1. PREPARACION DEL MINERAL

La mena fresca es acumulada en las canchas de mineral, de donde son extraídas cada vez que la precisemos.

Debido a que las diversas secciones de la mina tienen variaciones en la naturaleza de la mena con su consecuente respuesta al tratamiento. Realizarnos un apropiado mezclado (composito), con la ayuda de una pala mecánica, para tal efecto contamos previamente con los datos de las leyes de los minerales acumulados en las canchas: claro esta, que toda esta operación se efectúa con la respectiva coordinación del Ingeniero geólogo, quien es responsable del mineral acumulado en la cancha.

El material es transportado de la cancha hasta la tolva de gruesos por medio de volquetes.

PERSONAL :

1 Persona : para controlar el peso del material que es cargado por los volquetes, y que van hacer descargados en la tolva de gruesos para su respectivo tratamiento en la planta.

1 Persona : el cual debe mantener limpia la parrilla, y a la vez ayudar a los choferes de los volquetes mediante señales para que se puedan guiar y descargar el material en el área destinada para tal efecto (sobre las parrillas).

1 Persona : encargado de operar el taladro para fragmentar las rocas, el cual se usa cuando las rocas son demasiados grandes y no pueden pasar por las parrillas.

4.2. TRITURACION PRIMARIA

Se realiza en una chancadora de quijada LORO PARISINI 28"x32", esta trituradora recibe la alimentación de la tolva de gruesos de 300 T.M.S de capacidad; por intermedio de un alimentador de placas (APRON FEEDER 48"x15'), los tamaños de las rocas varían de acuerdo al nivel y a la operación manera por lo que fluctúa de un máximo de 18" y una descarga de 4.7" - 3.5"; los productos de esta trituradora son desplazados por intermedio de la faja transportadora N°1 cuya dimensión es de 36"x49', para alimentar a la Planta de Lavado que consta de un Tambor Lavador marca MAGENSA de 7' diámetro x 14', Bomba vertical FOWLER 3 ½ (sumidero N°1) , dos clasificadores helicoidales 72"x34', un molino de bolas COMESA de 6' diámetro x 6', dos bombas WILFLEY 4K, el producto libre de lamas son desplazados por intermedio de la faja transportadora N°2 de 36"x190', para alimentar a la Zaranda Vibratoria Seco 5'x10'.

4.2.1 PLANTA DE LAVADO

La planta de lavado consta de un tambor lavador MAGENSA de 7' diámetro x 14' , el cual obtiene el agua necesaria para el lavado por medio una bomba vertical FOWLER 3 ½ sumidero N°1 de la planta de lavado; las lamas son desplazadas a los clasificadores helicoidales de 72"x34' , el cual trabaja con un molino de bolas COMESA 6' diámetro x 6'. El Overflow de los clasificadores helicoidales son desplazados por medio de una bomba WILFLEY 4K , hacia el tanque de lamas de 40' diámetro x 10'; las arenas van al molino de bolas; el producto que sale del molino de bolas es previamente pasado por una malla. De tal manera que los finos son desplazados hacia el tanque de lamas y los gruesos son retornados al clasificador helicoidal ; el transporte en los dos casos se hace por intermedio de una bomba WILFLEY 4K.

PERSONAL :

1 Persona : responsable de la chancadora de quijada LORO PARISINI, también encargado de operar el apron feeder (alimentador de placas), el cual, tiene a su vez el panel que controla

la faja N°1, los clasificadores helicoidales 1 y 2 , el molino de bolas, las bombas wilfley 4K.

1 Persona encargado del tambor lavador MAGENSA 7' de diámetro x 14' y apoya al operario de la chancadora de quijada

1 Persona : de apoyo a las dos personas anteriores, que ve los clasificadores helicoidales, los molinos de bolas, las bombas wilfley 4k.

4.3. TRITURACION SECUNDARIA

Esta operación de reducción de tamaños se realiza en una CHANCADORA CONICA STANDARD SYMONS 4 ¼' , esta trituradora recibe la alimentación de una zaranda vibratoria seco 5'x10'. Los productos que se obtienen de esta chancadora, son llevadas mediante las fajas transportadoras N°3 y N°4 cuyas características son de 24"x160' y 24"x155' respectivamente a la tolva de finos N°2 de 2,000 T.M.S.

PERSONAL :

1 Persona : que este encargado de la chancadora cónica standard symons 4 ¼ ' , el cual tiene a la vez el panel que controla a las fajas transportadoras N°3 y N°4.

1 Persona : que este encargada de detectar los elementos que pueden ser perjudiciales (trozos de madera, de fierro, etc.) o aquellos que puedan hacer dificultosa la operación de la chancadora cónica.

4.4. MOLIENDA

La molienda es la operación unitaria que efectúa la etapa final de reducción de tamaño en la planta concentradora; se cuenta con 7 molinos, incluyendo dos molinos de remolienda, la alimentación a estos se hace por medio de bombas y la clasificación se efectúa por medio de hidrociclones.

La molienda se realiza en un molino de barras EIMCO de 5' diámetro x10' este molino recibe la alimentación de la tolva de

finos N°2 por intermedio de las fajas transportadoras N°5, N°6 y N°7 de 36"x28', 24"x64' y 24"x64' respectivamente ; y de un molino de barras COMESA de 7' diámetro x 12', este molino recibe también la alimentación de la tolva de finos N°2 por intermedio de las fajas transportadoras N°8, N°9 y N°10 de 36"x33', 36"x31' y 24"x36' respectivamente. El producto o descarga de estos molinos son transportados por medio de unas bombas WARMAN 8"x6", hacia un nido de 3 hidrociclones KREBS D-15 , quienes se encargan de clasificar las partículas. Las partículas adecuadas para la flotación son previamente acondicionadas en los acondicionadores de zinc; las partículas que todavía no están dentro del rango (gruesos) , son transportados a un acondicionador de pulpa, luego por intermedio de una bomba ASH 8"x8" VULCO, son transportados a un nido de 4 hidrociclones D.15 I C ; quien se encarga de clasificar las partículas. Las partículas adecuadas para la flotación son previamente acondicionados en los acondicionadores de Zinc, las que no son transportados a los molinos de bolas COMESA N°1 8'x10', COMESA N°2 8'x10' y COMESA 8'x8', los cuales trabajan en circuito cerrado con los hidrociclones .

En conclusión los molinos de barras (BIMCO 5' diámetro x 10' y COMESA 7' diámetro x12') se usa para la primera molienda, los molinos de bolas (COMESA N°1 8'x10', COMESA N°2 8'x10' y COMESA 8'x8') para la segunda molienda y para la remolienda se utilizan el molino de bolas ALLIS-CHALMERS 7' diámetro x10' y el molino de bolas COMESA 5' diámetro x 5'

Para la clasificación de los minerales se utilizan hidrociclones y para el transporte de ellos las bombas.

PERSONAL :

1 Persona encargado de los molinos

1 Persona ayudante del encargado de los molinos

4.5. FLOTACION

La flotación es un proceso fisico-químico usado para la separación de sólidos finamente divididos. La separación de estos sólidos es efectuada por la adherencia selectiva de la superficie de la partícula a la burbuja de aire o a un líquido, en la mayoría de los casos es ayudada grandemente por un modificador de la superficie de la partícula, hecha por reactivos químicos sobre las superficies.

La sección flotación consta de 5 circuitos , de los cuales dos son para el plomo y 3 para el zinc; además cuenta con 3 celdas columnas para el zinc.

Los circuitos son

El circuito número 1 del plomo consta de 12 celdas AGITAIR 48"x50" repartidas del siguiente modo:

Un banco de 6 celdas agitair como ROUGHER, un banco de 6 celdas agitair como SCAVENGER.

El circuito número 2 del plomo consta de 12 celdas AGITAIR 48"x50" repartidas del siguiente modo:

Un banco de 6 celdas agitair como ROUGHER , un banco de 6 celdas agitair como SCAVENGER.

Las colas obtenidas del circuito 1 y 2 del plomo son transportados a los acondicionadores de zinc, por intermedio de una bomba WILFLEY 5K.

Las espumas obtenidas del circuito 1 y 2 del plomo son transportados al circuito de remolienda. El producto del circuito de la remolienda es llevado a un banco de 6 celdas DENVER SUB-A que actúa como CLEANER del circuito 1 y 2 del plomo

Las espumas obtenidas del banco de 6 celdas DENVER SUB-A (limpieza del plomo) CLEANER del plomo, son transportados por intermedio de una bomba DENVER 6"x6" al banco de 6 celdas

DENVER N°24 que actúa como RECLEANER de zinc (relimpieza del zinc) ; y las colas a los acondicionadores de zinc

El circuito número 3 del zinc consta de 18 celdas AGITAIR de 48"x50" repartidas del siguiente modo:

Un banco de 6 celdas agitair como ROUGHIER, un banco de 6 celdas agitair como PRIMER SCAVENGER, un banco de 6 celdas agitair como SEGUNDO SCAVENGER .

El circuito número 4 del zinc consta de 20 celdas AGITAIR de 48"x50" repartidas del siguiente modo:

Un banco de 6 celdas agitair como ROUGHIER, un banco de 6 celdas agitair como PRIMER SCAVENGER, un banco de 8 celdas como SEGUNDO SCAVENGER .

Las colas obtenidas del circuito 3 y 4 del zinc, son transportados a la cancha de relaves por intermedio de una bomba ASH 8"x8" VULCO.

Las espumas obtenidas del circuito 3 y 4 del zinc, son transportados al circuito de remolienda. El producto de la remolienda es llevada a los acondicionadores de 10' diámetro x 10' de remolienda del zinc.

El circuito número 5 de REMOLIENDA del zinc consta de 24 celdas AGITAIR repartidas del siguiente modo:

Un banco de 6 celdas agitair 60"x100" como PRIMER ROUGHIER, un banco de 6 celdas agitair 48"x50" como SEGUNDO ROUGHIER, un banco de 6 celdas agitair 48"x50" como PRIMER SCAVENGER, un banco de 6 celdas agitair 48"x50" como SEGUNDO SCAVENGER; además cuenta con un banco de 6 celdas DENVER SUB-A como PRIMER CLEANER

Las colas del primer rougher del circuito número 5, son transportados al circuito de remolienda, por intermedio de una bomba ASH 6"x6" VULCO. Las colas del segundo rougher son transportados a la cancha de relave, por intermedio de una bomba ASH 8"x8" VULCO.

Las espumas del circuito número 5 son transportados al circuito de las celdas columnas.

EL circuito de la celda columna consta de 3 celdas columnas las cuales son: 2 celdas columnas 5'x5', y una celda columna de 3' de diámetro.

Las espumas de la celda columna son transportados al banco de 6 celdas DENVER N°24 - RECLEANER del zinc (relimpieza del zinc).

El ESPESADOR del concentrado Bulk 60'x10' FIMA-DENVER recibe la alimentación de las espumas del banco de 6 celdas denver N°24- recleaner del zinc (relimpieza del zinc) por intermedio de una bomba WILFLEY 5K

Los FILTROS DE DISCO 6' de diámetro x 10 D (COMESA-MAGENSA), reciben la alimentación del espesador del concentrado Bulk 60'x10' fima-comesa, por intermedio de una bomba vertical FOWLER 3 ½ .

El producto final que es el concentrado Bulk de zinc es obtenido luego de haber pasado por los filtros de disco. El producto final es recolectado por la pala mecánica , el cual lo depositada en los volquetes para transportarla a su destino final.

La CANCHA DE RELAVES consta de 4 hidrociclones D-15B , los cuales están colocados en la periferia o bordes de la cancha , los hidrociclones reciben los relaves por intermedio de (4) bombas ASH 6"x6" los cuales a la vez reciben el relave de (2) bombas ASH 8"x8" VULCO. La descarga de los ciclones es depositada de la siguiente manera : los gruesos son depositados en los bordes, y los finos son depositados en el centro de la cancha de relaves.

La PLANTA DE CAL consta de un tolvin de almacenamiento de cal, un molino de bolas 3' de diámetro x 3', un clasificador helicoidal 20" de diámetro x 9.5', y 6 acondicionadores 6' de diámetro x 7' los cuales son transportados al circuito de flotación por intermedio de (2) bombas DENVER 5"x4" .

PERSONAL :

1 Persona : encargada de transmitir y coordinar con el personal que esta laborando en la planta todas las instrucciones impartidas por el ingeniero jefe de guardia. Esta persona tiene el cargo de capataz,

1 Persona : encargada de la planta de cal

1 Persona : encargada de las celdas columnas

1 Persona : encargada de los filtros

1 Persona : encargada de las celdas de flotación

1 Persona : ayudante del encargado de las celdas de flotación, además, encargado de preparar los reactivos para la flotación y ver que fluya correctamente la cal.

1 Persona : encargada de la cancha de relaves

5.- CONCLUSIONES

1.-) En la preparación del mineral se debe tener mucho cuidado con el porcentaje de finos (lamas), que se va a tratar, debido a que las lamas en combinación con el agua forma una especie de masa muy fluida, el cual puede acarrear problemas en el chancado ya que esta masa puede atorar o hasta inclusive tapar completamente la chancadora primaria, malograr la faja transportadora, motivo por el cual tendría que pararse la etapa del chancado hasta limpiar todo lo causado por las lamas.

2.-) En las tolvas de gruesos, se tiene que controlar que el material deba pasar por las parrillas. En caso de presencia de rocas de grandes dimensiones, o de una compactación del mineral debido a los finos, el cual originaría una obstrucción al paso del mineral a través de las parrillas, se tendría que utilizar la pala mecánica para sacar las rocas grandes de las parrillas para su posterior fragmentación, o cernir el material si el caso fuera de compactación.

3.-) En la planta de lavado, se tiene que usar el agua indispensable para un buen lavado, sin llegar a abusar de ella, caso contrario debido a que el molino de bolas, trabaja en circuito cerrado con los clasificadores helicoidales, las lamas con un alto porcentaje de agua es transportado al tanque de lamas, el cual se llenaría por la excesiva cantidad de agua y podría producirse un rebalse; motivo por el cual se tendría que parar momentáneamente la etapa del chancado hasta que el nivel en el tanque de lamas baje y sea factible la normal operación de la misma.

CAPITULO VI

6.- RECOMENDACIONES

1.-) Capacitación permanente del personal

2.-) Rotación del personal cada cierto tiempo

3.-) En cada turno se toma un descanso, para que el personal pueda tomar su refrigerio, es preferible que se formen dos grupos para que puedan tomar su descanso, mientras un grupo descansa, el otro grupo sigue trabajando normalmente, de tal manera que la operación en la planta no se vea afectada y siga trabajando normalmente a su mismo ritmo.

4.-) Los jefes de guardia voluntariamente, tendrían que entrar una hora antes y salir una hora después de su turno, con el propósito de poder coordinar y solucionar los problemas que se hubieran suscitado en la guardia anterior, si así fuera el caso.

5.-) Coordinar con el personal de mantenimiento y tratar de prevenir los problemas , y no esperar a que se malogre las maquinarias y equipos para tomar recién las medidas necesarias.

6.-) No dejar que personal nuevo o sin experiencia este manipulando las maquinarias o equipos por muy sencillo que esta parezca, siempre tiene que estar supervisado por personal de experiencia.

7.- ANEXOS

7.1.USO DE VARIOS AGENTES MODIFICADORES EN LA FLOTACION

TABLA I- (ALCALIS)

Reactivo	Cal	Carbonato de Sodio	Silicatos alcalinos	hidróxido de sodio	Fosfatos Alcalinos
Forma	Polvo	Polvo	Líquido o polvo	Escumas delicuescentes o sólido	Polvo
Dosificación Usual g/t	250 a 2,500	250 a 1,500	250 a 1,500	250 a 2,000	250 a 1,000
Método Usual de alimentación	Pulpa al 5% o seco	Solución al 10% o seco	Solución al 5-20%	Solución al 5-10%	Solución al 5-10%
Regulador de Ph	x	x	x	x	
Acción característica sobre los sulfuros	Deprime sulfuros de fierro, también de plomo, zinc marmatítico y ciertos minerales de cobre si se usa en exceso.	Asiste en la separación entre sulfuros, actuando como dispersantes de las lamas de la ganga. Ayuda en la recuperación de la arsenopirita cuando se usa con sulfato de cobre.	Dispersa las lamas de la ganga; asiste en la ley y en la recuperación. Produce una espuma de tipo quebradiza. deprime el cuarzo y los silicatos	Regulador de las lamas de la ganga. Con sulfato de cobre activa la arsenopirita.	Mejora la ley de algunos minerales sulfurados al dispersar las lamas de la ganga. Particularmente efectiva en minerales que contienen lamas de óxido de hierro.
Acción Característica sobre los Metales Preciosos	Deprime el oro. Poco efecto sobre sulfuros de plata	Asiste en la flotación de metales preciosos y sulfuros	En cantidades controladas ayuda en la selectividad y ley de concentrado	Asiste en algo en recuperar oro libre	Asiste en recuperar metales preciosos de minerales lamosos
Acción Característica sobre No-metálicos, no-sulfuros	Retarda la sulfurización con Na ₂ S. Retarda la recuperación de silicatos con promotores de tipo catiónico	Asiste en la flotación de ciertos minerales no-metálicos como todocrosita, scheelita, etc. parcialmente por acción ablandadora del agua	Asiste en la flotación de minerales no-metálicos recuperables con ácidos grasos, jabones y sulfonatos	Saponificador para ácidos grasos. Regulador de alcalinidad para la scheelita y algunos otros minerales no-metálicos. Valiosa en el estregado de minerales	Mejora la ley y recuperación de minerales oxidados de plomo. Asiste en la recuperación de ciertos minerales no-metálicos en la flotación jabonosa. Ablanda el agua dura.

TABLA II - (ACIDOS, ORGANICOS, E INORGANICOS)

Reactivo	Acido sulfúrico	Acido fluorhídrico	Acido fosfórico	Acido cítrico	Acido láctico
Forma	Líquido	Líquido	Líquido	Líquido	Líquido
Dosificación Usual g/t	250 a 1,000	250 a 2,000	250 a 2,000	250 a 1,000	250 a 1,000
Método Usual de alimentación	Solución al 10%	Sin diluir	Solución al 10%	Solución al 10%	Solución al 10%
Regulador de Ph	x	x			
Acción característica sobre los sulfuros	Asiste en la recuperación de sulfuros de hierro, especialmente después de la depresión con cal o cianuro				Depresor de mica en la flotación de sulfuros de hierro
Acción Característica sobre los Metales Preciosos	Asiste en recuperar oro en pulpas diluidas. Menores beneficios en pulpas espesas				
Acción Característica sobre No-metálicos, no-sulfuros	Deprime el cuarzo en la flotación jabonosa. Ayuda en la recuperación de óxidos de hierro, y otros minerales que contiene hierro, con los promotores Aero 801R, 899R, 925 y 840	Deprime la mica. Asiste en la recuperación de feldespato con promotores de tipo catiónico. Ayuda en la recuperación de berilio, ilmenita, cronita	Asiste en la flotación de plomo oxidado con el promotor Aero 404	Deprime cuarzo, mica, fluorita, carbonatos y óxidos de hierro de la barita	Depresor de mica

B A L A N C E M E T A L U R G I C O M E N S U A L

72

PROD UCTO	PES O(tn)	L E Y E S			CON TEN ID METAL ICO			R E C U P E R A C I O N			RATIO
		Aq (onz/tn)	% Pb	% Z n	Plata (onz)	Plomo (tn)	Z inc(tn)	Aq (%)	Pb (%)	Z n(%)	
CAB EZ A	60,000.000	3.80	3.00	6.00	228,000.000	1,800.000	3,600.000	100.00	100.00	100.00	
CON CEN TRAD U K	6,976.744	21.80	18.00	38.00	152,093.019	1,255.814	2,651.163	66.71	69.77	73.64	8.6
REL AV E	53,023.256	1.43	1.03	1.79	75,906.981	544.186	948.837	33.29	30.23	26.36	

Figura 11 Potencial zeta de la pirita con diferentes dosificaciones de ferrocianuro ($K_4Fe(CN)_6$)

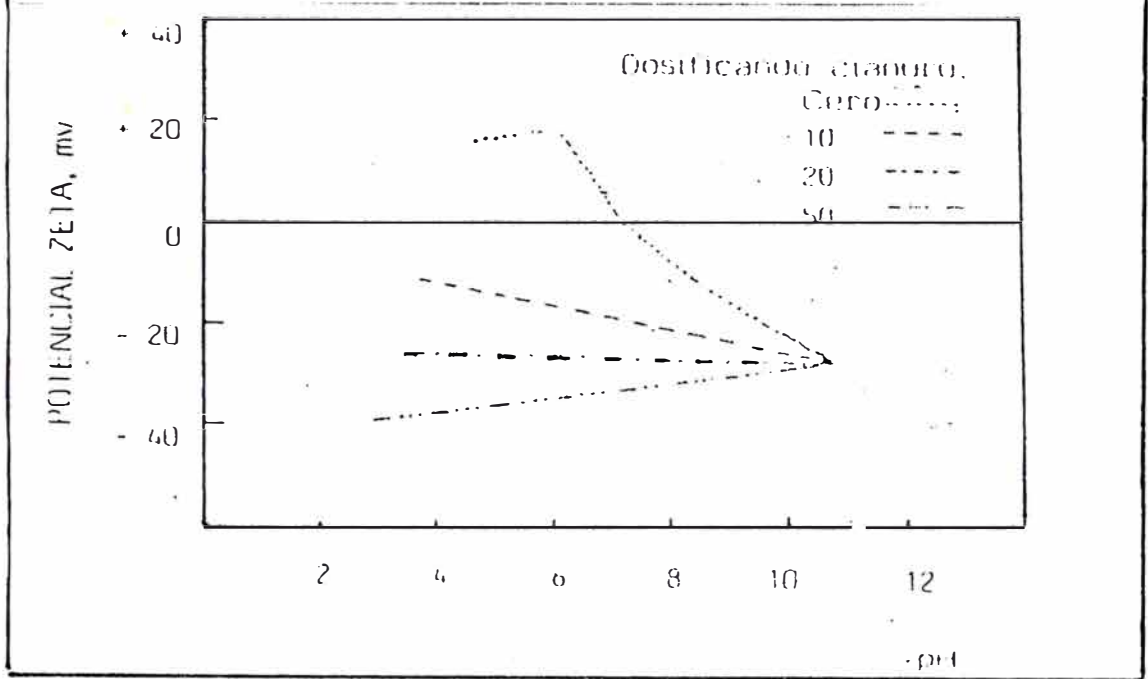
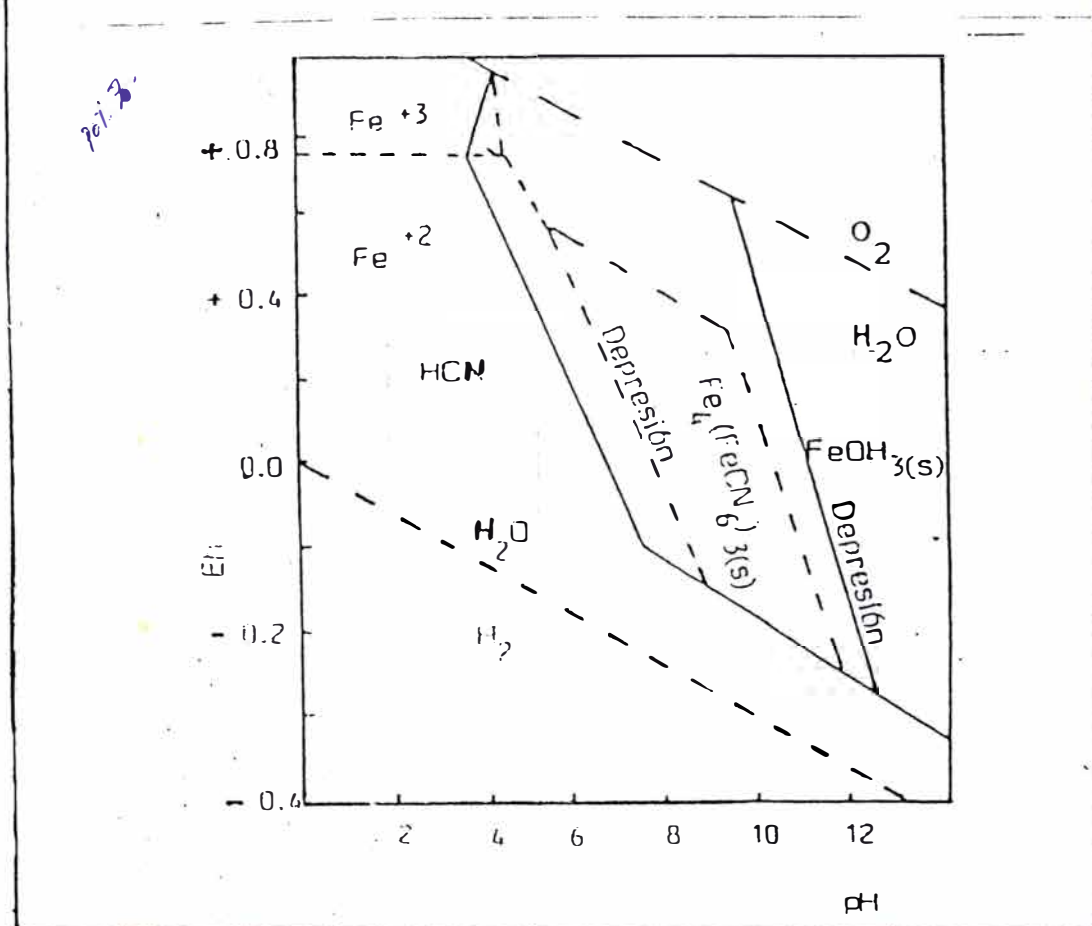


Figura 12 Rangos de estabilidad de compuestos de hierro y cianuro



L E Y E N D A

ITEM	CANT.	DESCRIPCION
1	1	TOLVA DE GRUESOS DE 300 T.M.S.
2	1	ALIMENTADOR APRON FEEDER 48" x 15'
3	1	CHANCADORA DE QUIJADA LORO PARISINI 28" x 32"
4	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 1 36" x 49'
5	1	TAMBOR LAVADOR MAGENSA 7' Ø x 14'
6-7	2	CLASIFICADOR HELICOIDAL 72" x 34'
8	1	MOLINO DE BOLAS COMESA 6' Ø x 6'
9	2	BOMBA WILFLEY 4 K
10	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 2 36" x 190'
11	1	ZARANDA VIBRATORIA SECO 5' x 10'
12	1	CHANCADORA CONICA STANDAR SYMONS 4 1/4'
13	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 3 24" x 160'
14	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 4 24" x 155'
15	1	TOLVA DE FINOS N° 2 2,000 T.M.S.
16	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 5 36" x 28'
17	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 6 24" x 64'
18	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 7 24" x 64'
19	1	MOLINO DE BARRAS EIMCO 5' Ø x 10'
26	2	FAJA TRANSPORTADORA N° 8 36" x 33'
27	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 9 36" x 31'
29	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 10 24" x 44'
30	1	FAJA TRANSPORTADORA N° 11 24" x 36'
31	1	MOLINO DE BARRAS COMESA 7' Ø x 12'
32	1	MOLINO DE BOLAS ALLIS-CHALMERS 7' Ø x 10'
33	1	ACONDICIONADOR 6' Ø x 7'
34	2	BOMBA ASH 8" x 8" VULCO
35	2	NIDO DE HIDROCICLONES KREBS D-10
36	1	NIDO DE 4 HIDROCICLONES KREBS D-15
37	1	MOLINO DE BOLAS COMESA N° 1 8' x 10'
38	2	BOMBA WARMAN 8" x 6"
39	1	NIDO DE 4 HIDROCICLONES D.15 I C
40	1	MOLINO DE BOLAS COMESA N° 2 8' x 10'
41	2	BOMBA ASH 8" x 8" VULCO
42	2	NIDO DE 3 HIDROCICLONES KREBS D-15
43	1	MOLINO DE BOLAS COMESA 8' Ø x 8'
44	2	BOMBA WARMAN 8" x 6"
45	1	ACONDICIONADOR DE PLOMO 10' Ø x 10'
46	3	DISTRIBUIDOR DE PULPA
47	2	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - ROUGHER Pb
48	2	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - SCAVENGER Pb
49	1	BOMBA WILFLEY 5 K
50	1	NIDO DE 2 CICLONES KREBS D8B
51	1	MOLINO DE BOLAS COMESA 5' Ø x 5'
52	1	BANCO DE 6 CELDAS DENVER SUB-A-CLEANER Pb
53	2	BOMBA WILFLEY 3K
54	2	ACONDICIONADOR DE ZINC 10' Ø x 10'
55	3	ACONDICIONADOR DE ZINC 6' Ø x 7'
57	2	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - ROUGHER Zn
58	2	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - SCAVENGER Zn
59	1	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - 2 SCAVENGER Zn
60	1	BANCO DE 8 CELDAS AGITAIR - 2 SCAVENGER Zn
61	2	BOMBA WILFLEY 5K
62	2	BOMBA ASH 6" x 6" VULCO
63	2	ACONDICIONADOR 10' Ø x 10" - Zn REMOLIENDA
64	2	BOMBA WARMAN 6" x 4" - BOMBA WILFLEY 5K
65	2	CELDA COLUMNA 5' x 5'
66	1	CELDA COLUMNA 3' Ø
67	1	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - 2 ROUGHER Zn REMOLIENDA
68	1	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - 1 SCAVENGER Zn REMOLIENDA
69	1	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 48" x 50" - 2 SCAVENGER Zn REMOLIENDA
70	1	BANCO DE 6 CELDAS AGITAIR 60" x 100" - 1 ROUGHER Zn REMOLIENDA
71	2	BOMBA WARMAN 6" x 4" - BOMBA DENVER 6" x 6"
72	1	BANCO DE 6 CELDAS DENVER SUB-A 1 CLEANER Zn
73	3	BOMBA DENVER 6" x 6" - 1 BOMBA DENVER 6" x 6" - 2 BOMBAS WILFLEY 5K
74	1	BANCO DE 6 CELDAS DENVER N° 24 RECLEANER Zn
75	2	BOMBA WILFLEY 5K
76	1	MUESTREADOR AUTOMATICO DE RELAVE
77	2	BOMBA ASH 8" x 8" VULCO
78	4	BOMBA ASH 6" x 6"
79	4	HIDROCICLONES D-15 B
91	1	TOLVIN DE ALMACENAMIENTO DE CAL
92	1	MOLINO DE BOLAS 3' Ø x 3'
93	1	CLASIFICADOR HELICOIDAL 20' Ø x 9.5'
94	6	ACONDICIONADOR 6' Ø x 7'
95	-2	BOMBA DENVER 5" x 4"
96	1	TANQUE DE LAMAS 40' Ø x 10'
97	1	ESPESADOR DE CONCENTRADO BULK 60' x 10' FIMA-DENVER
98	1	BOMBA VERTICAL FOWLER 3 1/2"
99	1	COCHAS DE RECUPERACION DE CONCENTRADO
100	3	BLOWER SUTORBILT SLV
101	1	BOMBA DE VACIO COMESA
102	1	FILTRO DE DISCOS 6' Ø x 100 MAGENSA
103	1	FILTRO DE DISCOS 6' Ø x 100 MAGENSA
104	2	BLOWER SUTORBILT SERIE 5000 - BLOWER AIRTEC
105	1	COMPRESORA JOY
106	1	COMPRESOR INGERSOLL - RAND XLE
107	1	BOMBA VERTICAL FOWLER 3 1/2" (SUMIDERO N° 1) PLTA LAVAD
108	1	BOMBA VERTICAL GALIGHE 2 1/2" (SUMIDERO N° 2)
109	1	BOMBA VERTICAL WARMAN 2 1/2" (SUMIDERO N° 3)
110	1	BOMBA VERTICAL FIMA 3 1/2" (SUMIDERO N° 4)
111	1	BOMBA VERTICAL FIMA 3 1/2" (SUMIDERO N° 5)
112	2	BOMBA VERTICAL WARMAN 3 1/2" (SUMIDERO N° 6)
113	1	BOMBA VERTICAL FIMA 3 1/2" (SUMIDERO N° 7)
114	1	BOMBA SRL DENVER 6" x 6"
115	1	BOMBA WILFLEY 5K

