

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,

MINERA Y METALURGICA



Análisis Técnico - Económico de Operación
de la Planta Concentradora de Minera
Pachapaqui

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO METALURGISTA

José Francisco Guadalupe Cataño

LIMA - PERU

1 9 9 4

À Talía y Francisca, agradecer por el esfuerzo y apoyo para alcanzar a culminar estas páginas.

RECONOCIMIENTO

El presente trabajo no se vería realizado sin el valioso aporte de amigos y colegas. Sin embargo quisiera resaltar el apoyo y orientación de parte de mis profesores Ingenieros Iván Quiroz Núñez y Ricardo Zacarías Díaz y de manera especial al Ing. Julio Magallanes Arguedas de la Compañía Minera Pachapaqui, al Ing. Christian Vereyen asesor del Laboratorio de Tratamiento de Minerales de la Universidad de Louvain (Bélgica) y a Lily Ponce Gago por el apoyo brindado.

Finalmente, mi agradecimiento a la Compañía Minera Pachapaqui S.A. por el apoyo brindado para el desarrollo de este trabajo para resolver los problemas de tratamiento de minerales.

INTRODUCCION

La planta Concentradora de la Compañía Minera Fachapaqui que tiene una capacidad de 750 TM de mineral por día y produce concentrado bulk plomo-cobre-plata y concentrado de zinc.

Las leyes de los minerales son muy variables manteniéndose en los rangos siguientes de (2.3-4.0)%Pb, (0.5-1.0)%Cu, (3.8-6.0)%Zn y (4.5-8.5)oz/tn Ag, produciéndose en la planta concentrados de leyes también variables debido a la complejidad y características del mineral de la mina por lo que no es posible obtener en los días de operación, concentrados de leyes y recuperaciones-óptimo-técnico-económicos que puedan contribuir a la empresa con una mayor ganancia en la comercialización de los concentrados.

Por estos inconvenientes en la planta concentradora se ha hecho modificaciones que permitan mejorar la operación como adición de celdas, modificación de circuitos en las secciones de molienda-clasificación-flotación en lo que mas se ha tratado de influenciar adicionalmente en el circuito de chancado se implementó un sistema de lavado para que los finos provenientes de la mina pasen directamente a flotación.

En el trabajo realizado se analizó los circuitos y celdas de flotación en planta que resultó para la compañía un problema en la selectividad y recuperación de los concentrados.

Para este fin se realizó estudios complementarios del mineral que llega de mina de las diferentes zonas llegándose a determinar que cada mineral proveniente de las vetas estudiadas presentan características mineralógicas diferentes los que nos lleva a un tratamiento diferente para cada mena de acuerdo a las especies valiosas que presenta y los minerales de ganga como (Alabandita, Piritita, Enstatita y otras especies)

Del mismo modo en la planta de procesamiento del mineral se efectuó estudios mineralógicos de los productos de los circuitos de molienda, clasificación y flotación esto se hizo en la microsonda electrónica para los productos de flotación especialmente en los circuitos de plomo y zinc respectivamente observándose las estructuras y composición mineralógica de cada especie en los análisis correspondientes lo cual nos permite determinar un diagnóstico global del mineral tratado en la planta concentradora de minera Fachapaqui.

INDICE

<u>CAPITULO I</u>	7
1 <u>ANTECEDENTES</u>	7
1.1 <u>Antecedentes</u>	9
1.2 <u>Objetivos</u>	9
1.2.1 Análisis actual de la operación metalúrgica	9
1.2.2 Análisis técnico-económico de la flotación bulk	9
1.2.3 Análisis técnico de la separación Pb-Cu	9
1.2.4 Valor económico de los minerales tratados	9
1.3 <u>Geología de la Región Minera Pachapaqui</u>	10
 <u>CAPITULO II</u>	 12
2 <u>TECNOLOGIA GENERAL</u>	12
2.1 <u>Análisis de las operaciones de flotación de sulfuros polimetálicos</u>	12
2.2 <u>Aspectos teóricos de la flotación de sulfuros de cobre, plomo y zinc</u>	12
2.2.1 Angulo de contacto	13
2.2.2 Carga superficial	15
2.2.3 La interfase sólido - líquido y el potencial zeta	15
2.2.4 Termodinámica de la adsorción del colector	18
2.3 <u>Análisis de las operaciones de flotación de sulfuros polimetálicos.</u>	21
2.3.1 Análisis de los circuitos de plomo-cobre (Flotación bulk)	21
2.3.2 Flotación de Sulfuros de Cobre, plomo y zinc	21
2.3.3 Flotación de Sulfuros de Cobre	22
2.3.4 Flotación de sulfuro de Plomo (Galena)	23
2.3.5 Depresión de Esfalerita y Pirita	24
2.3.6 Análisis de la operación de la flotación diferencial cobre-plomo	27

2.3.7	Análisis del Circuito de Zinc	31
2.3.8	Presencia de arsénico y antimonio en los concentrados de minerales sulfurados	33
2.3.9	Presencia de manganeso en los concentrados de minerales sulfurados.	35
2.4	<u>Análisis de operaciones industriales de flotación de polimetálicos en el Perú</u>	36
2.4.1	Planta Concentradora Paraghsa.	36
2.4.2	Planta concentradora Yauricocha	38
2.4.3	Planta Concentradora Milpo	39
2.4.4	Planta Concentradora Santa Bárbara (Minsur)	40
2.4.5	Planta Concentradora Acobamba	41
2.5	<u>Tendencias tecnológicas sobre la flotación de minerales polimetálicos en el mundo</u>	42
2.5.1	Planta Concentradora Bruns Wick (N° 12)	42
2.5.2	Planta Concentradora Buick	44
2.5.3	Planta Concentradora ECSTALL	46
2.5.4	Planta Concentradora Sullivan	48
2.5.5	Planta concentradora TINTIC MILL	50
2.5.6	Planta Concentradora Naica	51
2.5.7	Planta Concentradora Santa Barbara	52
2.5.8	Planta Concentradora Aouli	54
2.5.9	Planta Concentradora Laisvall	55
2.5.10	Planta Concentradora Meggen	56
2.5.11	Planta Concentradora Mogul	58
2.5.12	Planta Concentradora Nchanga	59
2.5.13	Planta Concentradora Roberto	61
2.5.14	Planta Concentradora Touissit	62
2.5.15	Planta Concentradora Zellidja	63
2.5.16	Planta Concentradora Mount Isa N°2.	64
2.5.17	Planta Concentradora Corporación de Zinc	65
2.5.18	Planta Concentradora New Broken Hill	66

<u>CAPITULO III</u>	68
<u>3 ANALISIS DE LA OPERACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE MINERA PACHAPAQUI</u>	68
3.1 <u>Estudio del mineral</u>	68
3.1.1 <u>Análisis Mineralógico</u>	68
3.1.2 <u>Análisis químicos</u>	74
3.2 <u>Análisis de los circuitos de Plomo-Cobre</u>	75
3.2.1 <u>Etapas de flotación bulk</u>	76
3.2.2 <u>Análisis de la operación de la flotación diferencial cobre-plomo</u>	102
3.3 <u>Análisis del circuito de Zinc</u>	108
3.3.1 <u>Variables de flotación circuito rougher de zinc</u>	110
 <u>CAPITULO IV</u>	 114
<u>4 TRABAJO EXPERIMENTAL</u>	114
4.1 <u>Trabajo Experimental en la separación plomo-cobre</u>	114
4.1.1 <u>Características de la muestra estudiada</u>	114
4.1.2 <u>Análisis Químico</u>	116
4.1.3 <u>Análisis Mineralógico</u>	117
4.2 <u>Pruebas de flotación</u>	120
4.2.1 <u>Variables de flotación</u>	122
4.2.2 <u>Dosificación de Reactivos</u>	122
4.2.3 <u>Balances metalúrgicos calculados:</u>	123
4.3 <u>Análisis de los resultados</u>	126
 <u>5 ANALISIS ECONOMICO</u>	 130
5.1 <u>Generalidades</u>	130
5.2 <u>Valorización del mineral de cabeza</u>	131
5.3 <u>Valorización en recuperación perefecta</u>	135
5.4 <u>Evaluación Económica</u>	137
 <u>6 REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS</u>	 139

RESUMEN

Con los problemas presentados en el tratamiento de minerales en la planta concentradora se optó por realizar un estudio en las secciones de molienda, clasificación y flotación de la mena polimetálica compleja siendo nuestra alternativa realizar un primer análisis del mineral que nos pueda conducir a mejorar los resultados con un control mas estricto de las operaciones para poder obtener concentrados de mayor calidad comercial con recuperaciones altas y que los relaves sean menor a 10% con respecto a las leyes de cabeza principal de los minerales valiosos (Pb-Cu-Zn-Ag)

Considerando los principios fundamentales de flotación y con los aportes obtenidos de plantas similares en el extranjero y experiencias de plantas concentradoras polimetálicas nacionales en flotación diferencial de partículas mineralizadas.

Las reacciones que asumen en la interfase sólido-líquido-gas debido a la acción de los reactivos y los mecanismos de las celdas de flotación que crean las condiciones de flotación de partículas con los cambios posibles los circuitos aplicando nuevas técnicas que contribuyen a mejorar el proceso de flotación.

En las etapas de molienda y flotación se trata de mejorar las eficiencias de estas etapas evitando la remolienda de partículas liberadas acorde con controles automáticos como la celda Flash SK-80 Skim Air para mejorar la separación en flotación selectiva que es nuestro problema de la planta en donde se realizó investigaciones con profesionales en la materia llevando los productos o observarse en la microsonda electrónica para determinar las características de la mena y como se presentan mineralógicamente para poder decidir el tratamiento acorde de acuerdo a su complejidad que nos permite tomar decisiones en los circuitos de flotación de la planta.

En la planta Concentradora en operación se procesa una mena polimetálica compleja que nos lleva a realizar estudios continuos de laboratorio que nos permite determinar los cambios mineralógicos de la mena para efectuar las modificaciones de los circuitos de flotación que nos llevó a implementar, la instalación de la celda FLASH SK-80 que mejoró notablemente nuestra operación mediante una flotación rápida de partículas liberadas evitando la remolienda, mejorando la calidad del concentrado bulk con una disminución de partículas finas (lamas) en los circuitos de separación plomo-cobre. Para el

circuito de zinc se implementó celdas Morococha de gran volumen permitiendo un mejor control y regulación de las pulpas de la cabeza de Zn, a su vez también en el circuito de separación Cobre-Plomo se instalarán cuatro celdas D-15 Sub A para ampliar la limpieza del concentrado de cobre mejorando la calidad del concentrado de cobre.

El problema donde se complica la flotación es específicamente en el circuito de separación Cu-Pb donde no se puede controlar el desplazamiento del plomo fino (lamas) al concentrado de cobre donde no hace efecto depresivo el Bicromato-Bisulfito lo que complica el problema cuando el mineral de cobre lo conforman los cobres grises (tenantita-tetraedrita) donde no es posible obtener concentrados de grado comercial, lo que no sucede con un mineral de cobre como la chalcopirita que si es dócil a la separación para el estudio realizando tanto en laboratorio como en operación en planta.

Respecto al análisis técnico-económico de acuerdo con el indicador de recuperación económica bajo los parámetros de la calidad de concentrados, recuperaciones metalúrgicas y los precios de los metales en donde son los que aportan notablemente en la comercialización de concentrados que nos llevan a obtener la mejor rentabilidad de los productos obtenidos acorde con el aporte del mineral de cabeza para cada concentrado, lo que ocurre con el concentrado de Pb se puede mejorar la selectividad y recuperación para que de acuerdo a la recuperación económica el aporte del mineral de cabeza sea mayor.

Lo que no ocurre con el concentrado de cobre que no es conveniente limpiar el concentrado aumentando la ley de Sb y As originando costos altos por las penalidades en la comercialización y con respecto al concentrado de Zn esta en el rango aceptable de acuerdo al aporte del mineral de cabeza con el valor de recuperación económica para el concentrado.

CAPITULO I

1 ANTECEDENTES

1.1 Antecedentes

El presente estudio sobre la planta concentradora se presenta debido a los múltiples problemas que se observaron en las operaciones de molienda, clasificación y flotación sobre el tratamiento del mineral enviado de la mina debido a las características mineralógicas que presenta dicha mena, por lo que originó gran interés de realizar estudios mineralógicos para determinar los parámetros y conseguir mayor selectividad, recuperación durante las etapas de concentración por flotación.

En la planta Concentradora de Fachapaqui para mejorar los problemas presentados en la flotación diferencial plomo-cobre y la de zinc se modificó los circuitos de molienda-clasificación y flotación adicionando celdas de flotación, en el circuito cerrado de remolienda se instaló una celda Flash SK-80 para evitar mayor porcentaje de lamas que se generan por la sobremolienda y crean problemas en la separación Pb-Cu o también en la flotación convencional por exceso de lamas originando un mayor consumo de reactivos debido a la mayor area libre superficial de las especies valiosas.

Por esta razón para optimizar el consumo de reactivos, disminuyendo los costos de operación con un mejoramiento en el tratamiento del mineral contribuyendo a la obtención de concentrados de mayor calidad.

En la separación plomo-cobre por el método Bicromato-Bisulfito da buenos resultados cuando la mena contiene minerales como chalcopirita para el cobre y en el caso del plomo la Galena como sulfuro, sin que la galena presente alteraciones en su superficie (como una ligera oxidación superficial) y a su vez que no haya mayor cantidad de óxidos de plomo como la cerusita ($PbCO_3$ % 0.30), Anglesita ($PbSO_4$) que no permiten la acción de los depresores del plomo flotando estos en el concentrado de cobre. Lo que nos hace factible la separación ocasionalmente de acuerdo a las características mineralógicas, tratando del mismo modo de evitar la mayor proporción de lamas de plomo en el mineral.

Observándose en la planta que la separación funciona para un mineral dócil y limpio de contaminantes cuando el mineral sufre alteraciones superficiales y aumenta el porcentaje de contaminantes de la mena la separación se muestra dificultosa no permitiendo la separación originando un % Pb mayor de 12%. Es por estas razones que

la separación Pb-Cu funciona opcionalmente de acuerdo a las características del mineral, que no permite recuperaciones mayores a 35% de cobre debido a que la mayor proporción de cobre se presenta en forma de tenantita-tetraedrita.

En la planta concentradora se tomaron muestras para realizar estudios mineralógicos que se llevaron para su estudio al Laboratorio de Tratamiento de Minerales de la Universidad de LOUVAIN (Bélgica) por el Ing. Christian Vereyen de la Cía. Michim Engineering en la que se llegó a determinar las características mineralógicas y determinar para granos de cada especie su composición mineralógica existente analizada

En el circuito de zinc se presenta el problema de la obtención de concentrados de bajo grado entre (40-46%) debido a la presencia del manganeso y fierro esto por la presencia de la marmatita con mayor % Fe y Chalcopirita que flota perfectamente en el circuito de zinc. Se observa en el concentrado granos mixtos de esfalerita y ganga como también granos de pirita y alabandita por lo que se tuvo que hacer una relimpieza de este concentrado en un circuito aparte usando como reactivo el cianuro de sodio y sulfato de cobre (complejo) llegando a obtenerse concentrados comerciales con un grado mayor de 50% Zn permitiendo desplazar el fierro a los circuitos de limpieza de zinc.

Adicionalmente se presenta un breve estudio geológico sobre la mineralización de las especies mineralógicas tratadas considerados como menas y los minerales de ganga con sus composiciones respectivas que presentan.

Para el mineral global producto de la molienda (overflow del hidrociclón) se efectuó el estudio de cinética de flotación determinando las velocidades de flotación, para el Plomo, Cobre, Plata, Zinc y Fierro.

Asimismo la selectividad de flotación para el plomo, Cobre, Plata y Fierro con respecto al desplazamiento del zinc. Observándose en los gráficos No 3.1 y 3.2.

1.2 Objetivos

1.2.1 Análisis actual de la operación metalúrgica

Analizar la actual operación metalúrgica de la planta Concentradora de Pachapaqui presentando un análisis secuencial de las operaciones de molienda, clasificación y flotación para cada uno realizando el estudio por etapas en el procesamiento de los minerales como son el balance de materiales, dosificación de reactivos, balances metalúrgicos respectivos con sus esquemas de flujos correspondientes.

1.2.2 Análisis técnico-económico de la flotación bulk

Análisis técnico-económico de la flotación bulk (Pb-Cu-Ag) en general para las celdas de flotación Flash SK-80 (OUTUKUMPO) y una celda unitaria convencional bajo los parámetros de operación comparativos.

1.2.3 Análisis técnico de la separación Pb-Cu

Análisis técnico de la separación Cu-Pb, estudiando hasta que punto es necesario la separación y como se puede obtener el valor económico óptimo conveniente de ambos minerales y otros minerales acompañantes.

1.2.4 Valor económico de los minerales tratados

Establecer el valor económico de los minerales tratados en la concentradora bajo diferentes alternativas de beneficio o flotación.

1.3 Geología de la Región Minera Pachapaqui

La mineralización se presenta como relleno de fisuras, en "SKARN" y en forma concordante con la estratificación y consiste de Esfalerita ferrífera, Galena, Cobres grises, Calcopirita, Acantita y como gangas se tiene Pirrotita, Pirita, Arsenopirita, Rodocrosita, Rodonita, Cuarzo, Siderita.

La región minera Pachapaqui está ubicada en el Distrito de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash ($10^{\circ}00'S$, $77^{\circ}06'W$) a 230 Km de una línea recta al norte de Lima y a 365 km por carretera. El acceso a la zona es tomando la carretera que conduce Fativilca-Huaraz, hasta Conococha pasando luego por Chiquián y Aquia.

Forma parte de las cabeceras del río Fativilca al norte y oeste de la Cordillera Huayhuash cuyas alturas varían entre 3,500 y 5,100 m.s.n.m.

Mineralogía

La mineralización en las vetas, cuerpos irregulares, bolsonados karsticos y mantos es generalmente polimetálica y está constituida por:

Minerales de Mena: Galena, Esfalerita, Calcopirita, Tetraedrita, Tenantita, Buornita, Bornita

Minerales de ganga: Pirita, Pirrotita, Calcita, Cuarzo, Fluorita, Marcasita, Epidota, Baritina, Wallastonita, Enstatita, Rodocrosita, Rodonita, Alabandita, Siderita, Goethita y Yeso.

En el laboratorio de tratamiento de minerales de la Université Catholique de Louvain (Bélgica) se efectuó las observaciones mineralógicas a la MICROSONDA ELECTRONICA lo cual indica una composición muy compleja del mineral crudo.

El cobre se presenta en mayor parte como sulfosales argentíferas del tipo Tenantita-Tetraedrita $(Cu,Ag)_{10}(Zn,Fe,Cu)_2(Sb,As)_4S_{13}$ y en proporción menor como Calcopirita $(CuFeS_2)$ y trazas de Covelita (CuS) y de Calcocita-Digenita (Cu_2S) .

El análisis a la microsonda de una decena de granos de Tenantita-Tetraedrita con una composición muy variable: 12-28% Sb, 2-19% As, menor de 0.5 a 19 % Ag con una composición media del mineral siguiente: 38.8% Cu, 4.4 % Ag, 6% Zn, 1.0 % Fe, 0.7% Mn, 15.4% Sb, 10.4% As y 25.7% S.

La Calcopirita se encuentra en el mineral crudo, molido a la vez en forma de granos de algunos micrones a una centena de micrones y en forma asociada a la Esfalerita.

El plomo se encuentra como Galena PbS y la Cerusita $PbCO_3$ (óxidos)

El zinc se encuentra como Esfalerita, con inclusiones muy finas de Calcopirita.

Mediante el análisis a la microsonda se tiene la siguiente composición: 61.5% Zn, 2.9% Mn, 1% Cu, 0.9% Fe y 32.9% S. La ley de Mn varía entre 0.3 - 7%, indicando una solución sólida continua de MnS dentro del ZnS .

El manganeso se encuentra como :a) Alabandita (MnS), b) Rodonita Calsica (42.7% MnO , 7.5% CaO , 1.2% MgO , < 0.2% ZnO y 48.3% SiO_2), c) Rodocrosita Calsica (49% MnO , 9% CaO , 1-2% MgO , 0.5% ZnO) d) Calcita manganífera (33% CaO , 18% MnO , 4% MgO).

La ganga contiene además de los minerales oxidados de Manganeso, Cuarzo, Calcita y varios aluminio-silicatos de Potasio, Calcio y Manganeso.

La Pirita es bastante abundante y se observa en mayor parte en forma de granos libres

CAPITULO II

2 TECNOLOGIA GENERAL

2.1 Análisis de las operaciones de flotación de sulfuros polimetálicos

2.2 Aspectos teóricos de la flotación de sulfuros de cobre, plomo y zinc

Los procesos de concentración por flotación de minerales metálicos no ferrosos comprenden en mayor proporción a yacimientos de sulfuros que contienen metales básicos como el Cobre, Plomo, Zinc y elementos secundarios como la Plata, Bismuto, Arsénico, Antimonio, Cobalto, Molibdeno, Oro, Selenio, Teluro y otros, del mismo modo se menciona a los elementos sin valor comercial aparente en el concentrado como el Fierro, Manganeso, Magnesio, Silicio, Azufre, Calcio.

El rol preponderante en la recuperación de especies valiosos que juega el proceso de concentración por flotación desde sus respectivas menas de los sulfuros polimetálicos. El número de variables que inciden sobre los resultados metalúrgicos obtenidos a través de la aplicación de este proceso a una mena en particular, es muy extenso, pudiendo no obstante resumirse en las siguientes variables como: densidad del mineral, forma y tamaño de partículas, densidad de pulpa, pH y temperatura de la pulpa, carga circulante, tiempo de flotación, geometría de la celda, RPM de agitación, grado y tipo de aireación, control automático de la celda, altura de espuma, tipo y dosificación de reactivos.

Básicamente podemos distinguir tres grupos importantes de variables dentro de un proceso de flotación:

Primer grupo: Propiedades dependientes de la mena o sea el material de alimentación al proceso de concentración por flotación donde predominan las características granulométricas, densidad y forma de las partículas del material a flotar, además del grado de oxidación de la mena, naturaleza de las especies valiosas (grado de diseminación, tamaño de liberación, pH natural, características químicas y mineralógicas de la mena a tratar). En general todas aquellas propiedades inherentes al mineral y aquellas características resultantes de las etapas previas de conminución aplicados al material en proceso.

Segundo Grupo: La concentración superficial del colector constituye probablemente la propiedad más relevante del proceso de concentración y

Tercer grupo:El tamaño y número de burbujas además del complejo comportamiento hidrodinámico que involucra el movimiento partícula sólido-burbuja-fluido, constituyen los mecanismos preponderantes. En la flotación se gestan múltiples interacciones en la cual se puede considerar como un proceso de carácter químico-cinético.

En el método de recuperación de minerales por flotación se conoce como flotación colectiva a la separación de minerales distintos, como los sulfurados de los no sulfurados; considerando tipos de sulfuros y óxidos que son deprimidos en el proceso de flotación y como flotación diferencial a la separación de tipos similares de mineral en concentrados con ciertas propiedades para pasar a una separación de sulfuros como cobre-plomo-zinc-fierro, cobre-molibdeno de sus menas respectivas.

La concentración es la operación que se efectúa sobre el mineral con el objeto de realizar una separación sólido-sólido para segregar los compuestos valiosos en un producto llamado concentrado, de los materiales estériles, denominados relaves.

El proceso de concentración por flotación es el de mayor aplicación en la metalurgia se efectúa utilizando la diferencia de las propiedades superficiales en una pulpa compuesta de mineral y agua en lo que se añaden reactivos químicos denominados colectores que forman superficies hidrocarbonadas sobre el mineral (superficies que repelen al agua) como los sulfuros, carbonatos y óxidos. Los minerales estériles o ganga no sufren este proceso.

Simultáneamente en la pulpa se introduce un gas (generalmente aire) los que forman burbujas, los que son estabilizados mediante reactivos denominados espumantes. El mineral a flotar con su superficie hidrocarbonada toma contacto con las burbujas estabilizadas, 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, permitiendo al conjunto (burbuja estabilizada - mineral valioso) flotar sobre la pulpa como se puede observar en la figura 2.1.

2.2.1 Angulo de contacto

La flotación de un sólido (mineral valioso) depende de la adsorción de colectores en su superficie creando superficies hidrocarbonadas, permitiendo la hidrofobicidad de las partículas valiosas como la mayoría de los minerales son humectables por la fase acuosa. El primer paso de la flotación es reemplazar la interfase mineral-gas que se logra

mediante reactivos químicos llamados colectores, modificadores y espumantes.

En algunos casos la estabilidad de la adhesión de las burbujas de aire a la superficie del mineral se mide mediante el ángulo de contacto que se forma entre la fase sólida, líquida y gaseosa. La condición termodinámica para que exista contacto entre las tres fases presentes está definida por la ecuación de Young. Como se puede ver en la figura 2.3.

$$\Delta G = \gamma_{LG} (\cos\theta - 1)$$

ΔG = Energía libre

γ_{LG} = tensión superficial líquido-gas

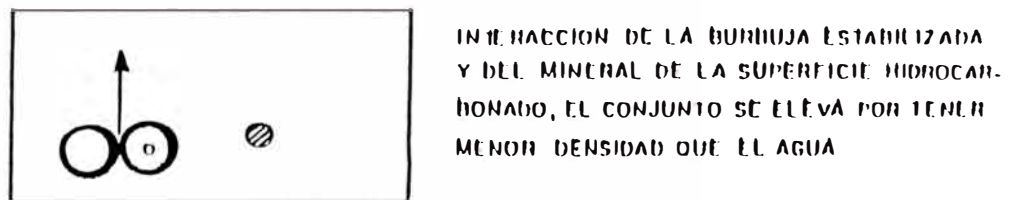
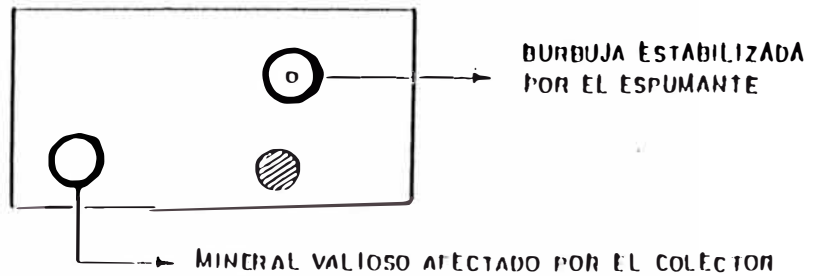
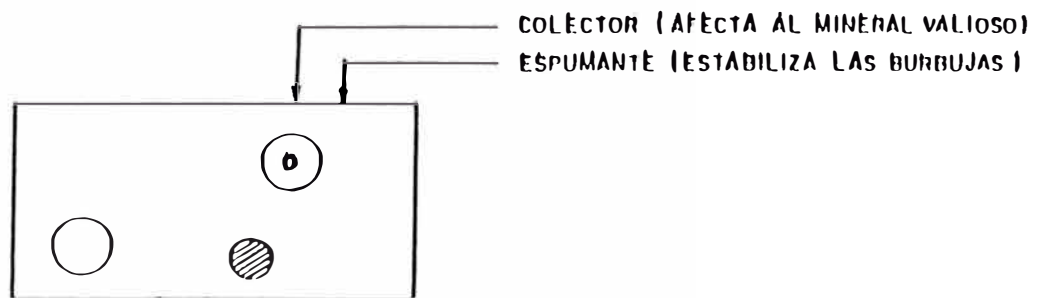
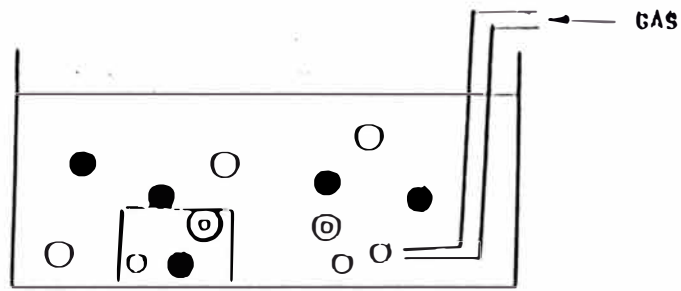
θ = ángulo de contacto

El cambio de energía libre entre las interfases presentes está dada por la ecuación de Dupre que al combinarse con la ecuación de Young se genera la expresión del cambio de energía libre. De donde se deduce que para cualquier valor, infinito del ángulo de contacto existirá una energía libre al adherirse una partícula mineral a una burbuja de gas. Pocos son los sólidos que presentan un ángulo de contacto mayores al del teflón (108°). Los minerales con ángulos de contacto mayores a 60°; son naturalmente hidrofóbicos o sea presentan una flotabilidad natural como por ejemplo: grafito, Molibdenita, azufre, talco. Tabla 2.1.1 (a)

Ángulos de contacto de algunos materiales

<u>Material</u>	<u>Ángulo de contacto</u>
Teflón	108°
Talco	88°
Grafito	86°
Azufre	85°
Molibdenita	75°
Galena	60°

Figura 2.1 Representación esquemática de la Flotación



- MINERAL ESTERIL
- MINERAL VALIOSO
- ⊙ BURBUJAS

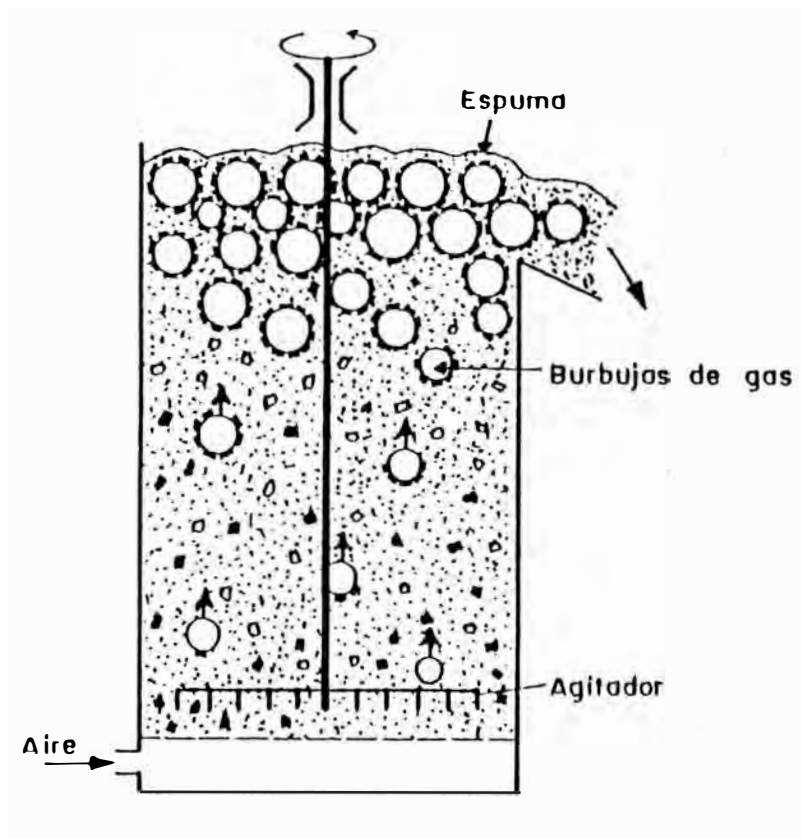


FIG. 2.2 Representación del proceso elemental en una celda de flotación.

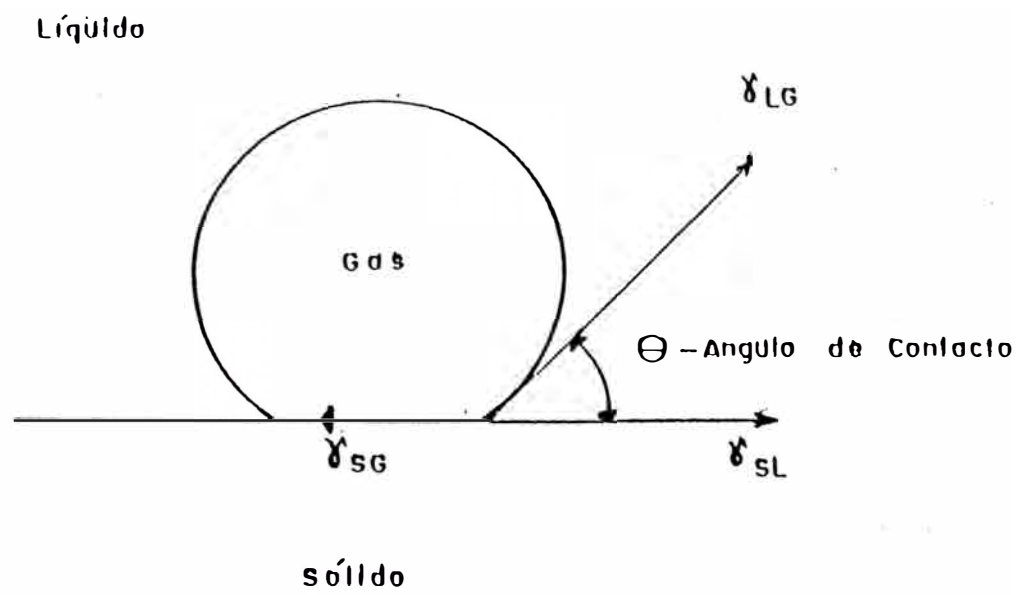


FIG. 2.3 Representación del contacto en equilibrio entre la burbuja y el sólido sumergido en un líquido

2.2.2 Carga superficial

La adsorción.— Es en realidad la interacción entre la superficie del mineral con el colector y está controlado por la naturaleza eléctrica de la superficie sólida generada por diferentes mecanismos, química adsorción, disolución preferencial de iones superficiales y sustitución cristalina.

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.

La adsorción es el exceso (o defecto) de una sustancia en una interfase con respecto a las fases que le dan origen.

2.2.3 La interfase sólido - líquido y el potencial zeta

La interacción del colector con el mineral ocurre en la interfase formada por el mineral 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 eléctricamente neutro.

La primera capa constituida por la superficie del sólido adquiere una 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 isomórfica de la red cristalina del sólido.

La segunda capa llamada capa difusa constituida por la fase acuosa, forma una carga (σ_d) que contrarresta la carga de la primera capa de modo que se cumpla:

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

$$\sigma_s = -\sigma_d$$

La doble capa eléctrica está formada por dos tipos de iones o cargas individuales:

- (a) **Iones:** Determinantes del potencial; aquellos que pueden transponer la interfase sólido-líquido. Generalmente constituyen la red cristalina del sólido y forman la primera capa eléctrica
- (b) **Contraiones:** Aquellos que no pueden atravesar la interfase sólido-líquido. Se encuentran en las cercanías del sólido atraídos por fuerzas electrostáticas o fuerzas de carácter químico.

En el primer caso se denominan iones indiferentes y en el segundo iones de adsorción específica.

Los contraiones, sean indiferentes o de adsorción específica forman la segunda capa eléctrica.

Los colectores de flotación son contraiones y para adsorberse sobre la superficie de mineral se mueven desde el seno de la solución de la fase acuosa de la pulpa de flotación hacia la superficie del sólido a través de una distribución de potenciales eléctricos, lo cual es necesario hacer un trabajo para llevar la carga (ion 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.

La distribución del potencial en la doble capa eléctrica es como sigue: (ψ_0) comprende el potencial de la superficie del sólido (ψ_d) es el potencial del ión (A) adsorbido específicamente sobre la superficie del mineral.

La ecuación de la curva se expresa por:

$$\psi = \psi_0 e^{-kt}$$

k: = constante de permitividad de distancia inversa

ψ_0 = potencial de superficie del sólido originada por la carga superficial (σ_s).

$$\sigma_s = -\sigma_d = \epsilon k \psi_0$$

ϵ = Constante de permitividad del medio

$\psi = \psi_0$ cuando $x=0$, lo que muestra la relación de proporcionalidad lineal directa entre la carga superficial y el potencial superficial.

Por lo tanto la concentración de los iones en solución influirán en el valor de ψ_0 , σ_s y σ_d

A una determinada concentración de iones, tanto como pueden ser iguales a cero (condición denominada punto de carga cero (pcc) y también ψ_0 será cero.

Lo anterior se cuantifica en la relación:

$$\psi_0 = \frac{RT}{nF} \ln \frac{C}{C_0}$$

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

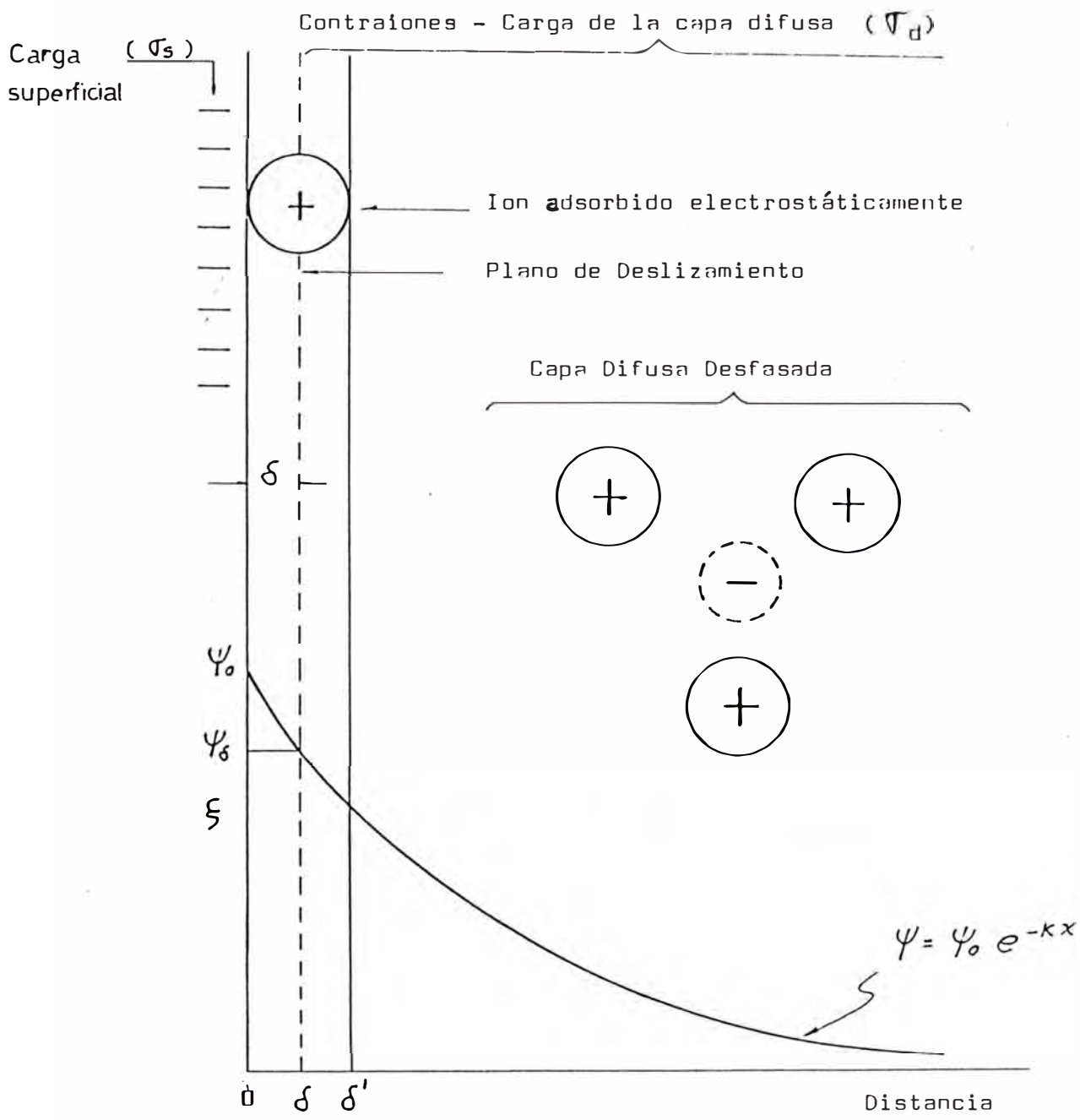
C₀: Concentración de los iones para la cual la carga superficial $\sigma_s = \sigma_d = 0$ y el potencial es cero.

Para una mayor comprensión la ecuación 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 origina una carga superficial cero, entonces $\psi_0 = 0$ mientras que para concentraciones diferentes a la del punto cero de carga se tendrá un $\psi_0 \neq 0$

Todo lo expresado anteriormente 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 adsorvido al sólido. El potencial de esta capa será (ψ_d) y el potencial del plano de deslizamiento el potencial zeta (ξ). Como se puede observar en la Figura No 2.4.



ψ_0 = Potencial de la superficie del mineral (Primera capa eléctrica)
 ψ_δ = Potencial de la capa difusa (Segunda capa eléctrica)
 ξ = Potencial Zeta (Potencial del plano de deslizamiento o plano de Stern)

Figura 2.4

- ψ_0 ≡ Potencial de la superficie del mineral (primera capa eléctrica)
- ψ_d ≡ Potencial de la capa difusa (segunda capa eléctrica)
- ξ ≡ Potencial zeta, potencial del plano de deslizamiento o plano de Stern.

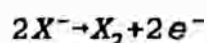
Potencial Zeta: Potencial zeta puede ser definido como la diferencia de potencial de el plano de deslizamiento entre la segunda capa eléctrica adherida a la superficie del mineral y la capa difusa defasada de la solución. El potencial zeta y el potencial del plano de deslizamiento tienen una magnitud menor al del potencial superficial.

Punto Isoeléctrico (PI): Es el punto en donde la carga superficial (σ_s) = 0 y el potencial zeta ($\xi = 0$) se debe aclarar que el (PI) y (FCC) coinciden o tienen valores muy cercanos. La importancia de conocer el valor de (ξ) y (PI) se puede usar para la selección del colector esto es $\text{si } \xi > 0$ para valores de pH menores al (PI) se usa colector aniónico y cuando $\xi < 0$ se usa colector catiónico.

Los potenciales (ψ_0) y (ψ_d) no pueden ser determinados o no se pueden medir, lo que si es determinado experimentalmente el potencial zeta (ξ) pudiendo mediante sus medidas determinar la adsorción de iones colectores que es la de mayor importancia.

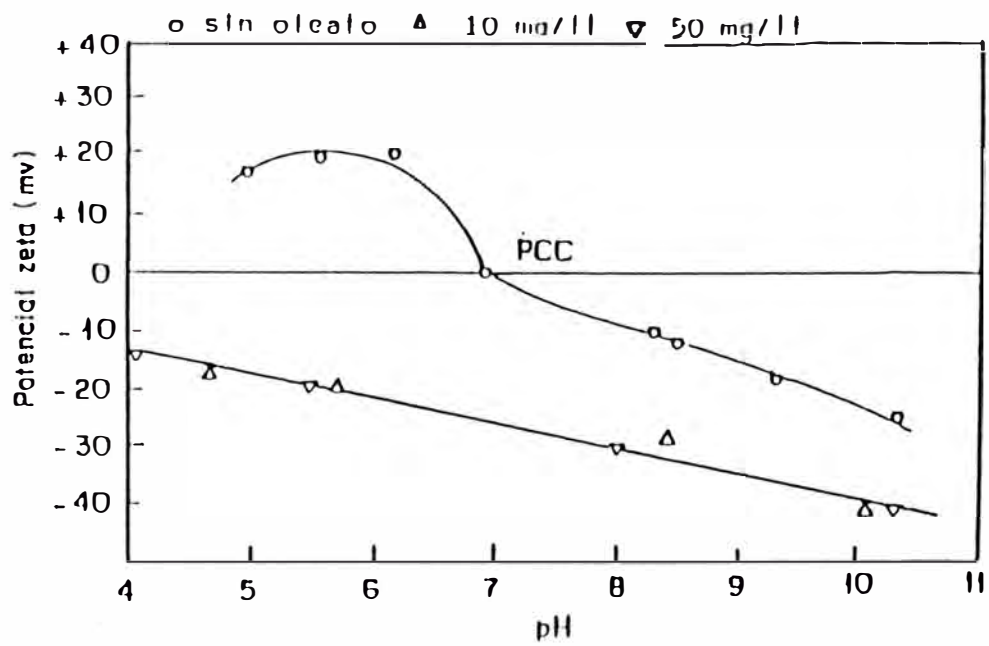
Un caso típico de adsorción específica es en la flotación de pirita con la adición de oleato, la capa superficial de la pirita se hace negativo para valores de pH mayores al FCC, pero para valores mayores de pH al FCC la carga es negativa, lo que indica que el colector a pesar de ser un anión, se adsorbe sobre la superficie de la pirita cargada negativamente. Observándose así en la figura 2.5.

El cambio del potencial zeta permite verificar la adsorción del colector, en la flotación de la pirita esta cataliza la reacción de oxidación del xantato que se oxida, el Dixantogeno que es el que determina la flotación de la pirita al generar la oxidación sobre la superficie de la pirita.



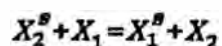
2.2.4 Termodinámica de la adsorción del colector

Figura 2.5 Curva de $-pH$ para la pirita en ausencia y presencia de oleato de potasio (Según Fuerstenau M. C. y colaboradores, 1.968)



La termodinámica, mediante funciones como la energía libre de Gibbs (ΔGX°) permite predecir si el sistema mineral-fase acuosa adquirirá mayor estabilidad por la adsorción del colector (solute) y el solvente (agua)

La adsorción del colector se puede representar de la siguiente forma simplificada:



X_1 y X_2 : fracciones molares del soluto (colector) y solvente (agua)

X_1^s y X_2^s : fracciones molares en el estado adsorbido.

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

$$K = \frac{X_1^s \cdot X_2}{X_1 \cdot X_2^s}$$

La constante de equilibrio se calcula por:

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

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

$$X_2^s + X_1^s = 1 - X_2^s = 1 - X_1^s$$

Luego:

$$\frac{X_1^s}{1 - X_1^s} = K \frac{X_1}{X_2} = \frac{X_1}{X_2} \exp\left(\frac{-\Delta G^\circ \text{adsorción}}{RT}\right)$$

Esta expresión permite apreciar que cuanto mayor sea la fracción molar del colector adsorbido X_1^s , más negativa será (ΔGX°), lo que a su vez lleva a conducir que la estabilidad del sistema será mayor.

La magnitud (ΔGX° adsorción) es el resultado de la suma de aportes de diferentes tipos así:

$$\Delta G^{\circ} (ad.) = \Delta G^{\circ}_{elect.} + \Delta G^{\circ}_{quím.} + \Delta G^{\circ}_{c-c} + \Delta G^{\circ}_{c-s} + \Delta G^{\circ}_H + \Delta G^{\circ}_{H_2O}$$

- $G^{\circ}_{electrica}$: Aporte de la atracción electrolítica.
- $G^{\circ}_{química}$: Aporte de los enlaces químicos formados durante la adsorción.
- G°_{c-c} : Aporte debido a la interacción de cadenas hidrofóbicas del colector.
- G°_{c-s} : Aporte de los enlaces tipo Van Der Waals entre los colectores hidrofóbicos y los sitios hidrofóbicos de la superficie del mineral.
- G°_H : Representa a los enlaces de Hidrógeno.
- $G^{\circ}_{H_2O}$: Aporte de la hidratación.

Luego de determinar la G° adsorción se determina la constante (K) de equilibrio del sistema, en un estado de mínima energía para estabilizar el sistema de la interfase sólido-líquido. Lo que finalmente se puede concluir.

- 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° adsorción).
- 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, originados por iones que pueden ser constituyentes de la estructura cristalina del sólido u otros atraídos por la superficie debido a la fuerza electrostática o 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.

En un sistema dinámico como el de la flotación, solo iones fuertemente adsorvidos a la superficie del sólido permanecerán junto a él. El potencial del plano de deslizamiento correspondiente se denomina potencial zeta el

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.

2.3 Análisis de las operaciones de flotación de sulfuros polimetálicos.

2.3.1 Análisis de los circuitos de plomo-cobre (Flotación bulk)

La flotación bulk cobre-plomo se efectúa con una depresión simultánea de zinc y pirita (sulfuro de hierro) a un pH neutro o levemente alcalino. Generalmente se utiliza xantatos como colectores y de acuerdo a las características del mineral o por la complejidad que presentan se usan los ditiofosfatos (Aerofloats) y como depresores se usa el cianuro de sodio, bisulfito de sodio y sulfato de zinc.

La flotación bulk de los minerales de cobre-plomo están acompañados por la flotación en ciertos casos de minerales de plata, oro, selenio, telurio, antimonio, arsénico, bismuto y otros cuando están presentes en las menas.

2.3.2 Flotación de Sulfuros de Cobre, plomo y zinc

En los yacimientos polimetálicos peruanos es muy común la presencia simultánea de sulfuros de cobre, plomo y zinc en concentraciones económicamente importantes.

Su tratamiento metalúrgico comprende la obtención de tres concentrados mediante un procedimiento que consta de las siguientes etapas:

- (a) Flotación de un bulk Pb-Cu deprimiendo la esfalerita y la pirita
- (b) Activación y flotación de los sulfuros de zinc Esfalerita, en sus variedades (Blenda y Marmatita) de las colas de flotación bulk Cu-Pb. En esta etapa se deprime nuevamente la pirita.
- (c) La separación Pb-Cu del bulk obtenido en la primera etapa.
- (d) La flotación para la obtención de un bulk Pb-Cu-Zn como producto único con determinados porcentajes de cada mineral en el concentrado de tal forma que cumpla con el

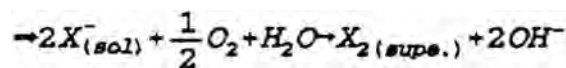
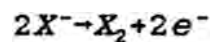
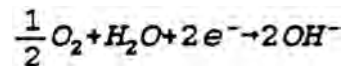
requerimiento del mercado o la flotación de tres etapas, primero lo del cobre, luego la del plomo y finalmente la del zinc.

2.3.3 Flotación de Sulfuros de Cobre

Entre los principales sulfuros de cobre tenemos Calcopirita y la Calcocita que son los más comunes en los yacimientos porfíricos. La covelita, bornita y enargita se presentan en menor proporción.

La flotación de sulfuros de cobre se atribuye a la acción del dixantógeno (X_2) y a la formación de Xantato ($2X^-$) de cobre en la superficie de la calcopirita demostrado por un análisis cualitativo de espectroscopía de infrarrojo.

La flotación de la calcopirita y de la covelita se atribuye a la acción del dixantógeno que, a su vez se forma por la oxidación del xantato (X^-) mediante el siguiente mecanismo:



Xantato

Dixantógeno

La adsorción de xantatos por la calcocita y la bornita ocurre por mecanismos diferentes, en los cuales el responsable de la flotación es el ión xantato (X^-) que forma xantato de cobre sobre el sulfuro.

Específicamente en el caso de la calcosita la flotación con xantato es factible solo hasta pH=10. Para valores superiores, el $Cu(OH)_2$ es más estable que el xantato de cobre. sin embargo utilizando ditiófosfeno es posible lograr su flotación en un rango amplio de pH ($3 < pH < 13$).

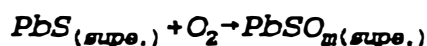
La oxidación del xantato a dixantógeno o del ditiófosfato a ditiófosfeno se explica por que algunos sulfuros generan un potencial de mezcla (MIXED POTENCIAL O REST POTENTIAL) que es

mayor que el que lo requieren tanto el xantato como el ditiofosfato para oxidarse.

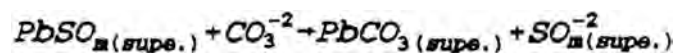
2.3.4 Flotación de sulfuro de Plomo (Galena)

La galena contiene un metal (plomo) que no puede cambiar fácilmente su estado de oxidación. La galena, principalmente sulfuro de plomo, tiene un mecanismo de activación diferente que presenta la siguiente secuencia:

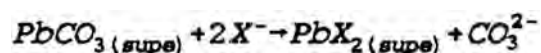
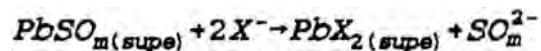
- (a) Oxidación superficial de la galena a sulfitos, tiosulfitos y sulfatos:



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



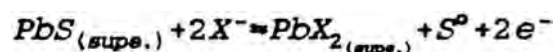
- (c) Reemplazo metatéctico del sulfato, sulfito o carbonato de plomo superficial por xantato debido a que en los rangos usuales de pH en que se realiza la flotación, los xantatos de plomo son más estables que los carbonatos, sulfatos o sulfitos de plomo.



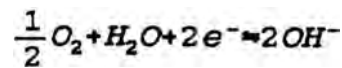
- (d) Adsorción de multicapas de xantato de plomo sobre la superficie.

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 (S⁰) luego de la activación de la galena por lo que la teoría no es

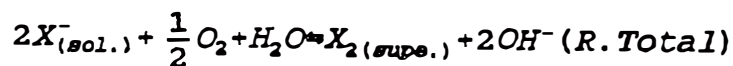
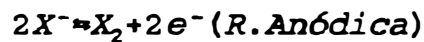
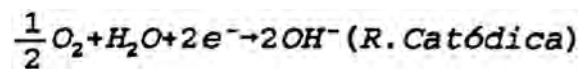


consistente.

2.3.5 Depresión de Esfalerita y Pirita

2.3.5.1 Depresión de la pirita

La pirita flota por acción del dixantogeno si el pH < 11, valor sobre el cual el dixantogeno no es estable. Esto se explica mediante las reacciones:



Al existir una elevada concentración de (OH⁻) (se usa cal (CaO) para controlar el pH), la reacción procede hacia la izquierda impidiendo que el dixantogeno (representado por X₂) activa la pirita.

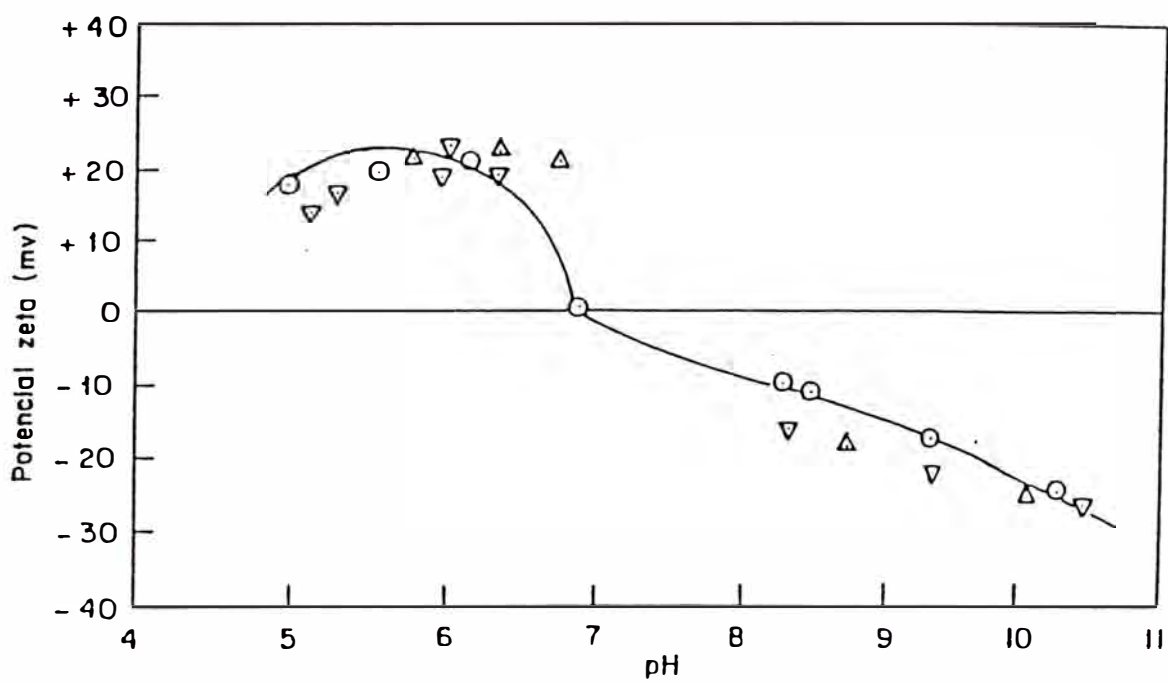
Lo que en la practica industrial se utiliza para deprimir la pirita, alcalinizando la pulpa de flotación con cal a pH > 11, aunque la depresión se produce desde pH = 8 aproximadamente. (Ver la figura 2.6).

El ion Ca²⁺ contribuye también a la depresión al adsorberse sobre la superficie negativa de la pirita por atracción electrostática. También se debe la depresión de la pirita a la presencia de Hidróxido férrico [Fe(OH)₃(s)] sobre la superficie de la pirita a pH > 11.

Durante la flotación bulk la esfalerita y la pirita permanecerán deprimidas. Tal como se ha explicado, la pirita flota por acción del dixantógeno el cual es estable a los rangos de pH en los cuales se realiza la flotación bulk (Pb-Cu).

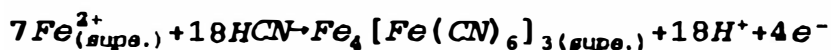
Para lograr la depresión se utiliza el cianuro de sodio (NaCN) y el Bisulfito de sodio (NaHSO₃). El cianuro de sodio

Figura 2.6 Curvas de potencial zeta -pH y recuperación para la pirita sin XEK (○) y con XEK (▽)



activa por el mecanismo de lixiviación de pirita y adsorción de ferrocianatos de hierro sobre la superficie.

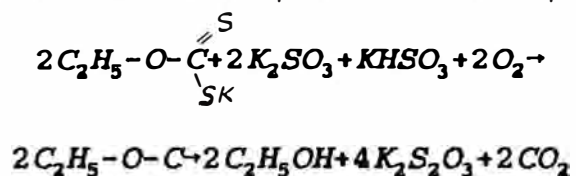
La siguiente reacción representará el mecanismo electroquímico global:



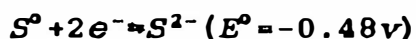
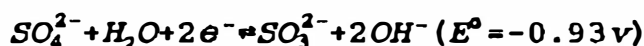
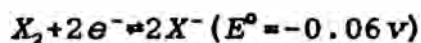
Luego que la pirita a adsorbido el cianuro (la carga superficial se hace negativa) y los campos de estabilidad de las especies cianuro y hierro, demostrando que en los campos de depresión se forman $Fe_4 [Fe(CN)_6]_3$ y $FeOH_3$.

En donde se muestra los rangos de estabilidad de los compuestos hierro y cianuro. (Diagrama de Pourbaix HCN \rightarrow Fe + H₂). En la figura 2.7.

El bisulfito (NaHSO₃) deprime también la pirita ya activada al descomponer los dixantogenos o xantatos a perxantatos y luego al alcohol correspondiente entre pH 6 y 8.



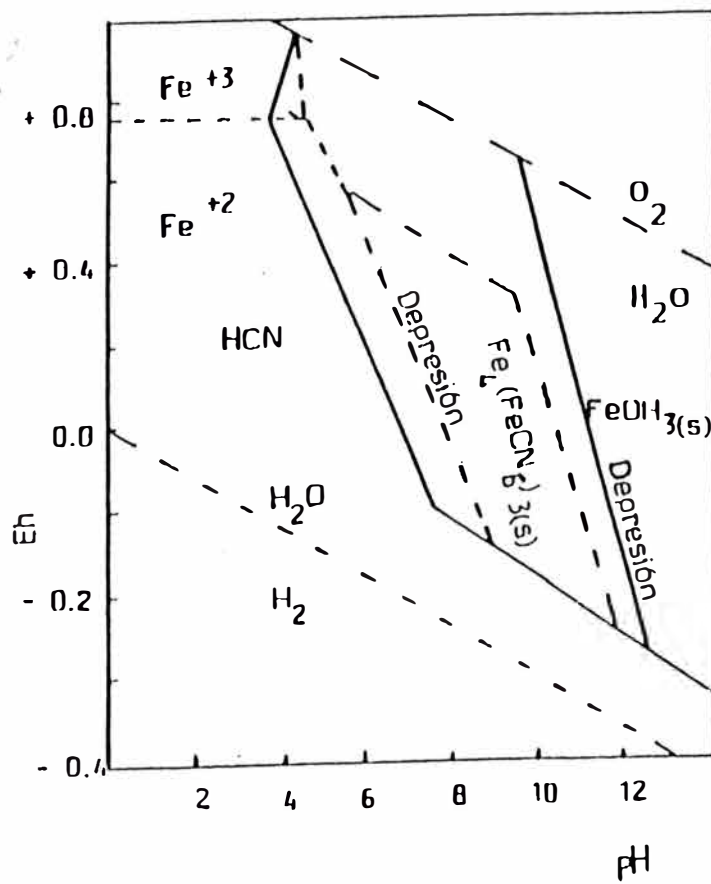
Los iones sulfito (SO₃^{m-}) y el ión (S²⁻) sulfuro deben ser mas reductores que la media reacción dixantogeno-xantato.



2.3.5.2 Depresión de la Esfalerita

La esfalerita variedades (Blenda-Marmatita) no debería flotar en el bulk ya que requieren de una activación previa. Sin embargo es común encontrar en las operaciones de los concentradoras, contenidos de zinc en los concentrados bulk, que presentan pérdidas considerables pues, en el

Figura 2.7 Rangos de estabilidad de compuestos de fierro y cianuro



tratamiento extractivo posterior, 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.

La esfalerita como flota indebidamente en el bulk es un problema en particular de cada mineral polimetálico aunque los principales causas serían:

- (a) La asociación mineralógica cobre-zinc o plomo-zinc.
- (b) Arrastre de sulfuros de zinc durante la flotación bulk por factores mecánicos, arrastre en agua intersticial de las espumas en otro aspecto similar.
- (c) Activación de la esfalerita debido a la presencia de especies solubles de Cu, Ag, Sb, Cd, etc en el mineral.

Los dos primeros factores pueden ser atenuados mejorando las condiciones de molienda (liberación en mayor grado) dosificación de reactivos y eficiencia de remoción de espumas.

El tercer factor (activación de zinc) es de difícil control, aunque puede ser parcialmente controlado por dosificación de reactivos desactivadores y depresores tales como el sulfato de zinc, cianuros, bisulfitos o sulfuro de sodio. De todos estos el cianuro es el más efectivo ya que lixiviana primeramente el xantato adsorbido sobre la capa activada de la esfalerita y luego al sulfuro de cobre (CuS), covelita constituyente de esta capa. El bisulfito de sodio no puede adsorber el xantato de la esfalerita.

Las mezclas de NaCN y ZnSO₄ llamados en la industria minera complejo (mezclados en diferentes proporciones) también deprime en forma efectiva la esfalerita (blenda-marmatita) aunque con un menor poder de lixiviación de minerales de oro y plata. Habiéndose establecido el siguiente orden de fuerza de depresión.



2.3.6 Análisis de la operación de la flotación diferencial cobre-plomo

El concentrado obtenido de la flotación plomo-cobre el cual se denomina bulk cobre-plomo contiene generalmente impurezas de zinc (Blenda-Marmatita) y pirita el cual es separado en dos concentrados uno de cobre y otro de plomo teniendo en consideración los siguientes aspectos:

(a) Relación de contenido de plomo a contenido de cobre Pb/Cu si esta relación es mayor que (1) deberá considerarse inicialmente la flotación de cobre. Si la relación es cercana a la unidad, podrá flotarse plomo o cobre, dependiendo de otros factores que serán analizados posteriormente.

Si el contenido de cobre es mayor que el plomo, la discusión de que elemento a flotar no es clara y se deberá considerar otros aspectos.

(b) La relación del bulk a los reactivos de separación. En este aspecto se deberá analizar la mineralogía y las reacciones de las especies mineralógicas que deberán ser flotadas o deprimidos frente a los reactivos utilizados. Así no podrá usar SO_2 para deprimir plomo, si el mineral contiene cantidades significativas de bornita, que es deprimida por este reactivo, o si se usa cianuro o mezcla de cianuro-óxido de zinc para deprimir al cobre, se podrá considerar posible disolución de oro y plata.

(c) Desplazamiento de las impurezas al concentrado o colas. El peso de las impurezas deberá ser sumado a de los sulfuros a deprimir o flotar según el desplazamiento.

Cuando los concentrados bulk tienen una mínima proporción del cobre respecto al plomo se flota el cobre deprimiendo el plomo, mediante el uso de dicromato y bisulfito. En este caso no es factible la flotación de plomo.

Si la relación $Pb/Cu > 1$ en el bulk se sigue la alternativa de flotar el plomo por la necesidad de desplazar las impurezas contenidas, preferentemente al concentrado de cobre. En este

caso para la flotación se deberá considerar la relación especie a flotar/especies deprimidas del siguiente modo:

$$\left[\frac{\%Pb + \%Zn + \%Fe}{\%Cu} \right]$$

2.3.6.1 Reactivos usados en la flotación del plomo deprimiendo el cobre

El cianuro de sodio en mezcla con el sulfato u oxido de zinc es el reactivo de mayor uso. Su empleo esta condicionado por algunos factores tales como la presencia de calcosita a la cual no lo deprime y sobre todo al hecho que produce una disolución excesiva de minerales preciosos.

Tampoco es recomendable usarlo si las especies a flotar se encuentran como galena oxidada.

La mezcla es ideal si la relación de (%Pb / %Cu + impurezas) es aproximadamente 1, mientras que en caso que la cantidad de plomo fuera excesiva respecto al cobre los requerimientos de cianuro serían tan altos que probablemente se debería considerar otra alternativa. El elevado precio de cianuro, sus problemas de toxicidad y las pérdidas de oro y plata que origina han impulsado estudios intensivos para optimizar su uso.

Recientemente se ha logrado una mayor comprensión del sistema al determinarse que existe una relación definida entre las principales especies que intervienen en la depresión de minerales de cobre. Esta relación tiene la siguiente forma:

$$\log \frac{[Cu(CN)_2]}{[CN^-]^2} = A - B \log [X^-] + CpH$$

con A, B y C mayores que cero. Esta relación permite deducir algunos aspectos que eran conocidos intuitivamente, como al hecho de que ha mayor cantidad del complejo cuprocianuro en la fase acuosa de la pulpa implica la necesidad de un mayor consumo de cianuro a condiciones constantes de concentración de xantato (X^-) y pH. Esta formula, que según los que la plantearon tiene la fundamentación teórica y práctica permite visualizar las posibilidades de optimación del sistema y la

reducción del consumo de cianuro. Así mediante esta relación, se aprecia que la concentración necesaria de cianuro libre puede ser menor a pH mayores y a concentraciones menores de $\text{Cu}(\text{CN})_2$ y (X^-) en la pulpa.

Para reducir la concentración de xantato en la pulpa a niveles indispensables para la flotación de galena, se puede usar el carbón activado para adsorber el (X^-) excedente usando simultáneamente, sulfuro de sodio o cianuro para la desorción adicional de (X^-) de la superficie de sulfuros de Cu.

La reducción de la concentración de $\text{Cu}[\text{CN}]_2$ en la pulpa se logra pasivando las superficies de los sulfuros de cobre para evitar la lixiviación mediante el óxido o sulfato de zinc que forman complejos de cianuro y zinc sobre la superficie de la calcopirita y otros sulfuros de cobre.

La regulación del pH es también factor importante, pudiendo lograrse mayores resultados a valores de 10.5 en que el plomo aun flota bien y el cianuro ejerce su mayor poder depresor sobre los minerales de cobre.

Otro reactivo usado en la depresión del cobre durante la flotación del plomo es el permanganato que actúa adecuadamente sobre la calcopirita. Su uso tiene la ventaja de que no disuelve valores de oro y plata aunque requiere condiciones de flotación bastante estrictas, ya que retarda la flotación de la galena si las dosificaciones usadas (se debe añadir en etapas), además de un control estricto de pH.

2.3.6.2 Reactivos usados en la flotación del cobre deprimiendo el plomo.

Los más usados en la separación plomo-cobre:

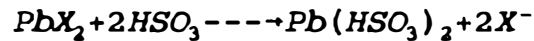
- a. Dioxido de azufre - dicromato
- b. Dicromato
- c. Bisulfito

El dioxido de azufre. SO_2 desorbe bien los colectores de la superficie de la galena, pero debe ser usado simultáneamente con el dicromato y el almidón para lograr una adecuada depresión. El SO_2 forma con el agua, ácido sulfuroso (si no existen oxidantes tales como O_2 y CO_2) que deprime a la

esfalerita, galena y pirita aunque también pueden deprimir a los sulfuros de cobre, si su modulación no es adecuada.

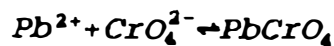
En presencia de agua que contenga tierras alcalina o alcalinoterreas el SO_2 formará bisulfitos que también deprimen a la galena. Sin embargo su uso requiere algunas operaciones tales como, el manejo de torres de adsorción y temperaturas de hasta 100°C , lo que hace dificultoso su empleo.

El Bisulfito y Bicromato son usados en forma simultánea o individual. Los iones bisulfito (HSO_3^-) deprimen la galena cuando se encuentra oxidada por un mecanismo de intercambio iónico:



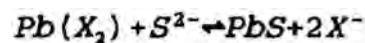
Que fue probada al determinarse la presencia de bisulfito de plomo sobre la galena. Se comprobó igualmente que el bisulfito no deprime la galena sin oxidar.

El Bicromato deprime la galena oxidada por la formación de una capa hidrofílica de dicromato de plomo sobre la galena. También puede deprimir galena sin oxidar a pH neutro, habiéndose detectado la formación de óxido crómico sobre la superficie. Se aplica industrialmente en plantas.



También la galena se deprime con iones hidroxil (OH^-) arriba de $\text{pH} = 11$ debido a la formación y estabilidad de especies hidroxiladas de Plumbita [$\text{Pb}(\text{OH})_3^-$] sobre la superficie de la galena las cuales evitan la formación de xantato de plomo o sea no permite la adsorción del colector.

La depresión de galena con sulfuro (Na_2S), es mediante la formación de sulfuro de plomo el cual es un compuesto insoluble, que no permite la formación de xantato de plomo, necesitándose un tiempo para desplazar el xantato de la superficie de la galena.



2.3.7 Análisis del Circuito de Zinc

Con el producto que resulta de las colas de la flotación bulk cobre-plomo, que esta constituido por minerales de zinc (Blenda, Marmatita), Pirita, mas insolubles, se pasa hacer el tratamiento para la activación y flotación de los sulfuros de zinc y a la depresión de la pirita, nuevamente con un control estricto del pH > 11, en la practica la depresión comienza a partir de pH = 8, no se permite la flotación de pirita a pH=11, valor sobre el cual el dixantógeno no es estable, el control del pH se hace usando como modificador Cal (CaO) por ser un reactivo muy económico en nuestro medio.

La depresión de la pirita se trato en la flotación Cobre-Flomo.

2.3.7.1 Flotación de Esfalerita (Blenda-Marmatita)

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

El mecanismo de activacion está definido por la reacción metatéctica:

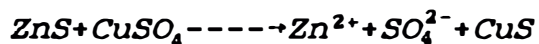


donde M^{2+} es cualquier catión (no necesariamente la valencia 2) cuyo sulfuro es menos soluble que el sulfuro de zinc, como Pb^{+2} , Cu^{+2} , Hg^{+2} , Hg^{+1} , Ag^{+2} , Cd^{+2} , Sb^{+3} , As^{+3} , As^{+5} , Mn^{+2} , Fe^{+2} , Fe^{+3} etc excepto el Sn^{+4} , no activa a la esfalerita probablemente a su tendencia a formar hidroxidos y el Ti^{+4} que a pesar de ser mas soluble se activa por algún mecanismo no explicado.

Como la flotación está considerada como un fenómeno de superficies, está basada también en el efecto de la concentración de iones en solución, que pueden permitir una perfecta adsorción del colector en la superficie del mineral o de lo contrario inhibir totalmente esta adsorción sea de carácter físico o químico.

Para la flotación de esfalerita se usa generalmente el sulfato de cobre como activante el cual forma una superficie

de covelita sobre estos sulfuros cuyo mecanismo es como sigue.

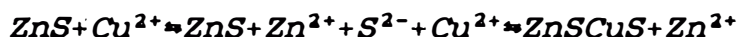


Este mecanismo ocurre en dos etapas:

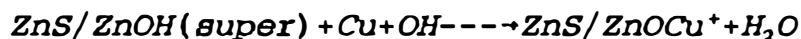
Primera etapa es rápida:



La segunda etapa:

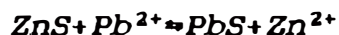


Simultáneamente a la activación y flotación de la esfalerita se deprime la pirita, mediante elevación del pH a valores superiores de pH=10 por lo que el mecanismo de activación será el siguiente:



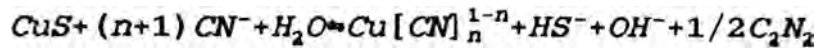
Luego de activada la esfalerita, su comportamiento es el de un sulfuro de cobre.

La activación con el plomo es de acuerdo a la siguiente reacción:



La activación de la esfalerita puede evitarse cuando la concentración de zinc en solución es 100 veces mayor que la concentración de Pb^{2+} . Debido a que la esfalerita resiste la oxidación para Zn^{2+} pasa a solución por lo que hay que adicionar $ZnSO_4$.

Para desactivar la esfalerita con Cu^{+2} en sistemas que contienen minerales cuprosos (sales solubles con iones Cu^{+2}) se usa NaCN, esta desactivación se debe a que el cobre en solución reacciona con el cianuro libre de acuerdo a la reacción:



En la práctica en plantas concentradoras se determinan diferencias apreciables entre la flotación de blenda y marmatita, siendo la blenda un mineral de zinc más dócil, obteniéndose una mayor recuperación y de, mayor grado en los concentrados con un menor consumo de reactivos como xantatos, sulfatos de cobre y cal, para la marmatita se necesita un mayor consumo de reactivos cal y sulfato de cobre mayor control en la dosificación con concentrados de menor grado y con mayor proporción de fierro por ser sus componentes ZnFeS necesitándose en cada etapa de flotación un control más riguroso y una mayor dosificación de los reactivos depresores como el cianuro de sodio, sulfato de zinc en el circuito de plomo y de la cal en el circuito de zinc.

2.3.8 Presencia de arsénico y antimonio en los concentrados de minerales sulfurados

Los contenidos de arsénico y antimonio en los concentrados de Cobre, Plomo, Zinc pueden deberse a la presencia de una gran variedad de minerales. En el caso de concentrados de Plomo, la contaminación por Arsénico, Antimonio ocurre por cualquiera de las siguientes causas:

2.3.8.1 Presencia de Geocronita [$\text{Pb}_3(\text{SbAs})_2\text{S}_3$]

Jamesonita $\text{PbFeSb}_6\text{S}_{14}$, Owhyeeita $\text{Pb}_3\text{Ag}_2\text{Sb}_6\text{S}_{15}$, Kuornita CuPbSbS_3 , o otros minerales similares.

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

2.3.8.2 Presencia de arsenopirita (FeAsS)

Esta es una causa bastante común de contaminación por As, de los concentrados de Plomo y zinc. Si el intercambio mineralógico galena-arsenopirita no es fino, el desplazamiento de As puede ser controlado flotando el plomo a pH 10.5 - 11.0 y con dosis de

cianuro adecuado, condiciones en las cuales no flota la arsenopirita. Esta práctica debe realizarse en las etapas de flotación de limpieza y no en la rougher para evitar pérdidas excesivas del plomo por efecto del pH alto.

2.3.8.3 Presencia de la Estibina (Sb_2S_3)

En el mineral podría ser activada por cationes de Pb o incluso Cu^{+2} contenidos en las sales solubles. Si este fuera el caso podría ensayarse la flotación de Pb a pH 10.5 logrado por NaOH que tiene propiedades depresoras sobre la estibina por la alta solubilidad de este sulfuro en medio alcalino. El Na_2S es también un buen depresor de estibina aunque su uso en este caso no sería factible por deprimir también instantáneamente el Pb.

2.3.8.4 Presencia de cobres grises

La presencia de tetraedrita-tenantita en los concentrados de plomo origina contenidos importantes de arsénico y antimonio en los mismos. Durante la flotación de plomo si los contenidos de cobre no son económicamente importantes la tetraedrita-tenantita podrán ser deprimidos por cianuro, evitando en lo posible las pérdidas de plata en los relaves ya que los cobres grises presentan altos contenidos de este metal.

Las leyes en el mineral de cabeza para ambos elementos son de $Sb\% = 0.1$ y $As\% = 0.1$ presente en los minerales de cobre como sulfosales argentíferas tipo tenantita-tetraedrita $(Cu,Ag)_{10}(Zn,Fe,Cu)_2(Sb,As)_4S_{13}$ en una análisis de microsonda electrónica los granos de este mineral presentan de (12 a 28) % Sb y de (2 a 19) % AS siendo su composición media de 15.4 % Sb y 10.4 % As.

2.3.8.5 Presencia de Enargita (Cu_3AsS_4)

Tetraedrita-tenantita ($3\text{CuS}-\text{Sb}_2\text{S}_3$) ó ($3\text{CuS}-\text{As}_2\text{S}_3$) y minerales que producen concentrados de cobre con contenidos apreciables de As-Sb y Ag. la eliminación de As-Sb de estos concentrados solo podrá realizarse por métodos hidrometalúrgicos ó pirometalúrgicos.

2.3.8.6 Presencia de arsenopirita

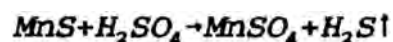
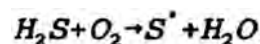
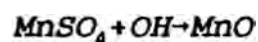
Puede ser eliminada a pHs altos (11.5) y dosis adecuada de cianuro.

2.3.9 Presencia de manganeso en los concentrados de minerales sulfurados.

La presencia de manganeso es de varias formas: El sulfuro de manganeso la Alabandita MnS que es muy perjudicial en los concentrados, con una ley en los minerales de Pachapaqui de (0.3-7%) indicando una solución sólida continua de MnS dentro de la esfalerita (ZnS). La rodocrosita cálcica (49% MnO , 9% CaO , 1.2% MgO y 0.5% OZn), la calcita manganífera (33% CaO , 18% MnO , 4% MgO) y la rodonita cálcica (42.7% MnO , 7.5% CaO , 1.2 % MgO y < 0.2 % OZn).

La cabeza del mineral es 4.2% Mn variando en ocasiones hasta 7% ocasionando un problema en los concentrados de plomo (15-20 % MnS), ensuciando la alabandita los concentrados, y la posible solución para este problema es la lixiviación del manganeso con ácido sulfúrico igual que en Uchuchacua:

Reacciones parciales:



2.4 Análisis de operaciones industriales de flotación de polimetálicos en el Perú

En el Perú los minerales se presentan en la mayoría de sus yacimientos son polimetálicos específicamente como las especies mineralógicas cobre, plomo y zinc considerados con valor comercial.

Teniendo en cuenta la variación y complejidad mineralógica de cada especie tanto en la gravedad específica como sus características particulares de cada mineral para regular la molienda diferencial de minerales polimetálicos hasta que los constituyentes individuales sean liberadas de sus menas para pasar el proceso de concentración por flotación.

En el Perú las plantas concentradoras operan produciendo un mínimo de dos concentrados como son: Pachapaqui, Paragsha, Yauricocha, Milpo, Santa Barbara (Minsur), Acobamba, etc.

En el Perú la mayoría de las plantas concentradoras no cuentan con sistemas automáticos para el control de operación tanto para la molienda-clasificación y la flotación siendo una gran desventaja frente a otras plantas de otros países.

Referencia de plantas concentradoras en operación:

2.4.1 **Planta Concentradora Paragsha.**

Está localizada en Cerro de Pasco, es operada por Centromin Perú, tiene una capacidad de 5,000 TMD con un mineral de Pb-Zn.

Mineralización: es una asociación heterogénea de pirita, esfalerita y galena en roca calcárea. Los tamaños de grano de la galena es cerca de 100 micrones, de la esfalerita de 40 - 1320 micrones, el mineral de tajo abierto es similar pero contiene cobre como mineral secundario y rodeados de pirita y esfalerita. Estando allí cantidades de sales solubles en el mineral como resultado de oxidación y lixiviación del cuerpo mineralizado.

Metalurgia: El procedimiento para recuperar galena es mediante circuitos de molienda y flotación, seguida por una molienda fina de 90% -200 mallas para liberar minerales de zinc.

Flotación de Plomo: La flotación es realizada en dos circuitos en paralelo con igual flujo de pulpa pero

diferentes equipos, el rougher es seguido por el scavenger, las colas del rougher después de remolerse el concentrado scavenger a el circuito rougher. La limpieza del concentrado rougher se hace en cinco etapas, la adición de reactivos es compleja y económicamente importante.

Flotación de zinc: Las colas del circuito de plomo, esta fracción en dos etapas el rougher y scavenger en serie con productos proporcionalmente distribuidos en grados de ensayos y cuatro etapas consecutivas de limpieza. Las colas de la primera limpieza y el concentrado scavenger secundarios son enviados al rougher zinc primario. El pH es aproximadamente 11.4 en el rougher y scavenger y 11.2 - 12 en la limpieza.

Balance Metalúrgico

Producto	ENSAYES		RECUPERACION	
	%Pb	%Zn	%Pb	%Zn
Cab. Principal	3.39	8.23	100.00	100.00
Conc. Pb	51.98	6.45	66.67	3.41
Conc. Zn	1.90	50.74	7.61	83.63
Relave	1.02	1.30	25.72	12.96

Consumo de reactivos

<u>Reactivo</u>	<u>Finalidad</u>	<u>lb/TM</u>
ZnSO ₄	Depresor del Zn	0.51
CaCN	Depresor del Zn	0.32
NaSO ₃	Depresor del Zn, Fe	0.27
CaI	Control pH, depresor Pirita	8.66
Isopropil Xant.Sodio	Colector de Pb	0.60
A-242	Colector de Pb	0.005
Acido Cresilico	Espumante	0.11
CuSO ₄	Activador de Zn	3.19

Datos de la flotacion de Plomo

Producto	pH	%S	%Peso	%Pb	T.Flota(min)
Alimentac. fresca			43.00	100.00	3.10
Alimentac.rougher	9.0	35.00	113.00	4.45	11.00
Conc. Rougher			35.00	15.56	24.50
Conc.Scavenger		30.00	2.56	15.30	5.00
Colas Scavenger			31.00	94.89	0.90
Conc.1ra Limpieza	9.6	37.00	8.70	36.00	19.00
Conc.2da Limpieza		13.50	3.60	23.50	40.00

Distribución de costos de operacion

Planta conc.	%Cost.Unitario	Tipo de gastos	% Cost.Unitario
Chancado	5.20	Supervision	3.30
Molienda	23.40	Costos labores	7.80
Flotacion	43.10	Reac.flotacion	33.00
Espesado/Filtr.	3.90	Molienda bolas	10.80
Deposito colas	0.30	Molienda barras	2.60
Otros servicios	24.10	Otros materiales	24.10
	Fuerza elec.serv.13.00		
	Oper.Indirectas 5.40		

2.4.2 Planta concentradora Yauricocha

Se encuentra localizada a 110 km al sur de La Oroya, es operado por Centromin Perú y tiene una capacidad de 1300 TPD.

Mineralogía: El cobre se presenta como enargita, chalcopirita, bornita, chalcocita, covelita y tetraedrita, el plomo como galena y el zinc como esfalerita y una cantidad mínima de esfalerita como marmatita. La ganga es cuarzo, calcita y arcillas.

La mineralización es compleja.

Metalurgia: La flotación diferencial produce la separación plomo, cobre y zinc produciendo concentrados que después son procesados en la fundición de La Oroya.

Flotación: La flotación bulk Pb-Cu en los circuitos requiere de un alto consumo de reactivos. La flotación de zinc es convencional. En la separación del concentrado bulk Pb-Cu se usa el complejo NaCN + ZnSO₄ adicionado en etapas para deprimir minerales de cobre.

Balance Metalúrgico

Productos	E N S A Y E S						% DISTRIBUCION		
	<u>%Peso</u>	<u>%Cu</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>%Fe</u>	<u>Ag(oz/tc)</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>
Cabeza Princ.	100.00	1.39	2.18	4.67	22.40	4.61	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu	8.06	12.48	6.33	9.59			72.26	23.39	16.53
Conc. Pb	2.56	3.65	48.95	6.68			6.71	52.47	3.66
Conc. Zn	6.38	1.89	1.95	50.73			8.61	5.67	68.82
Relave	83.04	0.26	0.34	0.59			15.33	12.82	10.42

Datos de los circuitos de molienda

	<u>Mol.Primar.</u>	<u>Mol.Secund.</u>	<u>Mol.Terc.</u>
Alim. fresca Tm/h	37.70	54.20	54.20
RPM molinos	21.00	20.00	20.00
Radio reducción	19.05	2.38	1.57
Cons.Fot.Kwh/TM	2.85	3.33	3.21
Cons.Cal lb/TM	0.07	0.05	0.02
Cons.Total acero lb/TM	1.975		

Consumo de reactivos

<u>Reactivo</u>	<u>Finalidad</u>	<u>Sección</u>	<u>lb/TM</u>
ZnSO4	Depresor Zn	Flot.Cu-Pb	2.51
CaCN	Depresor Zn	Flot.Cu-Pb	0.43
NaSO3	Depresor Zn,Fe	Flot.Cu-Pb	1.93
Cal	Control pH	Flot.Cu-Pb y Zn	7.63
CuSO4	Activador Zn	Flot. Zn	1.05
A-242	Colector Cu-Pb	Flot.Cu-Pb	0.110
Is.Xantato Na	Colector	Flot.Cu-Pb y Zn	0.17
Ac.Cresilico	Espumante	Flot.Cu-Pb	0.02
D-200	Espumante	Flot.Cu-Pb	0.13
Complejo Zinc Cianuro:			
Aerocianuro	Depresores	Separación	9.1
Oxido de Zn	del cobre	Pb-Cu	1.6
pH-Pulpa	Flot.Pb-Cu	Rougher	7.5-8
	Flot.Zn	Rougher-limp.	10.5-10.8
		Scavenger	
		Sep. Cu-Pb	10 - 11.5

2.4.3 Planta Concentradora Milpo

Se encuentra ubicada a 15 km de Cerro de Pasco y tiene una capacidad de tratamiento de 2,200 TMSD de mineral polimetálico produciendo concentrados de plomo con contenidos de plata y concentrado de zinc.

Mineralogía: La mineralización esta constituida por sulfuros, destacando la galena y esfalerita

como minerales portadores de la plata se encuentra la galena y tenantita. La ganga esta constituida por carbonatos, y en menor proporción silicatos como cuarzo y feldespato.

Se realizaron estudios mineragráficos donde se aprecia el numero de partículas libres.

Los minerales de baja ley con 3.3 Ag onz/tc, 2.2% Pb y 3.5 % Zn, los minerales de alta ley son de 4.7 Ag onz/tc, 3.2 % Pb y 5% Zn.

Obteniéndose para un tiempo de molienda de 10 min. para minerales de alta ley una mayor recuperación para 67% -m200. En los circuitos de flotación se utilizan como colectores de A-242 y A-25.

2.4.4 Planta Concentradora Santa Bárbara (Minsur)

Se encuentra ubicada en la Hacienda Focomoro Distrito de Santa Lucia provincia de Lampa, Departamento de Puno en la Cuenca Hidrográfica del Lago Titicaca. A una altitud de 4100 m.s.n.m. La capacidad de la planta es de 250 TMD.

Mineralogía: Los constituyentes de la mina son: Chalcosita, Chalcopirita, Bornita, Covelita, Tetraedrita-Tenantita, Galena, Blenda, Argentita, Pirita y la ganga constituida por calcita, cuarzo, rodocrosita, caolin, rocas andesita etc. propias de un yacimiento argentífero.

El plomo se presenta como galena unido a la tenantita-tetraedrita portadores de los valores comerciales de plata.

Metalurgia: En la sección chancado se reduce el mineral de un tamaño de +/- 5" a 1.5", este mineral es alimentado al molino de barras, las arenas del clasificador pasa a los hidrociclones D-10 que trabaja en circuito cerrado con dos molinos de bolas 4' x 4' produciéndose en el overflow del hidrociclón un 47.42% de (m 200).

Flotación: Se flota un producto bulk comprendido por plomo-cobre-plata el zinc por ser muy bajo en el mineral de cabeza se descarta en el relave. Con una dosificación de reactivos en el acondicionador

y celdas de flotacion se obtiene el concentrado bulk para la separacion plomo-cobre.

Balance Metalúrgico

Producto	TMS	E N S A Y E S				RECUPERACION		
		%Peso	Ag(oz/tc)	%Cu	%Pb	%Ag	%Cu	%Pb
Cabez.Princ.	250.00	100.00	13.80	1.48	1.73	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	20.07	8.03	108.80	4.20	17.60	63.29	22.70	81.52
Conc. Cu	3.73	1.49	32.40	19.80	3.45	3.50	20.00	3.00
Relave	226.20	90.48	1.20	0.12	0.10	7.85	7.29	5.31

Los concentrados obtenidos son comercializados embarcándose por via ferrea hacia el puerto de Matarani.

2.4.5 Planta Concentradora Acobamba

La planta concentradora esta ubicada en el distrito de Acobamba, provincia de Huarochiri, Departamento de Lima a una altura de 4200 m.s.n.m., se encuentra a 75 km al Nor-Este de Lima en la Cuenca superior del Valle de Santa Eulalia.

Mineralogía: Los minerales existentes son la galena argentífera, esfalerita, pirita, chalcopirita, cuarzo y en menor proporcion la pirargirita, proustita, plata nativa, oro nativo, tetraedrita, polibasita, rodonita, rodocrosita, barita, monacita, rejalgar.

Metalurgia: La capacidad de la planta es de 50 TMPD, el mineral alimentado a la chancadora de mandibula es de 5" y reduce a 1 1/4" este producto es alimentado al molino de barras 3' x 5' que trabaja con un clasificador helicoidal 24"x10' y un molino hardinger 3' x 24" secundario de bolas

El indice de trabajo es de 28.64 Kw-h/TM, con una molienda de 64.02 % - m200.

Flotación: Los productos de flotación obtenido es un concentrado plomo-plata y un concentrado de zinc. En los acondicionadores de plomo-zinc de 4' x 4' con 30% de sólidos un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos.

Los tiempos de flotación son de 6 minutos, las celdas son Denver N° 15 en ambos circuitos para el plomo 8 celdas y para el zinc 6 celdas.

2.5 Tendencias tecnológicas sobre la flotación de minerales polimetálicos en el mundo

Con la finalidad de tener una referencia sobre las tendencias tecnológicas de la flotación de minerales polimetálicos en el mundo se debe considerar que la mayoría de las plantas concentradoras son automatizadas totalmente o en parte pero un mejor control de las operaciones de molienda-clasificación y flotación con controles automáticos de densidad de pulpa, pH, dosificación de reactivos y ensayos de leyes al instante que ayudan a optimizar la operación de las plantas.

Tendencia a incrementar las capacidades de las plantas concentradoras, como se sabe que representan proyectos de gran inversión pero es factible realizarlo porque permitirán tratar minerales polimetálicos de baja ley o marginales.

Por esta razón nos lleva a preconcentrar minerales de baja ley antes de su tratamiento en la planta concentradora como lo esta implementando actualmente la Planta Concentradora Fachapaqui, implementando el Zink and Float, aumentando la capacidad de tratamiento como lo hacen las plantas concentradoras de Sullivan (Canadá), Nehanga (Zambia) etc.

Con estas ventajas y mejores condiciones de operación en un control con alta tecnología disponible en el mercado se logra resultados aceptables y muy prometedores para cada empresa como se pueden ver en las operaciones de las plantas concentradoras que se mencionan a continuación:

2.5.1 Planta Concentradora Bruns Wick (N° 12)

Esta ubicada en Bathurst en Canadá, construida en 1964 con una capacidad de 500 TPD, siendo dirigida por Noranda Mines.

Mineralogía: el 80% es sulfuro, siendo también cuarzo, calcita y silicatos. La pirita es el mayor constituyente, con la esfalerita, galena, chalcopirita respectivamente

El grafito está también diseminado en la pirita. La superficie de la galena está alterada a anglesita.

El mineral se oxida rápidamente después del minado, especialmente cuando esta húmedo o mojado.

Flotación el grafito interfiere en la recuperación y la rápida oxidación de la galena y esfalerita causando una reacción irregular. Ambos temperatura y pH son controlados cuidadosamente, el grado de productos intermedios son controlados evitando la gran cantidad de carga circulante para lograr una buena recuperación.

Flotación plomo-cobre después de la flotación rougher plomo-cobre a un pH de 9.8 con soda Nash, una mezcla de xantatos isopropil y amil de potasio (Z-11) + (Z-6) y reactivo R-242 de la Cyanamid el concentrado de plomo-cobre es acondicionado con un depresor (guar-dextrine) y luego acondicionado con dióxido de sulfuro (SO₂) a pH 4.5. El concentrado de cobre es flotado y limpiado en tres tiempos usando reactivo Dow Z-200.

Las colas de la separación de cobre son alimentados al rougher del circuito plomo-cobre es flotado con la mezcla de xantato a pH (5.8 - 6.0) el concentrado de plomo deprimiendo la pirita y esfalerita. El concentrado de plomo es limpiado en tres etapas.

Consumo de reactivos en libras por tonelada

<u>Circuito</u>	<u>Soda Ash</u>	<u>R242</u>	<u>Xantato</u>	<u>SO2</u>	<u>Almidon</u>	<u>Z-200</u>	<u>Cal</u>	<u>CuSO4</u>	<u>Espumante</u>
Cu-Pb	6.60	0.12	0.25						0.02
Sep.Cu-Pb				0.65	0.20	0.01			
Conc. Pb			0.16						
Zn			0.38				5.00	1.63	0.008
Conc.Zn			0.05	0.75					

Balance Metalúrgico

<u>Productos</u>	<u>%Peso</u>	<u>E</u> <u>%Pb</u>	<u>N</u> <u>%Zn</u>	<u>S</u> <u>%Cu</u>	<u>A</u> <u>%Cu</u>	<u>Y</u> <u>%Cu</u>	<u>E</u> <u>Aq(oz/tc)</u>	<u>S</u> <u>Aq(oz/tc)</u>
Cabeza Princ.	100.00	3.21	7.93	0.33			2.26	
Conc. Cu	0.74	4.69	4.65	22.64			50.39	
Conc. Pb	4.80	42.20	9.62	0.33			15.48	
Conc. Zn	10.52	1.12	57.76	0.18			1.75	
Relave	83.94	1.22	1.61	0.15			1.14	
% Recuperación		63.10	76.60	50.9				

Balance Metalúrgico Separación Cu-Pb

<u>Productos</u>	<u>%Peso</u>	<u>E</u> <u>%Pb</u>	<u>N</u> <u>%Zn</u>	<u>S</u> <u>%Cu</u>	<u>A</u> <u>%Cu</u>	<u>Y</u> <u>%Cu</u>	<u>E</u> <u>Aq(oz/tc)</u>	<u>S</u> <u>Aq(oz/tc)</u>
Conc. Cu-Pb	100.00	28.59	11.71	2.39			14.46	
Conc. Cu	9.32	4.69	4.65	22.64			50.39	
Relave Cu	90.38	31.04	12.44	0.31			10.71	
Conc. Pb	60.48	42.20	9.62	0.33			15.48	
Relave	30.20	8.90	17.85	0.21			1.31	

Balance Metalúrgico Concentrado Zn

<u>Productos</u>	<u>%Peso</u>	<u>E</u> <u>%Pb</u>	<u>N</u> <u>%Zn</u>	<u>S</u> <u>%Cu</u>	<u>A</u> <u>%Cu</u>	<u>Y</u> <u>%Cu</u>	<u>E</u> <u>Aq(oz/tc)</u>	<u>S</u> <u>Aq(oz/tc)</u>
Cabeza Zn	100.00	1.63	50.50	0.25			2.15	
Conc. Zn	82.30	1.12	57.80	0.18			1.79	
Conc. Pirita	17.70	4.00	16.80	0.58			6.04	

2.5.2 Planta Concentradora Buick

Se encuentra en Boss. Mo, fue construida en 1968, la capacidad de diseño es de 5,000 TPD con 5% Pb y 1% Zn con 600 TPD diseñada para minerales de baja ley.

Tipo de mineral, tiene galena, esfalerita, calcopirita, pirita, calcita, dolomita y cuarzo en dolomita y piedra caliza. La galena se presenta en granos medianamente gruesos con algunas superficies oxidadas, la esfalerita está en cristales de grano fino conteniendo cadmio cerca de 0.7% y plata cerca de 10 oz/tn. La chalcopirita se presenta usualmente en finos cristales, los

ensayos en la cabeza principal son : 5.05 %Pb, 2.26% Zn y 0.08% Cu.

Flotación: los circuitos de plomo y zinc ambos tienen igual forma de tratamiento en tres bancos en paralelo con celdas Denver No 20 y la limpieza por dos bancos de celdas Denver No 24 Sub-A. Combinaciones de 1, 2 y 3 celdas son usados para el concentrado final (limpieza) dependiendo del grado, con el residuo cercano en la cabeza del banco de limpieza y las colas de limpieza cercanas a la alimentación del banco rougher. Dos o tres etapas de limpieza es posible. La molienda y chancado es, computarizado controlado automáticamente, la adición de agua se controla automáticamente, la densidad, la edición de reactivos de flotación y la densidad del filtrado y el pH de la planta es controlada automáticamente.

Consumo de reactivos de flotación

Reactivo	Mol.bolas	Acond.Pb	Punto de edición (lb/Tn)		Total
			Liop Pb	Acond.Zn Liop. Zn	
Z-11	0.05	0.03			0.08
ZnSo4	0.11	0.11	0.05		0.27
MIC		0.05			0.05
A-71		0.04			0.04
NaCN	0.01		0.01		0.02
CuSO4				0.09	0.09
Cal				0.75 0.35	1.10
Z-200				0.08	0.08
pH				9.30 10.50	

Balance Metalúrgico

<u>Productos</u>	ENSAYES			% DISTRIBUCION			
	<u>Peso</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>%Cu</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>%Cu</u>
Cabeza Princ	347,500	5.05	2.26	0.08	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	21,790	76.33	3.03	0.75	94.67	8.38	57.30
Conc. Zn	11,750	1.76	55.45	0.61	1.18	82.65	25.10
Relave	313,960	0.20	0.22	0.01	4.15	8.97	17.60

2.5.3 Planta Concentradora ECSTALL

Se encuentra ubicada a 15 millas al este de Canadá, fue construida en 1966, su capacidad es de 10,000 TPD, 6,600 TPD de minerales de Cu-Zn y 3,500 TPD de minerales de Pb-Zn.

Tipo de mineral: El mineral está compuesto de sulfuros masivos incluyendo chalcopirita, esfalerita, galena y pirita. El mineral es altamente variable, pero mayormente de tres tipos: una chalcopirita-riolita mineral diseminado requiriendo una molienda fina para una mayor recuperación. Un mineral de cobre conteniendo esfalerita y chalcopirita intimamente asociados desde lo cual ello se hace dificultoso igual para los concentrados de cobre y zinc con una molienda fina y los minerales de zinc conteniendo esfalerita y galena en una matriz de pirita requiriendo una molienda hasta un menos 80% -325 mallas para uniformizar regularmente la recuperación de plata.

Varios de estos minerales son explotados selectivamente y mezclados basicamente en dos molinos, minerales de Cu-Zn y minerales de Pb-Zn-Ag el cual son transportados, chancados y concentrados separadamente.

Flotación. En flotación se usan celdas No 66 WEMCO FAGERGREN, excepto para la limpieza de cobre y la tercera etapa de limpieza de plomo en donde se usan celdas Denver No 24 Sub-A.

Circuito Cobre-Zinc La molienda primaria es a 50% -325 mallas, una primera flotación de cobre a 52% solidos. Las colas de 80% -325 mallas son depositados en terrenos mas lejos y las colas de limpieza de cobre y el concentrado scavenger de 99% -325 mallas antes a flotación secundaria. El zinc es igualmente remolido a 99% -325 mallas. El mayor colector de cobre es el aeroflot 208, con algunos reactivos como aerofloat 317 usado en la limpieza de cobre.

La esfalerita y la pirita son deprimidos por cal llegando a un pH de 6.7 y la pirita es fuertemente deprimida con NaCN en la limpieza de plomo. La flotación standard de la esfalerita es usando R-317 como colector y activador de $CuSO_4$ a pH 10.

Circuito Plomo-Zinc: Dos etapas de molienda del mineral a 75% -325 mallas y una alta aireación de la pulpa. Para la flotación de cobre a pH 7.6 el SO_2 es usado para deprimir el plomo, zinc y pirita. La galena es recuperada de las colas de cobre a pH 8.0 - 8.5. Finalmente la esfalerita es flotada a pH 11.5 en un circuito de remolienda empleado a 99% -325 mallas de las colas de limpieza y concentrado scavenger.

Todas las colas del zinc son tratados adicionalmente para la recuperación de concentrados de pirita y casiterita.

El control del proceso de la concentradora es sobresaliente ejemplo de instrumentación efectiva, automática y sistemas de control por computadoras en los circuitos de molienda y flotación. El costo total en planta es de \$US 2.6 por tonelada de mineral en 1974.

Balances Metalúrgicos

Minerales Cobre-Zinc

Producto	E N S A Y E S					% D I S T R I B U C I O N			
	%Peso	%Cu	%Zn	%Pb	Ag(oz/tc)	Cu	Zn	Pb	Ag
Cabez.Princ.	100.00	2.26	8.67	-	1.65	100.00	100.00	-	100.00
Conc. Cu	8.60	24.92	5.94	-	14.44	94.70	5.90	-	75.00
Conc. Zn	14.20	0.42	54.41	-	1.35	2.70	89.30	-	11.60
Relave	77.20	0.08	0.54	-	0.29	2.60	4.80	-	13.40

Minerales Plomo-Zinc-Plata

Producto	E N S A Y E S					% D I S T R I B U C I O N			
	%Peso	%Cu	%Zn	%Pb	Ag(oz/tc)	Cu	Zn	Pb	Ag
Cabez.Princ.	100.00	0.34	11.36	0.98	7.85	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu	0.32	16.67	3.55	6.13	485.72	15.10	0.10	2.00	19.80
Conc. Pb	2.55	5.07	5.79	16.22	115.44	38.00	1.30	42.20	37.50
Conc. Zn	19.77	0.41	50.62	1.21	7.54	25.50	87.20	24.10	18.80
Relave	77.56	0.10	1.67	0.40	2.42	23.40	11.40	31.70	23.90

Consumo de Reactivos

	Minerales Cu-Zn		Minerales de Pb-Zn		
	Cu	Zn	Cu	Pb	Zn
CaI	0.050	1.860	0.059	-	3.190 lb/Tm
Soda Ash	-	-	-	1.520	- lb/Tm
SO2	1.120	-	0.500	-	- lb/Tm
A-208	0.200	-	-	0.056	- lb/Tm
A-317	0.037	0.140	0.260	-	0.240 lb/Tm
MIBC	0.021	-	-	0.023	- lb/Tm
NaCN	0.025	-	-	-	- lb/Tm
D-250	-	0.022	0.021	-	0.049 lb/Tm
CuSO4	-	1.180	-	-	2.030 lb/Tm
H2SO4	-	0.009	-	-	0.014 lb/Tm

2.5.4 Planta Concentradora Sullivan

Esta planta está ubicada en Kimberley (Canadá) se construyó en 1926 y el circuito de Zinc-float y el molino de barras se implementaron en 1948, la clasificación y los circuitos de flotación se modernizaron en 1970 con una capacidad de 11,00 TPD en tres turnos por día y cinco días por semana. El consumo total de potencia es de 26.2 Kw-hr/Tn de alimentación al molino. El consumo total de agua es de 401 galones por tonelada de mineral, (1.52 Tm H2O) tonelada mineral.

Tipo de mineral: El cuerpo mineralizado es un lecho o depósito de reemplazamiento un argeliles (arcillas). El mineral es un complejo de sulfuro finamente pesado conteniendo marmatita, galena, pirrotita, pirita, calcita, ganga, silicatos.

El consumo de acero en chancado es 0.019 lb/tn de mineral.

Sink-Float Planta: El medio denso usado es un concentrado grueso de plomo con aproximadamente 68% Pb. Densidad de operación es 2.93 - 2.97 g/cc y la densidad del medio pesado o denso en el tanque es de (3.25 - 3.45)g/cc y la viscosidad del medio 1.8-2.5 y su estabilidad es de 4 cm/20 min

$$\text{Work Index} = 9.6 \text{ Kw-hr/TC}$$

Consumo de acero es de 0.89 lb/tn, forros de acero es de 0.04 lb/tn, consumo de potencia total en molienda y clasificación es de 9,000 HP

Flotación: Todos las celdas de flotación son No 30 Denver excepto dos bancos de 14 celdas No 48 Agitair en rougher de plomo. Diseñando la relimpieza del concentrado de plomo es hecho por acondicionamiento a 100 - 110 F hasta deprimir el plomo con una adición de cal para deprimir el fierro y sulfato de cobre adicionado para activar al zinc.

Control automático de la densidad para el sink-float, el pH de flotación.

Balance Metalúrgico

	E N S A Y E S					
<u>Productos</u>	<u>Peso</u>	<u>Ag(oz/tc)</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>%Fe</u>	<u>%SiO2</u>
Cabeza Princ.	6,575	1.62	4.74	4.34	21.82	33.80
Cab.Flotaación	4,502	2.34	6.84	6.24	29.44	27.40
Conc. Pb	400	19.56	63.42	4.45	10.11	1.30
Conc. Zn	510	2.77	6.34	48.63	10.96	1.00
Flot.(S-F)	2,074	0.06	0.18	0.20	5.28	63.60
Flot.Colas	3,589	0.36	0.59	0.42	34.23	24.70
Rec.Total(%)			91.96	93.13		86.77

Consumo de reactivos

<u>Reactivo</u>	<u>lb/TM de mineral</u>			<u>Total</u>
	<u>Flot. Pb</u>	<u>Flot. Zn</u>	<u>Flot.Inicial</u>	
Cal	0.881	1.632	0.078	2.591
Xantato	0.080	0.056	0.032	0.168
CuSO4	0.250	1.150	-	1.400
D-1012	0.001	0.014	0.002	0.015
TEB	-	-	0.004	0.004
NaCN	0.052	-	0.025	0.077

2.5.5 Planta concentradora TINTIC MILL

Se encuentra localizada en Eureka, Utah y puesta en marcha en 1969 con una capacidad de 500 TPD.

Mineralización. El mineral es un oxido complejo de plomo zinc por reemplazamiento de piedra caliza. El mineral consistente de galena con anglesita fina conteniendo cerusita, la esfalerita asociada íntimamente con galena en el suelo mineralizado, con galena y plata presentes en todos los minerales sulfurados, incluyendo la pirita.

La ganga silicosa incluido rodocrosita, baritina, hematita y cerca de 10% de pirita. El mineral contiene un conjunto de rocas de piedra calizas, sales y material de ganga. Los rangos de combinación plomo zinc es de 15% a 30% con sulfuro de plomo desde 3 a 20%. La esfalerita es bajo en fierro y contiene arriba de 1% en cadmio.

Metalurgia: La flotación de sulfuro de plomo con NaCN y ZnSO4 hasta deprimir la pirita y esfalerita, la flotación de sulfuro de zinc es activado con CuSO4 y el oxido de plomo es flotado con activación de iones sulfuro (Na2S) y un colector xantato.

En los circuitos de molienda el consumo de bolas es de 1.3 lb/tn de mineral tratado (0.59 Kg/Tm)

Flotación: La alimentación a flotación es de (78-80%) -m200.

Todas las celdas rougher son Denver 30 D-R y todas las celdas de limpieza son Denver 30 Sub-A. Las bombas son de 5" x 5" centrífugas con forros de

jebe. Los relaves son bombeados media milla por bombas de 6" x 6". Las colas son cicloneadas a una represa. La decantación de agua no es recuperada para la planta.

El agua de mina usada para el proceso contiene 0.7% Cl y es templada desde 150 °F, en un estanque antes de usarse en el molino.

Balance Metalúrgico

<u>Producto</u>	<u>XPeso</u>	<u>ENSAYES</u>		<u>% DISTRIBUCION</u>			
		<u>XPb</u>	<u>XZn</u>	<u>Ag(oz/tc)</u>	<u>XPb</u>	<u>XZn</u>	<u>XAg</u>
Cabez.Princ.	100.00	13.10	17.20	8.20	100.00	100.00	100.00
Conc.Pb(sulf)	16.50	61.10	13.10	29.00	77.40	12.60	58.90
Conc. Pb(oxid)	3.70	11.10	12.10	8.30	3.20	2.60	3.80
Conc.Zn(sulf)	24.50	4.30	52.00	7.40	8.10	74.20	22.20
Relave	55.30	2.70	3.30	2.20	11.30	10.60	15.10

Consumo de reactivos (lb/TM)

<u>Reactivos</u>	<u>Sulf.Pb</u>	<u>Sulf.Zn</u>	<u>Ox.Pb</u>
Soda Ash	0.16		
NaCN	0.21		
ZnSO4	0.89		
D-250	0.07	0.03	
A-242	0.24		
Xantato	0.08	0.22	0.22
CuSO4		1.17	
CaI		6.38	
Na2S			2.00
pH	7.3	10.40	10.30

2.5.6 Planta Concentradora Naica

Está localizada en Naica, México, construida en 1952 con una capacidad instalada de 2000 TPD y está procesando solo 1800 TPD.

Mineralización los principales minerales son galena, marmatita, chalcopirita y pirita con algo de plata. La ganga es mayormente piedra caliza con algo de silicatos. El mineral es medianamente duro, aproximadamente 4 en la escala de Mohr. Esto es liberado a 90% de plomo y plata en valores y 80% de valores de zinc. Esto se consigue por una molienda de 40% -m200. El mineral de zinc contiene 0.36% Pb como monosulfuro.

Flotación El zinc intermedio, es liberado de galena, marmatita y chalcopirita. El agua de mina usada es de 90 GPM (g/us) pH 7.6 y 120 oF de temperatura.

El agua tiene un contenido sustancial de sulfatos:

Balance Metalúrgico

Producto	E N S A Y E S							% D I S T R I B U C I O N				
	%Peso	Au(g/TM)	Ag(g/TM)	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Fe
Cab.Princ.	100.00	0.35	170.00	5.01	0.42	4.29	6.82	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Pb	7.60	1.16	2008.00	62.24	3.90	4.39	6.43	25.2	89.90	94.40	70.90	7.80
Conc. Zn	6.67	0.25	73.00	1.22	0.71	53.91	8.68	4.20	2.90	1.60	11.30	83.80
Relave	85.73	0.26	19.00	0.31	0.09	0.47	6.01					

Adición de Reactivos

<u>Reactivos</u>	<u>Puntos de Adición</u>
ZnSO4	Molino de bolas, cabeza Pb, limpieza Pb
CuSO4	Cabeza de Zinc
NaCN	Molino de bolas, cabeza Pb, primera limpieza Pb y cabeza de Zn
Xantato 343(Z-11)	Molino de bolas, cabeza Pb, medios rougher Pb, Cabeza de Zn
Xantato 350(Z-6)	Rougher Zn, medios Zn
Aerofroth 70	Cabeza Pb y medios de Pb
Acido cresilico	Molino de Bolas (espumante)
Cal	Cabeza de Zn

2.5.7 Planta Concentradora Santa Barbara

Esta localizada en Santa Barbara-México, puesta en operación en 1906 y completamente modernizada en 1969 con una capacidad de 2,530 TPD.

Mineralización. El mineral es una asociación compleja de galena, chalcopirita, esfalerita, marmatita y arsenopirita con una alto contenido de ganga y cuarzo. El Work Index es 15.4 Kw-hr/tc. El oro y la plata están íntimamente asociadas con plomo, cobre y sulfuro de hierro.

Flotación. La separación plomo-cobre se hace empleando ácido sulfurico y soda ash. El consumo

de potencia para flotar relaves y concentrados es cerca de 8.8 Kw-hr/TM.

Separación plomo-cobre

Depresión de la Galena: El caso es relativamente simple, se emplea dicromato sódico, bien si el concentrado bulk es limpio y conteniendo solamente menor cantidad de esfalerita. El acondicionamiento del concentrado bulk antes de la separación usualmente mejoraría la eficiencia de separación.

El consumo de dicromato depende del contenido metálico y puede ser en un rango de pH de 7.5 a 10.5. La limpieza del concentrado bulk contiene chalcopirita, tetraedrita y menor cantidad de minerales secundarios de cobre.

Los circuitos de flotación consisten de 6 celdas Denver No 21 Sub-A como celdas primarias, con cuatro celdas en la etapa de limpieza de 18 celdas denver superacondicionados. El dicromato de sodio es adicionado en 5 lb/Tn de concentrado bulk a la cabeza de la primera limpieza y adiciona espumante con D-200, si es que se requiere.

El ácido sulfúrico-almidón este método es usado en Santa Bárbara, vapores del dióxido de azufre desde un quemador de azufre son forzadas hacia abajo colocado verticalmente en el acondicionador en la parte inferior, el pH 5 a 5.5 de la pulpa. El almidón en solución es adicionada a la cabeza de la maquina a la velocidad cerca de 1lb/Tn de mineral de cabeza.

Usualmente un ligero espumante alcohol es usado para realizar la flotación de cobre. La solución de almidón deprime las partículas de galena.

Balance Metalúrgico

Producto	ENSAYES						% DISTRIBUCION					RADIO CONC		
	%Peso	Au(g/TM)	Ag(g/TM)	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn		
Cabez.Princ.	100.0	0.60	145.0	3.43	0.74	5.31	4.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0		
Conc.Pb	5.32	6.10	1990.0	56.17	6.11	6.31		54.1	73.3	87.2	44.0	6.3	18.78:1	
Conc. Cu	0.89	4.00	1209.0	13.05	26.79	3.38		6.0	7.4	3.4	32.2	0.6	112.58:1	
Conc.Zn	7.59	0.35	129.0	0.93	1.09	54.91	6.8	4.5	6.8	2.1	11.2	78.5	13.18:1	
Relave	86.20	0.25	20.0	0.42	0.12	0.96		34.7	13.7	10.4	14.5	15.5		

Balance separación plomo-cobre

Producto	ENSAYES		%DISTRIBUCION	
	%Cu	%Pb	Cu	Pb
Conc. Bulk	9.42	49.80	100.00	100.00
Conc.Cu	27.80	7.34	78.00	3.40
Conc.Pb	2.87	65.83	22.00	96.60

Consumo de reactivos

Punto de adición	Reactivo	(lb/TM)
Molienda secund.	Minerec A	0.007
Acondicionador Pb	Xantato	0.046
Acondicionador Pb	ZnSO4	0.227
Acondicionador Pb	NaCN	0.321
Acondicionador Pb	Acido cresilico	0.121
Limpieza Pb-Cu	NaCN(0.160), ZnSO4(0.132)	
Separación Pb-Cu	Azufre(SO2)(0.215), Almidón Cáustico(0.066)	
Acondicionador Zn	Xantato	0.209
Acondicionador Zn	CuSO4	1.110
Scavenger Zn	Xantato	0.057
Limpieza Zn	NaCN	0.140

2.5.8 Planta Concentradora Aouli

Esta localizada en Midrilt, tiene una capacidad de 500,000 toneladas por año, 1400 TMPD y una producción de 21,000 toneladas por año de concentrado de plomo.

Mineralización, el mineral es duro y abrasivo con granos de arena gruesa y contiene galena, cerusita, pirita, chalcopirita, baritina y cuarzo el típico ensaye es 3.3% Pb, 35 g/t Ag, 0.2% Cu, 85% SiO2, 7% BaO y 2% FeO.

Flotación, el mineral con 20% de oversize de malla 400 es liberado la galena. El consumo de acero en el molino de bolas es de 55 g/t de mineral con un contenido de (12-14 % Mn). Las maquinas de flotación son Minimet BC5 con agitadores Denver.

El tiempo de flotación es 44 minutos con 25% de solidos en la alimentación y 12.6% de solidos en la descarga de los molinos.

El mineral de cabeza contiene una gran proporción de PbCO₃ (15% del total del plomo) otros reactivos usados son el amil xantato (65 g/t) y el A-404 (12 g/t) de mineral cabeza. La flotación esta controlada por Galingher pulp Sampler.

Performance Metalúrgico

<u>Producto</u>	<u>%Peso</u>	<u>ENSAYES</u>	
		<u>%Pb</u>	<u>Aq(g/TM)</u>
Cabez.Principal	100.00	3.30	35.00
Conc. Pb	4.10	70.90	600.00
Relave	95.90	0.38	11.00
Recuperación(%)		89.00	70.20

2.5.9 Planta Concentradora Laisvall

Se encuentra en Norrbetten, Suecia, su producción es de 3840 TPD.

Mineralogia, Esta distribuida en tres capas o estratos, la mayor parte del mineral esta en la parte baja con un máximo de espesor de cerca de 27 mts, el principal mineral es la galena, los granos de cuarzo en la matriz son de 0.02 y 0.04 mm, también una zona de esfalerita siendo la relación Pb : Zn (1:5) con un contenido de fierro de cerca de 1% en la esfalerita tiene que descubrirse y es explorado en la parte superior de la capa de piedra arenisca. El mineral es muy abrasivo. El consumo de barras es 500 g/t de mineral, consumo de potencia de molienda es 12.7 Kw-hr/ton. mineral.

Flotación, Dos circuitos rougher en paralelo cada uno con 28 Baliden FP-240 celdas de (3.65 m³, 10

HP, 2 m³/min de aire) y un circuito común de limpieza consistente en 6 Baliden FP-240 celdas y 14 Boliden FP-120 celdas (1.35 m³, 7.5 HP). El consumo de reactivos es isopropil xantato 28 g/t de mineral y aceite de pino 20 g/t de mineral.

Balance Metalúrgico

<u>Producto</u>	<u>ENSAYES</u>			<u>DISTRIBUCION</u>	
	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>Ag(oz/TM)</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>
Cabez.Principal	4.40	0.20	-	100.00	100.00
Conc. Pb	77.50	2.70	150.00	96.00	75.00

2.5.10 Planta Concentradora Meggen

Se encuentra localizada en Meggen en Alemania tiene una capacidad de 710,000 t/año = 1970 TPD.

Mineralización El mineral es un complejo masivo. Su composición típica es 1.22% Pb, 9.40 % Zn, 0.03% Cu, 8.7% SiO₂, 1.4% CaO y 40% S.

Separación media del pesado y grueso del mineral sink-float, la densidad del mineral es 2.95 g/cc con 200 TPH de capacidad, consumiendo 100 g de FeSi magnetita por tonelada de mineral alimentado. Dos Krupp pesados medios en ciclones 15" diámetro usa FeSi magnetita en pulpa densidad de 2.75 g/cc, 80 TPH capacidad consumiendo 250 g de FeSi magnetita por tonelada de mineral alimentado. El Sink-Float es la mas importante parte de la preconcentración arriba hasta 98% de mineral recibido es posible entre la fracción (1.5 - 170) mm alimentada a este grado. La flotación descartada y otra del 13% de mineral.

Molienda y flotación, todas las unidades de molienda son Krupp y todas las celdas de flotación 1.5 m³ Krupp, excepto el primer rougher de zinc y los medios de limpieza de zinc, el cual usa celdas de 7.3 m³. Lamas de medios pesados en el espesado de la planta son flotados para la recuperación Pb y Zn en el concentrado o la limpieza de plomo y acondicionadores de zinc.

La flotación es muy delicada, el tamaño de granos de esfalerita y pirita es muy fino y el mineral fácilmente oxidado (formando sulfato de zinc). Ello requiere por consiguiente una molienda fina, pero también una molienda severa es desfavorable para la flotación de galena. Por esta razón es usada dos etapas de molienda. En la primera etapa el mineral es molida a 80% -50 micrones, luego el plomo es flotado y las colas son remolidas a 80% - 40 micrones antes de la flotación adicional.

Un intermedio de la flotación de Zn es antes remolida a 80% -25 micrones. Consumo de aceros al manganeso es 25.9 g/TM, 1.2 g/t de caucho, 275 g/t de barras de 3" de diámetro, 320 g/t de bolas de 1.25" de diámetro y 120 g/t de 28 mm, 350 g/t de 16 mm y 50 g/t de 12 mm.

La separación de esfalerita y pirita esto depende de la temperatura de la pulpa, el cual es normalmente 25°C con el zinc en el concentrado de (19-50%) A (18-20°C) el contenido de Zn baja a 46%. Ello es muy importante para mantener el consumo de reactivos, pH y tiempo de acondicionamiento constante como sea posible.

El consumo de reactivos en flotación de plomo es 2,100 g/t de NaOH alimentada y 120 g/t de A-242. En la flotación de Zn el consumo de reactivos es de 1200 g/t de cal alimentada y 1000 g/t CuSO4, 270 g/t de amilxantato de potasio y 8 g/t de espumante (Flotol B). El consumo de potencia es 55 Kw-hr por tonelada de mineral y el consumo de agua es de 8 m³/t de mineral alimentado.

Resultados Metalúrgicos

<u>Producto</u>	<u>%Pb</u>	<u>ENSAYES</u>	
		<u>%Zn</u>	<u>%S</u>
Cab.Principal	1.22	9.39	38.94
Conc. Pb	33.00	4.00	36.00
Conc. Zn	1.80	56.50	34.00
Conc.Pirita	0.70	1.15	48.00
Recuperaciones	31.00	91.00	78.50

Parámetros de flotación

	Tiempo(min)	% Sol		pH
		Cabeza	Colas	
Flot.rougher Pb	19	43.00	41.50	10.00
Limpieza Pb	27			
Flot.Roug.(1)Zn	25	40.00	28.50	12.20
Flot.Sca.(1) Zn	18			
Limpieza(1)Zn	60			
Flot.Roug.(2)Zn	13	29.50	14.00	11.00
Flot.Scav.(2)Zn	10			
Limp.(2) Zn	34			
Flot.Pirita	16	23.50	9.50	5.00

2.5.11 Planta Concentradora Mogul

Se encuentra localizada a 5 millas de la ciudad de Nagagh en Irlanda fue construida en 1968. Su capacidad es de 4,500 TPD de mineral operando cinco días a la semana.

Mineralización, el mineral superior es un sulfuro masivo, una matriz piritosa con inclusiones de esfalerita y galena. El mineral de la parte baja es una matriz de dolomita con pirita, esfalerita y galena diseminados. Cerca del 20% de Pb es monosulfuro (PbS) con anglesita, cerusita y plumbojarosita.

Flotación, Las colas del scavenger de Pb y las colas de la primera limpieza de Pb son retornadas a remolienda. En la flotación de Zn las colas del circuito de la primera limpieza a remolienda molino de bolas. La alimentación a flotación son de 90% -m200 y 75% -m400.

Costos por tonelada de mineral en \$ canadienses

	\$
Chancado	0.144
Molienda clasificación	0.360
Flotación	0.672
Desaguado	0.100
Relaves	0.048
Transporte concentrado	0.009
Ensayes químicos	0.057
Potencia	0.384
Otros costos	0.307
Total \$	2.081

Performance metalúrgico

<u>Producto</u>	<u>ENSAYES</u>		<u>%DISTRIBUCION</u>	
	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>
Cab. Principal	3.26	8.72	100.00	100.00
Conc. Pb	50.58	4.54	66.67	2.32
Conc. Zn	4.58	52.28	12.63	85.48
Relave final	0.83	1.31	20.70	12.20

Reactivos usados en flotación

<u>Reactivo</u>	<u>lb/TN mineral</u>	<u>Puntos de adición</u>
Cal	3.00	Pb+N acondicionador, limpieza y molino de barras
Isopropil xantato sodio	0.60	Pb+N acondicionadores, rougher + limpieza N
Amil xantato de potasio	0.20	Pb rougher + scavenger, N scavenger
Espumante MIBC	0.02	Pb + N acondicionadores
NaCN	0.25	Molienda primaria, Pb acondicionadores y limpieza
CuSO ₄	2.00	Pb rougher colas
Floculante	0.01	Pb + N espesador, filtro

2.5.12 Planta Concentradora Nchanga

Se encuentra en Zambia, su capacidad es de 294,000 t/a aprox. 773.3 TPD, su producción es de 26,000 t/a de concentrado de Pb y 31,000 t/a de concentrado de N y 8,000 t/a de concentrado de pirita.

Mineralización, consiste de un mineral sulfurado masivo, el núcleo esta rodeado por una envoltura de silicato de N conteniendo algunos minerales oxidados de plomo.

Los minerales de mayor importancia son la esfalerita, galena y wallemita con menos cantidad de smithsonita y piromorfita. La pirita y oxidos de fierro son la mayor ganga de mineral.

Chancado y Zink-Float, el mineral es chancado, luego lavado y tamizado. Todo el -6mm de material (mezclado y lavado en la planta de lamas). Es suficientemente de grado alto para ser transportado a el sinter de la planta para su inclusión directa para alimentar al sinter a fundición en el horno de fundición.

El (-100 +6 mm) es sometido a separación por medios densos (pesado) para la eliminación de la dolomita desechado como un producto de flotación

(FLOAT). El ZINC producto es chancado en circuito cerrado convencional a 10 mm para molienda.

Molienda y flotación, La molienda en la planta concentradora consiste en tres descargas abiertas en molinos de bolas en circuito cerrado con un clasificador Duplex Atkins espiral, la molienda del mineral a 60% passing (43 micrones, malla 325) para flotación el consumo de aceros es 155 g/t de mineral alimentado.

La flotación se realiza a 40% solidos y a pH de 7.5 controlada automaticamente con Soda Nash alimentada al molino. En el rougher de plomo se usa isopropil-xantato, y TEB espumante (reactivo).

La cola piritosa de plomo limpiada son descartadas o desechadas.

El agua de lavado en el tamiz es de 1.5 m³/t y en molienda flotación es de 3.0 m³/t.

Balance Metalúrgico

Producto	(%) ENSAYES			% DISTRIBUCION				
	Pb	Zn	Fe	S(%)	Pb	Zn	Fe	S
Cabez.Princ.	11.10	28.80	17.90	13.60	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Pb	41.80	15.20	13.60	21.10	72.80	10.30	14.70	30.20
Conc. Fe	2.30	9.80	37.10	39.80	1.30	2.10	12.70	17.90
Conc.Zn	1.20	59.00	4.00	29.10	2.40	47.10	5.20	49.30
Relave (&)	5.10	22.70	23.40	0.70	23.50	40.10	67.40	2.60

(*) Contenido de minerales sulfurados metálicos

(&) Material alimentado a la planta de lixiviación

Consumo de reactivos

<u>Reactivos</u>	<u>g/T mineral</u>
Circuito Plomo	
Soda Nash	800
Isopropil xantato	120
Tri-ethoxy-butane espumante	45
NaCN	332
Circuito Zn	
CuSO4	450
Isopropil Xantato	138
Tri-ethoxy-butane espumante	22

2.5.13 Planta Concentradora Roberto

Esta localizada en Partman, España su capacidad es de 1'900,000 t/a de mineral (5,280 TPD). Su producción es 36,000 t/a de zinc y 23,300 t/a de concentrado de plomo.

Mineralización, contiene minerales de galena, marmatita, pirita y magnetita, dolomita y oxidos de manganeso, con algunos oxidos de plomo y zinc como anglesita, cerusita y silicatos. Los ensayos típicos son: 1.2 %Pb, 1.9 %N, 14 g/t Ag, 0.01 %Cu, 30.5 %Fe, 6.8% Al₂O₃, 5.9% CaO, 2.9 %Mg, 0.9% Mn, 4.1 %S, 21.1 % SiO₂ y 6.7 %CO₂. Su textura es rocosa, con cerca de 20% de arcilla y productos alterados.

Metalurgia, su principal características es el uso de agua de mar para todo el proceso, excepto para la preparación de reactivos, el mineral es obtenido desde tres tajos, abiertos variables en leyes y estructuras desde minerales rocosos arcillosos. Parte de la galena esta libre pero parte esta algo asociada íntimamente con esfalerita y pirita.

Buena recuperación de plomo puede solamente obtenerse por un bulk de sulfuros (Pb-N) flotados con una molienda del concentrado a 80% - 40 micrones antes de la flotación diferencial plomo-zinc, las celdas de flotación son Minerals at Metarec (Min Met) 1 y 2 m².

Consumo de energía 18.7% (14 Kw-hora) por tonelada de mineral y 25.4% en reactivos.

Ensayes Metalúrgicos

<u>Producto</u>	<u>%Pb</u>	<u>ENSAYES</u>	
		<u>% Zn</u>	<u>Ag(g/TM)</u>
Cabez.Princ.	1.1 - 1.2	(1.6/1.9)	14.00
Conc.Pb	74.00	4.30	800.00
Conc.N	0.80	50.00	30.00
Recuper. (%)	(75-83)	(56/65)	

<u>Consumo Reactivos</u>	<u>g/t</u>		<u>% S</u>	<u>pH</u>
NaCN	80	Alim. Rougher Bulk	36.0	7.5
NaOH	150	Alim. Flot. Pb	15.0	8.5
Isopropil	70	Alim. Flot. N	11.0	6.0
H ₂ SO ₄	480			
ZnSO ₄	10			
CuSO ₄	150 - 260			

2.5.14 Planta Concentradora Touissit

Se encuentra en Morocco con una capacidad de 450,000 t/a aprox. 1250 TPD siendo su producción de 17,160 t/a de concentrado de Pb y 12,730 t/a de concentrado de N.

Mineralización, Contiene cristales muy finos de galena, cerusita, esfalerita y smithsonita en una ganga dolomítica. Siendo sus ensayos: Pb 3.2% (PbS 1.06%), N 4.25% (ZnS 1.77%) y 45 g/t de plata.

Metalurgia, Tres características de el mineral tienen importantes efectos en la metalurgia, ello es grano fino y un requerimiento de molienda fina, activación de esfalerita es causado por la presencia de sales metálicas pesadas (Sulfato de Pb) ocasionando el uso de ZnSO₄ y NaCN como depresores. Tiene dos circuitos idénticos de molienda y dos circuitos de flotación con igual proceso pero con diferentes grupos de equipos.

Performance Metalúrgico

Producto	ENSAYES					% DISTRIBUCION			
	%Pb	%PbS	%PbCO ₃	%N	%ZnS	Ag (g/t)	Pb	Zn	Ag
Cabez.Princ.	3.24	1.09	2.15	3.47	1.78	44.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	69.55	26.51	43.04	2.93	2.06	792.00	83.40	3.30	70.30
Conc. N	2.61	1.44	1.17	58.43	56.27	146.00	2.40	49.40	9.30
Relave	0.50	0.02	0.48	1.76	0.05	9.00	14.20	47.30	20.40

Consumo de Reactivos

<u>Reactivo</u>	<u>Circuito</u>	<u>q/t</u>
ZnSO ₄	Flot.Galena	400
NaCN	Flot.Galena	13
EthylXantato K	Flot.Galena	17
MIBC	Flot.Galena	19
NaCO ₃	Flot.Galena	55
CuSO ₄	Flot.Esfal.	150
EthylXantato K	Flot.Esfal.	17
Emkanyl	Flot.Esfal.	6
NaSi	Flot.Cerus.	1000
Sulfuros (*)	Flot.Cerus.	700
Amylxantato K	Flot.Cerus.	45
Espumante (+)	Flot.Cerus.	95

(*) 80% Sulfidrato de Na + 20% Na₂S

(+) 25% de Xylenol + 75% de aceite crudo

2.5.15 Planta Concentradora Zellidja

Localizada en Oudja, Morocco 950,000 t/a aprox. 2638.8 TPD su producción es 26,160 t/a de concentrado de Pb, 24,000 t/a de concentrado de N (ZnS) y 63,000 t/a de concentrado de N.

Mineralización, Los minerales presentes son galena, cerusita, esfalerita, Smithsonita, pirita, presencia de plata, calcopirita, malaquita, calcita, dolomita y cuarzo. Los minerales sulfurados que dan concentrados de galena y esfalerita (mineral A), minerales ligeramente oxidados (mineral S) dan concentrados de galena, esfalerita y cerusita y un mineral muy oxidado (mineral O) el cual produce concentrados de galena, esfalerita, smithsonita y cerusita.

Flotación, La molienda es hasta 40% - 40 micrones, (malla 325) es utilizado el método standard en la flotación de galena y esfalerita. La flotación de cerusita tiene siempre un problema debido a la dureza del agua, la cristalización muy fina del PbCO₃ y la naturaleza de la ganga, el uso de sulfatos de Cu y N en la flotación previa de PbS y ZnS.

La adición de NaOH a el molino de bolas y el silicato de sodio a los circuitos de flotación produciendo una mayor eficiencia.

La flotación de smithsonita se realiza después de dos etapas de deslamado en el + 15 micrones de material. Las lamas de ZnCO₃ flotando las colas son espesados y el underflow en un estanque. Los reactivos para la flotación de smithsonita son el silicato de sodio, el sulfuro de sodio, los tiempos de flotación para cada tipo de mineral son: galena 13', esfalerita 10', cerusita 17' y Smithsonita 15' una etapa de circuito cerrado.

Balance Metalúrgico

<u>Producto</u>	<u>% Peso</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>ENSAYES</u>
				<u>Ag (g/t)</u>
Cabez.Princ.	100.00	2.12	7.97	40.90
Conc.PbS	0.72	70.60	5.90	1665.00
Conc.PbCO ₃	1.89	53.70	4.70	504.00
Conc. ZnS	1.81	2.90	56.30	302.00
Conc. ZnCO ₃	11.94	1.96	39.20	75.00

Consumo de reactivos para cada tipo de mineral

<u>Reactivos</u>	<u>Ptos.Adición</u>	<u>g/t usada para recuperación</u>			
		<u>PbS</u>	<u>ZnS</u>	<u>PbCO₃</u>	<u>ZnCO₃</u>
NaCO ₃	M. Bolas	550			
NaOH	M. Bolas	246			
ZnSO ₄	M. Bolas	91			
NaCN	M. Bolas	13			
Potassium Etylxantate	M.Bolas/celda	7	14		
Potassium Amylxantate	Celdas		7	122	
HBTa Espumante	Celdas	8	3	8	66
CuSO ₄	Acondicionad.		120		
NaS ₂	Acond/celdas			357	2000
Na Sulphydrate	Acond/celdas			471	
Silicato de Na	Acond/celdas			1424	1250
Gas Oil	Acondicionad.			4	65
Cataflot	Acond/celdas				250

2.5.16 Planta Concentradora Mount Isa N°2.

Esta localizada en Australia y tiene una capacidad de 7,000 TPD de mineral.

Mineralización., el mineral contiene galena, tetrahedrita, esfalerita, pirita, pirrotita, chalcopirita y material carbonoso con pequeñas

cantidades de plata nativa en un pequeño lecho de feldespatos, dolomitas y esquistos silicosos.

Metalurgia, Clasificación de dos minerales son tratados en la molienda el mineral ensaya 6.9 % Pb, 7.8 %N y 5 onzas/t de plata, el otro mineral ensaya (9-9.9) % PbO, (6.9-8.0) % N y (7.1 - 9.3) onzas/tn de plata.

Los consumos de potencia son: Molienda (21 Kw-h/Tn), remolienda (3.1 Kw-h/Tn) y en flotación (134.5 Kw-h/Tn).

Balance Metalúrgico

Producto	ENSAYES		Ag(oz/tc)	% DISTRIBUCION		
	% Pb	% N		% Pb	% N	% Ag
Cabez.Princ.	7.30	5.70	6.10	100.00	100.00	100.00
Conc.Pb	48.60	5.70	35.70	88.80	13.30	77.80
Conc. N	2.00	51.80	4.70	2.10	72.40	6.10
Relave	0.80	1.00	1.10	9.10	14.30	16.10

Consumo de Reactivos

<u>Reactivos</u>	<u>Usado</u>	<u>lb/tn</u>
Ethyl Xantato	Col.Pb-N	0.50
Butyl Xantato	Col.med.Pb-N	0.09
NaCN	Dep. Fe-N	1.40
MIBC	Espumante	0.12
CuSO4	Activ. N	1.29
Soda	Modif. pH	4.14

2.5.17 Planta Concentradora Corporación de Zinc

Esta localizada en Australia, con una capacidad de 200-210 TPH de mineral (4,800 TPD).

Mineralización, Su ocurrencia es mediante dos filones de zinc cristalográficos.

Filón A: Contiene esfalerita, galena, pirrotita, gangas de cuarzo, granate y rodonita.

Filón B: Es el mayor cuerpo de zinc, esfalerita, galena, pirrotita y chalcopirita. La ganga son cuarzos, feldespatos, granates y grafito.

Flotación: Las variables de control son la alimentación de mineral, adición de agua al molino de barras, adición de reactivos, carga circulante en celdas de flotación. El consumo total en potencia es 15.63 Kw-hr por tonelada de mineral chancado (2.02) en molienda (4.54), Flotación (Pb y N) (4.0) relaves (1.43), disposición de productos (1.43), agua (0.5) y otros 1.81 K-h.

Balance Metalúrgico

Producto	ENSAYES				% DISTRIBUCION			
	Ag(oz/tc)	% Pb	% Cu	% Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
Cabez.Princ.	2.79	11.06	0.14	9.82	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Pb	17.84	76.12	0.82	3.53	89.10	96.10	83.30	5.00
Conc. N	0.82	0.85	-	52.12	4.90	1.30	-	88.50
Relave	0.24	0.41	0.03	0.91	6.00	2.60	16.70	6.50

Consumo de Reactivos

<u>Reactivos</u>	<u>Adición</u>	<u>lb/tn</u>
MICB	Rougher Pb	0.003
ZnSO4	Remol. flot. Pb	0.308
NaSO3 (Bisulfito)	Molino Bolas	0.003
Z-200	Rogher/Scav. N	0.054
CuSO4	Rougher N	0.848
Amilxantato K	Rougher N	0.007
IsopropilXantato K	Rougher Pb	0.020

2.5.18 Planta Concentradora New Broken Hill

Se encuentra localizada en Australia, tiene una capacidad de 220 TPH (6480 TPD).

El mineral requiere una molienda fina usando un molino de barras 8' x 12' y un molino de bolas 8' x 9'. Con un circuito cerrado de molienda en donde el overflow es alimentado al rougher de Pb. La flotación de plomo involucra el rougher y scavenger y una etapa de limpieza de plomo rougher, scavenger y dos etapas continuas de concentrados de limpieza y rougher de zinc.

Balance Metalúrgico

Producto	ENSAYES			% DISTRIBUCION				
	% Pb	Ag(oz/tc)	% Zn	% Cu	Pb	Ag	Zn	Cu
Cabez.Princ.	7.92	1.99	14.65	0.15	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Fb	75.72	17.39	3.61	1.11	93.40	85.40	2.40	72.10
Conc. N	1.07	0.63	52.11	-	3.50	8.10	92.30	-
Relave	0.38	0.20	1.20	0.05	3.10	6.50	5.30	22.90

Consumo de reactivos

Reactivo	Punto de adicion	lb/tn
EtilXantato Sodio	Rougher/Scav. Fb	0.100
NICB	Rougher Fb	0.001
ZnSO4	Remol/Flot Fb	0.600
Z-200	Rougher N	0.150
Etyl Xantato Sodio	Rougher/Scav. N	0.105
CuSO4	Rougher N	1.229
Acido Cresilico	Rougher N	0.013

Consumo de Potencia en la Planta

	K-h/tn
Chancado/Transporte mineral	1.17
Molino de barras	3.15
Molino de Bolas	3.18
Flotación Fb	1.36
Flotación N	2.33
Disp. de productos	1.63
Disp. de Residuos	1.72
Agua para molienda	0.39
Otros	1.06

Total	15.99

CAPITULO III

3 ANALISIS DE LA OPERACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE MINERA PACHAPAQUI

3.1 Estudio del mineral

3.1.1 Análisis Mineralógico

Con respecto al análisis mineralógico para ver su composición y en que proporción se encuentran dentro del mineral o en sus respectivos concentrados analizando los granos de cada partícula mineral que analiza en forma exacta los minerales presentes como sulfuros y en la ganga los minerales como oxidos, carbonatos etc.

El estudio del mineral separado en partículas granulométricas se realiza para la tenantita-tetraedrita, esfalerita, galena, pirita, alabandita, calcopirita en el caso de los sulfuros y cuarzo, calcita, rodocrosita, dolomita magnesífera, rodonita, aluminio-silicatos, apatito para los minerales de ganga por ver en que proporción (%), se encuentran en cada número de granos analizados respectivamente para establecer un diagnostico correcto de acuerdo a lo que se tiene como sulfuros valiosos y oxidos presentes en el tipo de mineralización estudiada.

Estudio de la composición de concentrado de Pb-Cu-Ag

Las composiciones promedios de los sulfuros y de los minerales de ganga se resumen en los cuadros siguientes:

Minerales sulfuros (composiciones promedias)

Sulfuro	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)
Cu	40.17	0.86	0.69	0.26	0.08	34.85	69.61
Ag	4.49	-	-	-	-	-	-
Fe	1.48	0.50	0.32	46.03	0.19	30.40	0.98
Mn	0.67	2.98	0.22	0.68	60.94	0.56	0.17
Zn	5.56	61.86	0.68	0.74	0.19	-	-
Pb	-	-	79.54	-	-	-	-
As	9.69	-	-	-	-	-	-
Sb	13.95	-	-	-	-	-	-
S	26.17	33.25	17.71	52.66	37.75	34.99	29.37
Total	102.18	99.45	99.16	100.37	99.15	100.80	100.13
n	14.00	14.00	7.00	5.00	5.00	2.00	1.00

(1) Tenantita-Tetraedrita: $(Cu_{0.94} Ag_{0.06})_{10.73} (Zn_{0.69} Fe_{0.91} Mn_{1.97})$

$(As_{0.83}, S_{0.07})_{3.89} S_{13}$

(2) Esfalerita : $(Zn_{0.93}, Mn_{0.06}, Fe_{0.01})_{0.99} S$

(3) Galena : (PbS)

(4) Piritita : (FeS_2)

(5) Alabandita : (MnS)

(6) Calcopirita : $(CuFeS_2)$

(7) Covelita : (CuS)

n : número de granos analizados

Minerales de la ganga relave circuito de plomo
(composiciones promedias)

Ganga	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
MnO	0.28	5.83	50.34	4.39	8.66
MgO	-	1.38	1.40	0.52	16.19
FeO	0.19	0.14	0.07	0.20	0.11
ZnO	0.34	0.55	0.38	0.31	-
CaO	-	-	7.48	49.70	28.99
K ₂ O	0.05	7.41	-	-	-
Al ₂ O ₃	0.08	28.65	0.13	1.34	-
SiO ₂	100.05	44.18	0.38	2.55	-
Total	100.99	88.14	60.18	59.01	53.95
CO ₂ (x)	0.00	11.86	39.82	40.99	46.05
n	4.00	2.00	6.00	2.00	2.00

(x) Obtenido por diferencia

(1) Cuarzo : (SiO₂)

(2) Aluminio-Silicato : (K, Mn)

(3) Rodocrosita MnCO₃: (Mn_{0.80} Ca_{0.15} Mg_{0.04}
Zn_{0.01})_{0.98} CO₃.

(4) Calcita Magnesifera: (Ca_{0.90} Mn_{0.06} Al_{0.03}
Mg_{0.01})_{1.01} CO₃

(5) Dolomita Magnesifera: (Ca_{0.99}) (Mg_{0.77} Mn_{0.23})_{1.01}
(Kutnahorita) (CO₃)₂

(n) Números de granos analizados

Los sulfuros presentes en el concentrado de plomo en peso son alrededor de (60-70%) del peso de concentrado total.

Galena PbS (+/- 18%)

Tenantita Tetraedrita (15-20%), (Cu, Ag)₁₀, (H, Fe, Mn)₂ (Sb, As)₄
S₁₃

Esfalerita magnesifera (+/- 15%) (Mn, Mn)S

Calcopirita CuFeS₂ (10 - 15%)

Pirita FeS₂ (5 - 10%)

Además se observan cantidades menores de covelita CuS, digenita Cu₂S, bornita Cu₂FeS₄ y alabandita MnS.

De los resultados se puede apreciar:

Alrededor del 60 y 40% del Cu son respectivamente en forma de tenantita-tetraedrita y de calcopirita. Estos dos sulfuros se presentan en su mayor parte en forma de granos libres. Se debe notar que la tenantita-tetraedrita varía mucho en composición: 35-37% Cu, < 0.1 a 19 % Ag, 4 -7% Ni, 0.2-1.5% Mn, 2-20 % As y 2-28% Sb. Cerca del 1% de la ley de zinc, (9.9%) del concentrado es relacionando con este mineral que es la principal mena argentífera presente.

La esfalerita se observa en una proporción apreciable en forma de granos mixtos con galena y pirita.

La pirita se presenta en forma de granos libres y contribuye a la ley de hierro por más o menos 3% y los otros 3-4% siendo ligados a la calcopirita.

La alabandita se presenta en cantidad despreciable menor del 1%. Los cristales de esfalerita pura contiene de 0.3% a 6% de Mn con un promedio de 3%.

La ganga es del 30-40% del peso total del concentrado, se trata principalmente de cuarzo, carbonatos magnesíferas del tipo rodocrosita, $(Mn,Ca)CO_3$, en promedio 50% MnO y 7% de CaO, calcita $(Ca,Mn)CO_3$ (con +/- 4% MnO y 50% CaO), Dolomita $Ca(Mg,Mn)(CO_3)_2$ (con 8-9% MnO y 20% CaO y 16% MgO) y aluminosilicato de manganeso (5-6% MnO).

Una observación importante es la granulometría de los granos de ganga: la mayoría de estos granos son libres y tienen un tamaño de algunos micrones a 10-20 micrones.

La presencia de esfalerita en el concentrado es debido a la asociación con la galena o sea granos mixtos de galena y ganga.

Las lamas son ricos en Cu, Pb, Ni y Ag (+/- 5% en peso) pero son mas pobres en Fe y Mn.

Las partículas negras muy finas que flotan sin colector flotan solo con espumantes D-250 ó MIBC contienen un 4% de Mn y significan un 35% proviene de los minerales de manganeso se pueden eliminar en una pre-flotación.

Estudio de la composición del concentrado de zinc.

El concentrado global de zinc se examinó por microscopía, la esfalerita (45-48%) se presenta en proporción importante en

forma de granos liberados, con un tamaño entre algunas decenas de micrones y 150 micrones. Una proporción apreciable de estos granos contiene inclusiones finas de galena y de sulfuros de hierro.

También se observan granos mixtos de esfalerita y ganga, pirita (10-15%) así como la alabandita (+/- 5%) ambos, la mayoría de las veces en forma liberada.

Para determinar la composición semi-cuantitativa de los minerales presentes se examinó este concentrado a la microsonda electrónica.

Minerales sulfurosos (composiciones promedias)

Sulfuros	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
Cu	0.14	1.43	-	0.31	39.59
Ag	-	-	-	-	1.40
Fe	45.76	1.15	0.26	0.20	0.69
Mn	0.61	2.70	59.08	0.45	0.55
Zn	0.96	61.61	0.63	2.99	5.40
Pb	-	-	-	78.31	10.27
As	-	-	-	-	7.58
Sb	-	-	-	-	14.45
S	52.66	32.44	36.41	16.6	23.84
Total	100.13	99.33	96.38	98.86	103.77
n	11.00	32.00	13.00	4.00	4.00

- (1) Pirita : (FeS₂)
- (2) Esfalerita : (Zn_{0.91} Mn_{0.09} Fe_{0.02})_{1.02} S
- (3) Alabandita : (MnS)
- (4) Galena : (PbS)
- (5) Tenantita Tetraedrita: (Cu_{0.98} Ag_{0.02})_{11.11}
 (Zn_{0.93} (Zn_{0.93} Pb_{0.32} Fe_{0.08}
 Mn_{0.07})_{2.70} (As_{0.46} Sb_{0.54})_{3.84} S₁₃ +
 calcopirita no analizada

n : número de granos analizados

La esfalerita presente contiene +/- 3% Mn pero poco Fe (+/-1%), además la falta de selectividad parece ser por la presencia de manganeso en la

esfalerita, como solución sólida y el sulfuro de manganeso (MnS).

Minerales de la ganga, relave general (Composiciones promedias)

Oxidos	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)
MnO	0.28	0.64	7.86	45.23	40.24	1.37	50.42	9.87
MgO	-	2.05	19.42	0.52	0.14	-	1.23	7.90
FeO	0.25	0.72	1.08	-	0.19	0.40	0.09	0.15
ZnO	0.86	1.10	1.51	0.64	0.76	1.67	0.89	0.85
CaO	-	0.35	0.19	7.77	4.42	52.65	8.71	38.19
K ₂ O	-	7.13	0.81	-	-	0.22	-	0.09
Al ₂ O ₃	0.09	28.36	21.08	-	20.18	-	0.09	0.09
SiO ₂	98.75	48.85	33.47	46.47	32.53	0.21	0.37	0.25
P ₂ O ₅	0.08	-	-	-	-	42.50	-	0.09
Total	100.31	89.20	85.42	100.63	98.46	99.02	61.80	57.48
CO ₂	-	-	-	-	-	-	38.20	42.52
n	4.00	4.00	2.00	3.00	2.00	1.00	10.00	8.00

- (1) Cuarzo : (SiO₂)
 (2) Aluminio Silicato : K, Mg
 (3) Alumino Silicato : K, Mn
 (4) Rodonita : (Mn_{0.80} Ca_{0.10} Mg_{0.02})_{1.02} SiO₃
 (5) Alumino Silicato : (Mn Ca)
 (6) Apatita : (Ca₅(PO₄)₃ (F,Cl,OH)
 (7) Rodocrosita : (MnCO₃):(Mn_{0.79} Ca_{0.17} Mg_{0.03} Zn_{0.01})_{1.02} CO₃
 (8) : (Ca_{0.66}Mg_{0.20} Mn_{0.14})_{1.04} CO₃
 n : número de granos analizados

La ganga presente (+/- 40% del peso total del concentrado) y tiene una composición bastante compleja: cuarzo, alumino-silicatos de K, Mg, Mn y Ca, Rodonita (Mn,Ca)SiO₃ y en proporción menor carbonatos tales como rodocrosita, calcita, dolomita. También se detecta apatito Ca₅(PO₄)₃(F,Cl,OH).

La ganga consiste en silicatos, pero cuando se trata de carbonatos en los concentrados de plomo. La granulometría

de la ganga es mas gruesa en el concentrado de zinc: muchos granos alcanzan un tamaño de 100-150 micrones y son mixtos con esfalerita y pirita (falta remolienda).

La limitación de la ley de zinc del concentrado final también es debido a la presencia de +/- 3.5% Cu.

El concentrado de Zn se mejora la calidad con un pH más alto en el Rougher hasta 11.4 controlándose mejor la pirita libre.

3.1.2 Análisis químicos

Se realizaron los análisis químicos en el laboratorio de la planta concentradora, simultáneamente también en la Universidad de Lovaina (Bélgica), coincidiendo resultados a excepción del manganeso que resultó ser mayor el del laboratorio de la planta.

Con los análisis respectivos en cada etapa del circuito de flotación se observa como varían las leyes de los sulfuros valiosos en los que se incrementan en el underflow del hidrociclón llegando a ser mayor que la cabeza principal y en las siguientes etapas son menores de acuerdo a las recuperaciones de cada elemento, inclusive el relave general analizado para determinar cuanto del producto valioso está pasando a ser descartado en la planta concentradora.

ANALISIS DE LA OPERACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE MINERA PACHAPAQUI

3.2 Análisis de los circuitos de Plomo-Cobre

En la flotación bulk plomo-cobre, tratándose de mejorar el proceso; ya que el mineral cambia de una mena de plata en su explotación a ser una mena de plomo-zinc-cobre en su mayor parte, al disminuir la ley de plata y pasar a ser una mena polimetálica con el incremento de las leyes de plomo y zinc en forma apreciable.

Actualmente se esta mejorando la ley de los concentrados de 30% a 60% Pb, con una recuperación promedio de 80%, haciendo un ajuste en la molienda a 60 -m200 lo que disminuye en forma notoria el desplazamiento del zinc al concentrado bulk.

Se observa en los concentrados bulk obtenidos en las celdas Flash SK-80 (SKIM-AIR), celda unitaria (100 pies³) Denver (D-30) celda morococha Pb (8'x8') (240 pies³) y el circuito de flotación bulk en celdas (D-30) y (D-21) Denver, se obtienen cuatro concentrados bulk. Se obtiene en los concentrados bulk de la celda Flash que trabaja con el under flow del hidrociclón y en la celda unitaria alimentada con el over flow del hidrociclón obteniéndose una recuperación aproximada de (65-70%) de plomo,, el concentrado de la celda flash es un concentrado final, limpio con alta ley de plomo (50-70)% Pb que va directamente al espesador, las características del concentrado es de partículas gruesas liberadas de plomo, (42.62% -m200) evitando la remolienda. El producto de flotación de la celda unitaria es un concentrado de granulometría fina, (93.52% -m200) observándose claramente que la velocidad de flotación del plomo es más rápida respecto al cobre no necesitando mayor acondicionamiento. Mientras que el cobre se recupera a partir de la celda morococha de plomo (8'x8') y el circuito de flotación bulk en donde la recuperación de cobre es mayor, confirmándose la flotación de cobre con una velocidad menor de flotación que el plomo, esto puede estar influenciado por el efecto de los reactivos depresores como el (NaCN) y NaHSO₃ o por la asociación de minerales de cobre a los minerales de hierro y zinc,

DIAGRAMA DE FLUJO - PLANTA CONCENTRADORA PACHAPAQUI

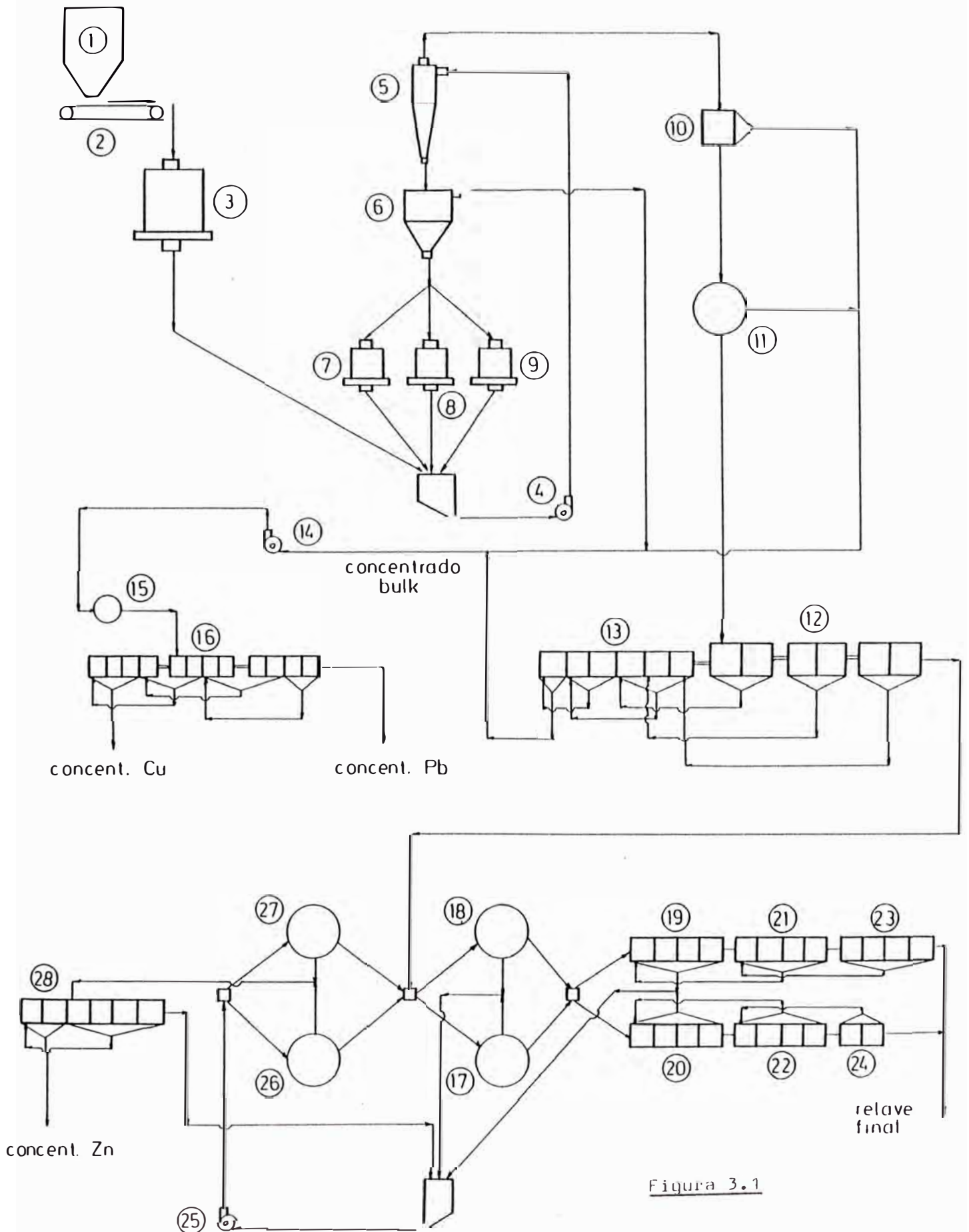


Figura 3.1

LEYENDA DEL DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA CONCENTRADORA

- 1 TOLVA DE FINOS
- 2 FAJA N° 15
- 3 MOLINO DE BARRAS 6' x 10'
- 4 BOMBA HORIZONTAL SRL C 8" x 6"
- 5 HIDROCICLON D-20
- 6 CELDA FLASH SK 80
- 7 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 2
- 8 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 3
- 9 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 4
- 10 CELDA UNITARIA TIPO SUB A No 1500
- 11 CELDA MOROCOCHA Pb 8' x 8'
- 12 BANCO DE CELDAS D-30
- 13 BANCO LIMPIEZA PLOMO (CELDAS D-21)
- 14 BOMBA HORIZONTAL GALIGHER 1 1/2" x 2"
- 15 ACONDICIONADOR 6' x 6'
- 16 BANCO CIRCUITO COBRE CELDAS SUB A N° 15
- 17 CELDA MOROCOCHA Zn N° 1 8' x 8'
- 18 CELDA MOROCOCHA Zn N° 2 8' x 8'
- 19 BANCO "A" ROUGHER N° 1 CELDAS D-21
- 20 BANCO "B" ROUGHER N° 1 CELDAS D-21
- 21 BANCO "A" SCAVENGER N° 1 CELDAS D-21
- 22 BANCO "B" SCAVENGER N° 1 CELDAS D-21
- 23 BANCO "A" SCAVENGER N° 2 CELDAS D-21
- 24 BANCO "B" SCAVENGER N° 2 CELDAS D-21
- 25 BOMBA HORIZONTAL SRL-C 5" x 4"
- 26 CELDA MOROCOCHA Zn N° 3 8' x 8'
- 27 CELDA MOROCOCHA Zn N° 4 8' x 8'
- 28 BANCO LIMPIEZA Zn CELDAS D-21

DIAGRAMA DEL CIRCUITO DE MOLIENDA - CLASIFICACION Y CELDA FLASH

SKIM AIR SK 80

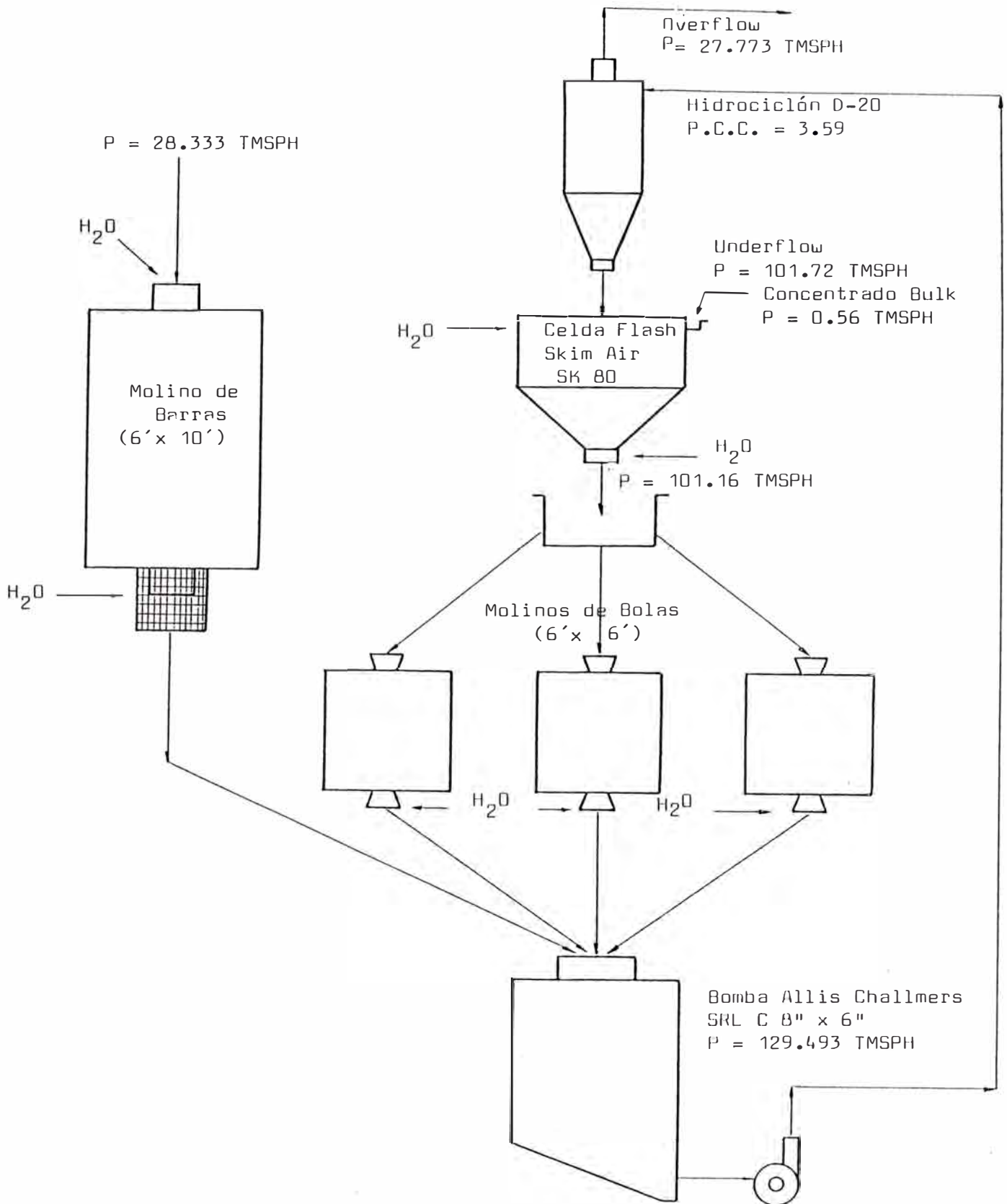


Figura 3.2

siendo necesario un mayor tiempo de acondicionamiento y flotación, observándose una mayor recirculación del cobre en los circuitos rougher y scavenger en el banco de plomo, evitando de esta forma el desplazamiento del zinc al concentrado bulk por exceso de colectores.

El mineral de pachapaqui se caracteriza por ser un mineral complejo y presenta variaciones apreciables en los ensayos químicos .

En las etapas de flotación bulk de la celda unitaria y la celda flash que en cierta forma es una primera flotación rougher la velocidad de flotación del plomo es notable con un mayor grado de selectividad de los minerales de plomo y en las siguientes etapas en la flotación de las celda morococha y el circuito de flotación bulk le corresponde a los minerales de cobre se debe efectuar un control estricto de reactivos depresores para evitar el desplazamiento al concentrado bulk de zinc y hierro, evitar la depresión de los minerales de cobre y plata que se encuentran asociados en cierto modo. Como se pueden apreciar en los balances metalúrgicos correspondientes.

3.2.1 Etapas de flotación bulk

a. Concentrado bulk de flotación skim-air en la celda flash SK-80

La operación de este tipo de celdas se realizaron a partir de 1982 por la cía. Finlandesa Outokumpu en la cía minera Pachapaqui en junio de 1990, obteniendo los siguientes resultados:

Es posible obtener un concentrado final de plomo-cobre de alta ley a partir del under flow del hidrociclón con una buena recuperación.

Las características del concentrado bulk obtenido es posible flotar partículas gruesas liberadas evitando así una remolienda innecesaria, obteniéndose en el filtrado un concentrado mas seco permitiendo una reducción del circuito de flotación scavenger de plomo.

La celda skin-air tuvo un efecto estabilizador en la ley del mineral de alimentación al circuito de

flotación convencional, lo que hizo que el control del proceso fuera más fácil.

Fundamento teórico de la flotación de arenas (underflow) de los clasificadores (hidrociclones)

Los hidrociclones son utilizados en la separación de partículas minerales según su gravedad específica antes que por el tamaño en sí, por esta razón la presencia de plomo grueso liberado por la alta densidad de la galena, esta tiende a pasar por el underflow. Un ejemplo del límite de separación puede ser el siguiente:

<u>Minerales</u>	<u>Grav.Específica</u>	<u>Límite de separación</u>
	(Kg/m ³)	(u)
Silicatos	2.6	300
Sulfuros	5.0	60
Oro	19.0	20

En consecuencia el underflow del hidrociclón tiene frecuentemente un contenido mas alto de minerales valiosos que de mineral fresco. Esto se debe a que los minerales pesados permanecen en la carga circulante hasta que estén lo suficientemente molidos como para ser llevados al rebose overflow del hidrociclón. Lo que implica parte del mineral pesado se convierte en lamas, mientras que los mixtos de silicatos son aún más gruesos para la flotación convencional. Para minimizar las pérdidas en la recuperación de mixtos gruesos es necesario una molienda mas fina, lo que daría como resultado una pérdida en la recuperación, es necesario minimizar la sobremolienda de minerales valiosos y la mejor manera de hacerlo es con un proceso de flotación para el underflow del hidrociclón que es en cierto modo la alimentación ideal para la flotación de concentrados minimizando la presencia de lamas, el problema es el control de la alta densidad de pulpa.

El concentrado obtenido del underflow es muy selectivo y la cinética de flotación del mineral plomo-cobre se estudió de 74 (u) a 149 (u) con una relación de flotación alta ($T_{\text{F}} = 1.473$ min) y no necesita mayor tiempo de acondicionamiento.

La flotación de los minerales valiosos en el circuito de molienda para evitar la sobremolienda, y producir concentrados gruesos, lo cual es fácil de filtrar es una manera de aumentar la eficiencia y rentabilidad de los concentradoras de hoy en día.

El proceso de flotación disminuye las variaciones de la ley del mineral de alimentación que junto con una alta recuperación, posibilita la disminución del volumen de celdas del circuito de flotación convencional.

La estructura de una máquina de flotación especial demostró ser eficiente en una operación continua. Los principales criterios empleados para el diseño de el tanque fueron:

- Que sea capaz de tratar material grueso con densidades de pulpa altas, sin arenamiento.
- Que clasifique partículas de tamaño adecuado para la flotación se llevan hacia esta sección.
- Que el tamaño y la forma faciliten su instalación en los circuitos de molienda existentes.

El proceso descrito se denomina FLASH-FLOTATION (Flotación Flash) debido al corto tiempo de residencia requerido y al equipo Skim-Air (SK).

MAQUINA DE FLOTACION SKIM-AIR (SK-80)

Las máquinas de flotación están diseñadas según las diversas capacidades requeridas: 240 tph, 80 tph y 15 tph, para los circuitos de molienda donde se instalan SKIM-AIR permitiendo una carga circulante normal, se encuentran las unidades SK operando en varios países, continuando con la

adquisición por empresas mineras y fácil instalación en los circuitos de molienda.

Variables de Flotación

- Celda Flash SK-80	unidades (1)
	Motor 18 HP
- Tiempo de flotación	1.473 (mint)
- % sólidos	58
- Tonelaje	101.72 TMSPH
- Alcalinidad (pH)	9.02
- Densidad de pulpa	1700 g/lt
- Volumen neto	80 pies cúbicos.

(b) **Concentrado bulk de la celda unitaria**

En la celda unitaria se obtiene un concentrado de granulometría fina, operando con el overflow del Hidrociclón respecto al concentrado no es de alta selectividad como el de la celda Skim-Air, con una exacta dosificación de reactivos se puede conseguir un concentrado de ley apreciable.

Variables de Flotación

- Celda Unitaria Denver (D-30)	Unidades (1)
	Motor 18HP
- Tiempo de flotación	2.45 minutos
- % sólidos	39.3
- Alcalinidad (pH)	8.32
- Densidad de pulpa	1350 g/lt
- Volumen neto	90 pies cúbicos

(c) **Concentrado bulk de la celda Morococha**

La celda trabaja con las colas de la celda unitaria que es una pulpa en cierto grado con menor ley, un concentrado de baja ley, mayor

tiempo de acondicionamiento. La celda Morococha es de 8' x 8' pies (240 pies³)

Variables de flotación

Celdas Morococha (WS) (8'x8')	Unidades 1
Motor	30 HP
Tiempo de flotación (min)	8.51
Porcentaje de sólidos (% sólidos)	35 %
Alcalinidad (pH)	8.41
Densidad de pulpa	1300 g/l
Volúmen neto	240 pies cub.

(d) Concentrado bulk del circuito de flotación bulk

El concentrado bulk del circuito de Pb obtenido de la celda #1 del banco de limpieza del circuito de Pb, obteniéndose un concentrado con una mejor dosificación de reactivos.

Esta sección comprende etapas de flotación rougher de dos celdas cada una y una etapa de flotación scavenger con un par de celdas Denver (D-30) y un banco de limpieza de 6 celdas (D-21) Plus Metal, la primera limpieza de tres celdas la segunda limpieza de dos celdas y la tercera limpieza de una celda en la que se obtiene el concentrado bulk.

Los resultados promedios obtenidos se muestran en los balances metalúrgicos siguientes y el flow sheet correspondiente en donde se indican la adición promedio de reactivos y los puntos donde se añaden los reactivos.

DIAGRAMA HIDROCICLON D-20 Y CELDA FLASH SKIM AIR SK-80

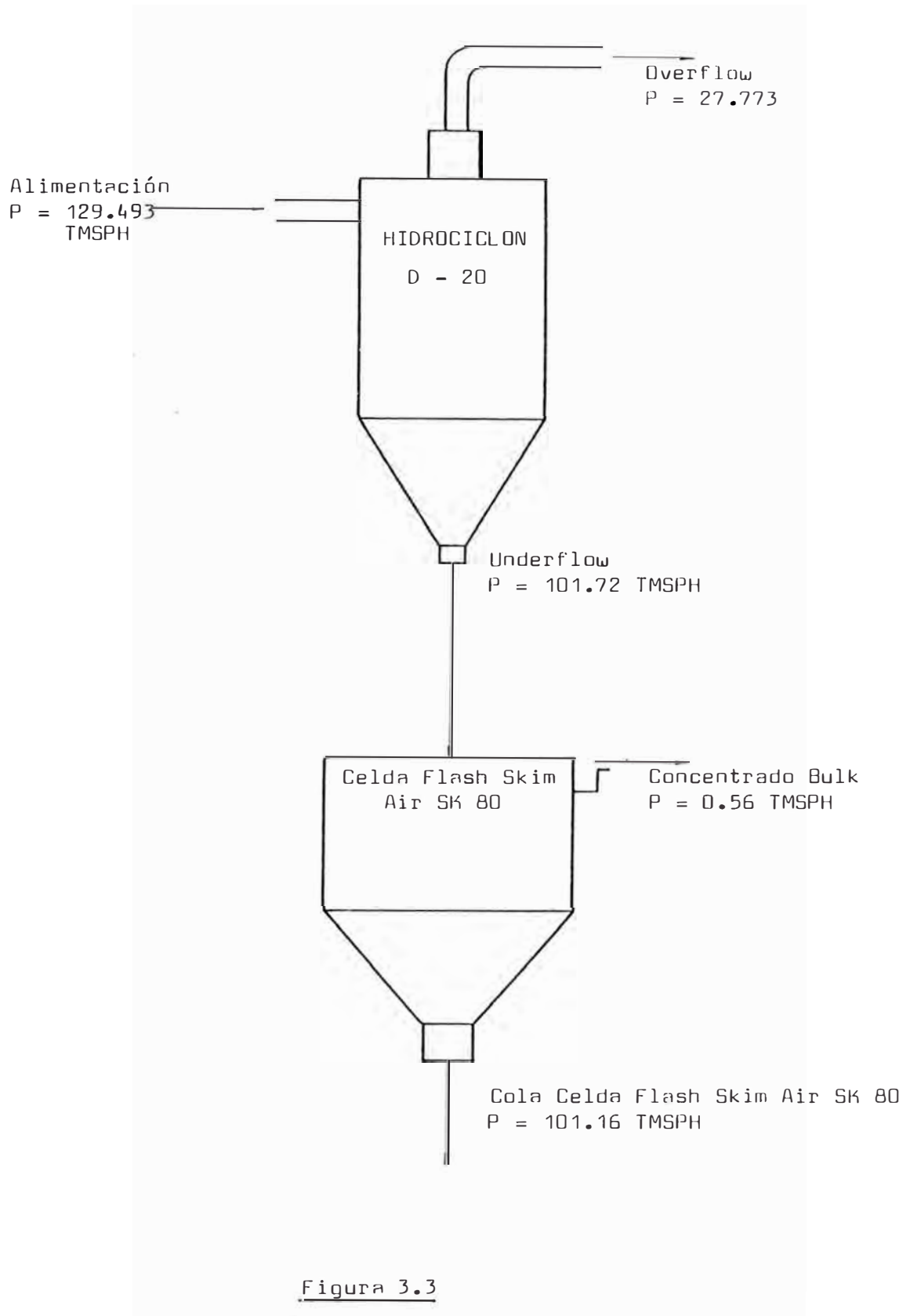


Figura 3.3

DIAGRAMA DE LA CELDA UNITARIA Y CELDA MOROCOCHA

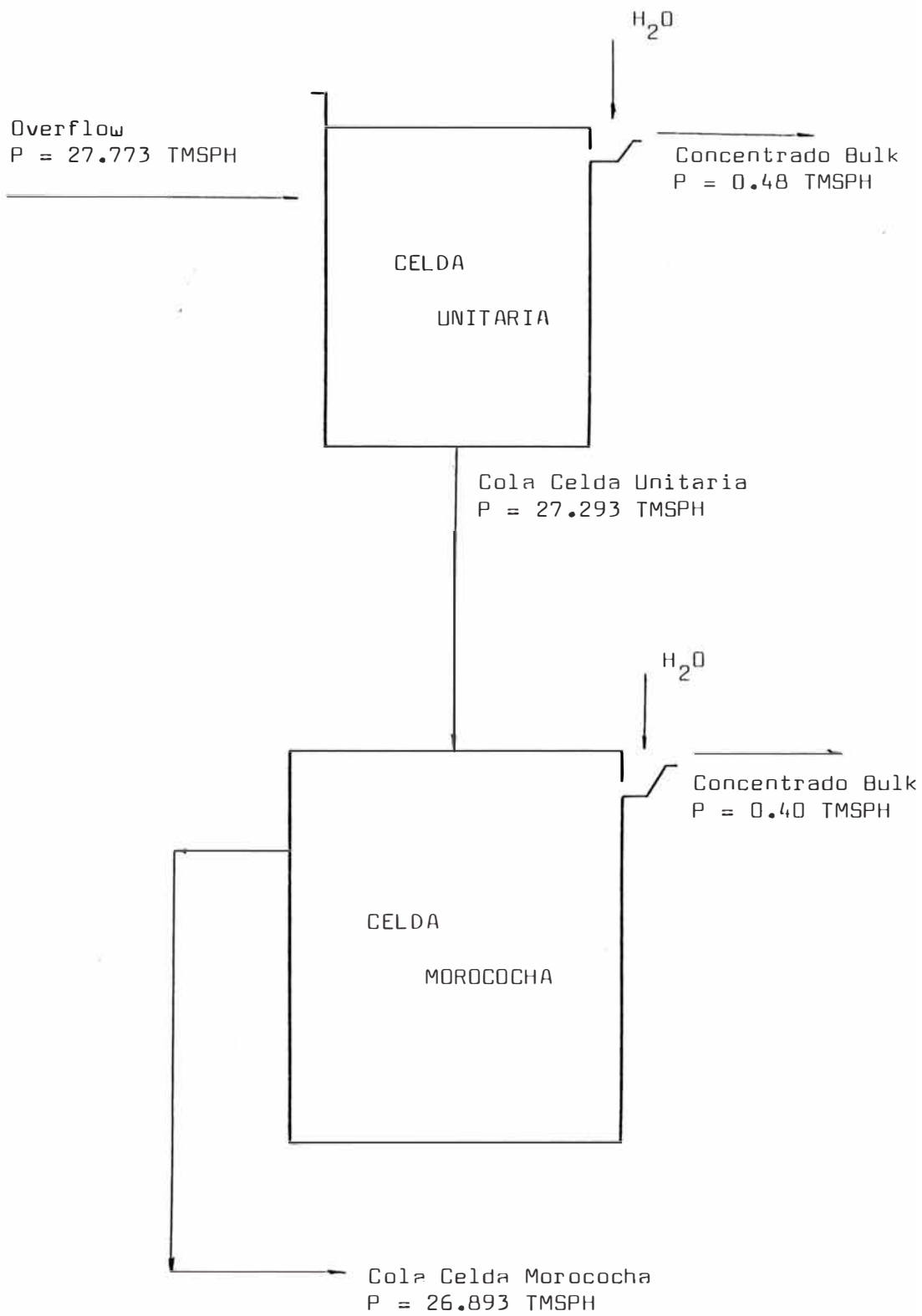
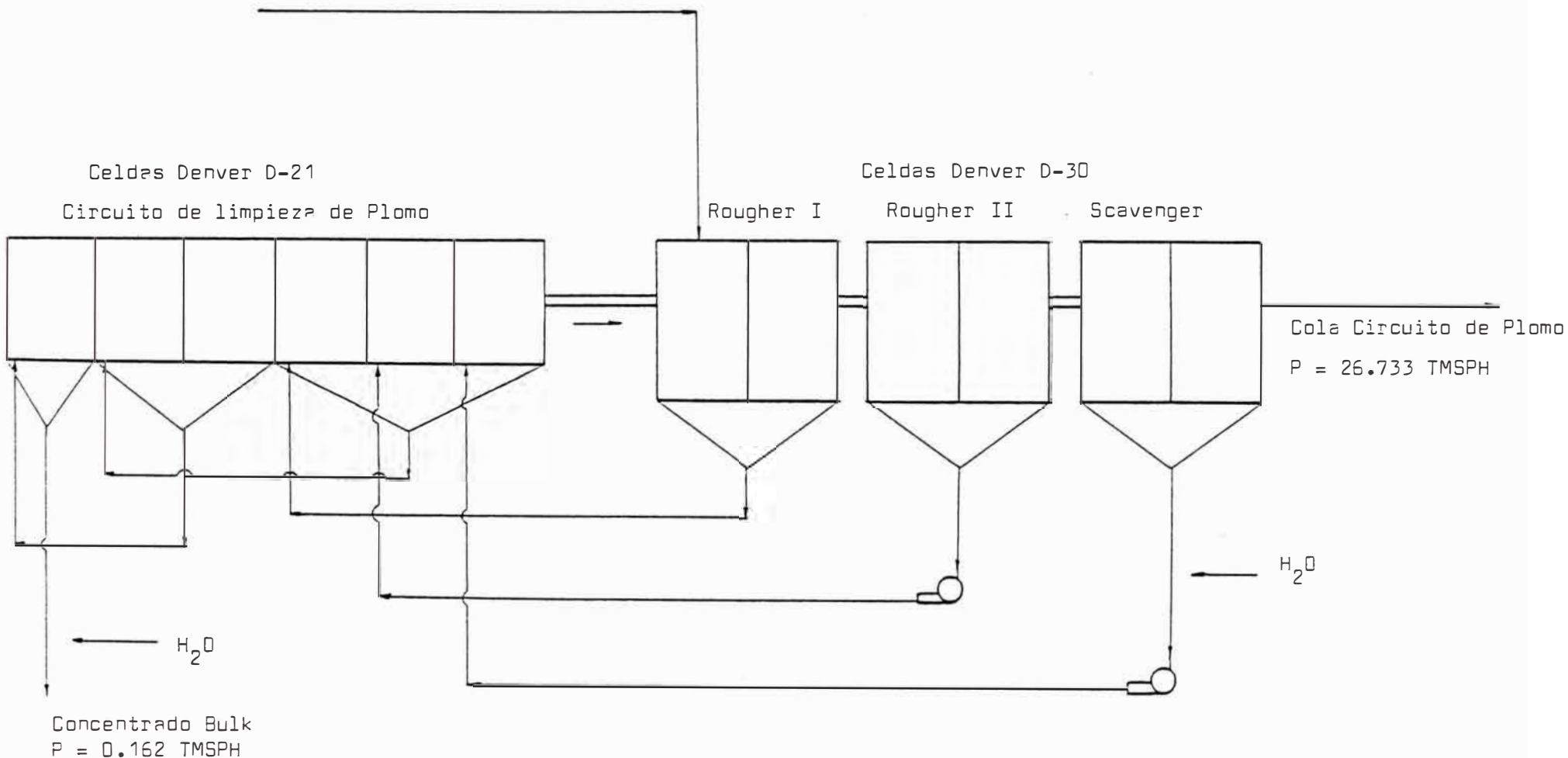


Figura 3.4

DIAGRAMA DEL CIRCUITO DE PLOMO

Cola de la Celda Morococha
P = 26.893 TMSPH



Celdas Denver D-21
Circuito de limpieza de Plomo

Celdas Denver D-30
Rougher I Rougher II Scavenger

Cola Circuito de Plomo
P = 26.733 TMSPH

Concentrado Bulk
P = 0.162 TMSPH

Figura 3.5

Variables de flotación del circuito Rougher Bulk

	F.ROUGHER I		F.ROUGHER II	
Celdas Denver No 30	Unidades	2 (2)	2 (2)	
	Motor	30 HP (1)	30 HP (1)	
Tiempo de flotación (min)		8.23	7.1	
Porcentaje de sólidos (%)		52%	47 %	
Densidad de pulpa (g/l)		1520	1450	
Alcalinidad (pH)		8.66	8.66	
Volúmen neto total		200 pies cúb.		200 pies cúb.

Variables de flotación del circuito Scavenger Bulk

Celdas denver No 30	Unidades	2 (2)
	Motor	30 HP(1)
Tiempo de flotación (min)		5.29
Porcentaje de solidos (%)		38%
Densidad de pulpa (g/l)		1330
Alcalinidad (pH)		8.69
Volúmen neto total(pies cubicos)		200

Variables de flotación del circuito limpieza bulk

	Unidades	FLOTACION		
		LIMP.I	LIMP.II	LIMP.III
Celdas Plus Metal No D-21	3	2	1	
	Motor	18 HF (3)		
Tiempo de flotación (min)		10.85	7.27	5.28
Porcentaje de sólidos (%)		64	62	40
Densidad de pulpa (g/l)		1700	1650	1350
Alcalinidad (pH)		8.74	8.74	8.5
Vol.neto total(pies cúb.)		120	80	40

Balance metalúrgico promedio del circuito de flotación general de la Planta concentradora

PRODUCTO	TMSPH	%	E N S A Y E S (%)				D I S T R I B U C I O N (%)			
			Ag(£)	Pb	Cu	Zn	Ag(£)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	28.333	100.00	4.65	2.32	0.51	3.80	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	1.54	5.44	51.09	35.39	5.60	10.20	59.64	83.58	55.17	13.11
Conc. Cu	0.062	0.22	108.97	13.41	19.68	11.03	5.08	1.22	6.89	3.28
Conc. Zn	1.224	4.32	9.66	1.89	2.01	49.91	8.95	3.04	17.24	70.49
Relave	25.507	90.02	1.36	0.30	0.12	0.64	26.33	12.16	20.70	13.12

Ag(£) = (oz/tm)

**Balance metalúrgico general de la planta concentradora
para la evaluación económica**

PRODUCTO	TMSPH	E N S A Y E S (%)				D I S T R I B U C I O N (%)			
		Aq(%)	Pb	Cu	Zn	Aq(%)	Pb	Cu	Zn
Cabeza Princ.	28.333	8.46	3.78	0.95	4.16	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	1.52	72.18	58.20	6.50	8.69	45.75	82.25	37.04	11.02
Conc. Cu	0.45	160.20	10.85	22.60	7.20	30.07	4.67	37.04	2.54
Conc. Zn	1.65	8.20	1.59	2.32	53.40	5.64	2.80	14.81	24.58
Relave final	24.717	1.80	0.46	0.14	0.58	18.54	10.28	11.11	11.86

Ag(%) = (oz/tm)

En el presente balance metalúrgico se tiene un balance general de la planta en operación normal observándose la calidad de los concentrados y recuperaciones para los minerales económicamente comercializables como son Ag, Pb, Cu y Zn.

Las condiciones internacionales respecto a los precios del mercado con respecto a la plata bajaron por lo que se tubo que cambiar de una mena mineralizada argentifera a una mena de plomo-cobre-zinc que es mas rentable para su comercialización, obligándonos a incrementar las leyes de estos elementos.

Por esta razón se incrementó las leyes de Pb-Cu-Zn en el mineral (a continuación se compara los ensayos para una mena de plata y otra para una mena de Pb-Cu-Zn.

	<u>Aq(oz/tc)</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Cu</u>	<u>%Zn</u>	<u>%Fe</u>	<u>%Mn</u>
Mena (Ag)	12.70	0.63	0.59	1.42	7.56	2.06
Mena (Pb-Cu-Zn)	8.46	3.78	0.95	4.16	7.38	3.06

El alimento fresco al circuito de flotación proviene del circuito de molienda que consiste en el overflow del Hidrociclón D-20 se obtiene el balance metalúrgico coherente para los cuatro productos analizados para la operación en planta, se observa que las pérdidas en los relaves son altos para la plata, cobre y zinc, para el caso del zinc se obtiene una mayor selectividad a costa de una baja recuperación influyendo también el Cu y Mn como contaminantes en el concentrado.

En el concentrado bulk obtenido antes de la separación Pb-Cu se tiene una baja selectividad y recuperaciones para la plata y cobre que puede ser debido al exceso de depresores y un mayor grado de liberación. Para el plomo la recuperación es aceptable lo que no resulta satisfactoria para la Ag, Cu y Zn posiblemente a la oxidación de los sulfuros presentes.

En el presente balance metalúrgico calculado se efectúa en una forma global para el circuito en general después de eliminar las faltas de coherencia se obtuvieron las leyes recalculadas para cada muestra.

Balance metalúrgico promedio del circuito de flotación bulk total de la planta concentradora

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(%)	Pb	Cu	Zn	Ag(%)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	28.333	100.00	5.64	2.58	0.74	4.34	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Bulk	1.602	5.65	66.23	38.30	7.90	8.26	66.38	83.56	61.90	10.57
Relave	26.731	94.35	2.01	0.43	0.29	3.92	33.62	16.44	38.10	89.43

Ag(%) = (oz/tm)

Con el objeto de obtener un mejor diagnostico detallado de la sección flotación se considera un 7.4% de lamas que ingresa al circuito de molienda proveniente del circuito de lavado de la sección chancado esto es solo cuando se chanca el mineral para multiplicar el tonelaje de ingreso al molino de barras por un factor 1.06 correspondiente a las lamas con ligero enriquecimiento en el Cu, Pb, Zn y

Ag comparado con el mineral de cabeza por lo que la eliminación de las lamas no es aconsejable por su contenido de minerales valiosos.

Las lamas del análisis granulométrico resultan ser mas finos que el overflow lo cual pueden pasar directamente a flotación.

Para este balance observa una mayor selectividad y una mejor recuperación para la plata, cobre y plomo, lo que indica que la flotación bulk no es un problema mayor, lo que si resulta para el circuito de flotación zinc.

Balance metalúrgico promedio del concentrado bulk de la celda Flash SK-80 Skin-Air

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(%)	Pb	Cu	Zn	Ag(%)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	101.72	100.00	6.18	2.05	1.23	7.25	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Bulk	0.56	0.55	38.02	58.30	4.55	13.90	8.50	16.10	2.42	0.63
Rel.final	101.16	99.45	6.01	1.70	1.20	7.22	96.62	83.90	97.58	99.07

Ag(%) = (oz/tm)

La flotación de la celda Flash usada en el circuito de flotación trabaja en forma automática regulando los parámetros de control. Trabaja usando como alimentación el producto del underflow del Hidrociclón, por lo que se observa un mayor enriquecimiento del underflow ya que por gravedad las mas pesadas tienden a salir por el underflow y son flotadas las partículas de mineral ya liberadas.

De acuerdo al balance metalúrgico presentado con mayores leyes de cabeza para el Pb, Cu, Ag y Zn que en la alimentación fresca se obtiene una mayor selectividad y recuperación para el plomo lo que no es igual para la plata, cobre que son menores debido a la menor velocidad de flotación que se comprueban con las curvas de cinética de flotación lo que nos lleva a obtener un concentrado limpio y de granulometría gruesa de plomo que se obtiene para ir directamente al espesador del concentrado de plomo para su comercialización.

Las leyes del concentrado bulk son Plata (38.02 oz/TM), Pb (58.30%) y Cu (4.55%) y con las recuperaciones respectivas de 3.38% Ag, 16.10% Pb, 2.42% Cu, pudiendo obtenerse concentrados de mayor ley para el Pb, Ag y Cu en el concentrado mejorando las recuperaciones como se está tratando de optimizar la flotación de estos sulfuros en una flotación rápida para un menor tiempo de flotación.

Se observa del mismo modo que el tonelaje horario tratado es mucho mayor que la alimentación fresca siendo de 101.72 TMSPH debido a la carga circulante del circuito cerrado de molienda secundaria.

La ley del plomo en la alimentación a la celda flash no es muy alta con respecto a los otros minerales porque en la alimentación al molino de barras y el material fino del circuito de lavado el plomo se encuentra en un gran porcentaje como partículas finas que pasan fácilmente al overflow del hidrociclón.

Balance metalúrgico promedio del concentrado bulk de la celda unitaria (denver D-30)

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(%)	Pb	Cu	Zn	Ag(%)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	27.773	100.00	4.31	2.09	0.54	3.56	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Bulk	0.48	1.73	45.72	43.72	6.50	8.20	17.52	37.93	20.00	4.04
Rel.final	27.293	98.27	3.62	1.32	0.46	3.42	82.48	62.07	80.00	95.96

Ag(%) = (oz/tm)

A diferencia de la alimentación de la celda flash, la celda unitaria tiene como producto de alimentación al overflow del hidrociclón, recalculando las leyes de cabeza obteniendo un balance metalúrgico correspondiente se obtiene una mayor selectividad para la Ag, Pb y Cu con un mejor incremento en las recuperaciones lo que nos lleva a la conclusión que para un mayor tiempo de acondicionamiento flotan el Cu y Ag juntamente con el Pb y a su vez el plomo (galena) flota

preferentemente al cobre y la plata aunque las recuperaciones de Ag y Cu son limitadas en nuestro caso 17.52% Ag y 20% Cu.

**Balance metalúrgico promedio del concentrado bulk
Celda Morococha 8' x 8'**

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Ag(§)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	27.293	100.00	2.80	1.32	0.43	3.48	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Bulk	0.40	1.46	44.39	33.10	8.20	6.50	23.25	36.11	28.20	10.00
Rel.final	26.893	98.64	2.18	0.84	0.31	3.32	76.75	63.89	71.80	90.00

Ag(§) = (oz/tm)

La celda morococha de plomo, recibe como producto de alimentación la cola de la celda unitaria lo que sería una segunda flotación primaria del overflow del hidrociclón, con un mayor acondicionamiento de los reactivos utilizados se observa una mayor selectividad para la plata y el cobre siendo así 44.39 oz/TM Ag, 33.10 %Pb y 8.20% Cu y respecto a las recuperaciones se encuentran en el rango de 23.25% Ag, 36.11 Pb y 28.20% Cu, se tiene también las pérdidas del zinc en los concentrados de Pb-Cu-Ag sobrepasan el 10%.

**Balance metalúrgico promedio del concentrado bulk
del circuito de Plomo**

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Ag(§)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	26.893	100.00	1.79	0.74	0.31	3.29	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.Bulk	0.162	0.60	58.51	32.60	9.15	10.04	19.65	25.00	17.86	1.80
Rel.final	26.733	99.40	1.45	0.55	0.26	3.24	80.35	45.00	82.14	98.20

Ag(§) = (oz/tm)

La alimentación del circuito de plomo, se obtiene una mayor ley de plata y cobre en el concentrado bulk y un ligero descenso en la ley de plomo, lo que nos indica una flotación mas lenta para los minerales de plata y cobre, requieren un mayor tiempo de flotación para nuestro caso las recuperaciones son relativamente bajas en esta

tiempo de flotación para nuestro caso las recuperaciones son relativamente bajas en esta flotación, como para la Ag (19.65%), Pb (25%) y Cu (17.86%).

El circuito de plomo permite aumentar la recuperación de Pb, Cu y Ag respectivamente de 83.56%, 61.90% y 66.88%, para el concentrado bulk general.

DIAGRAMA DE FLUJO - PLANTA CONCENTRADORA PACHAPAGUI

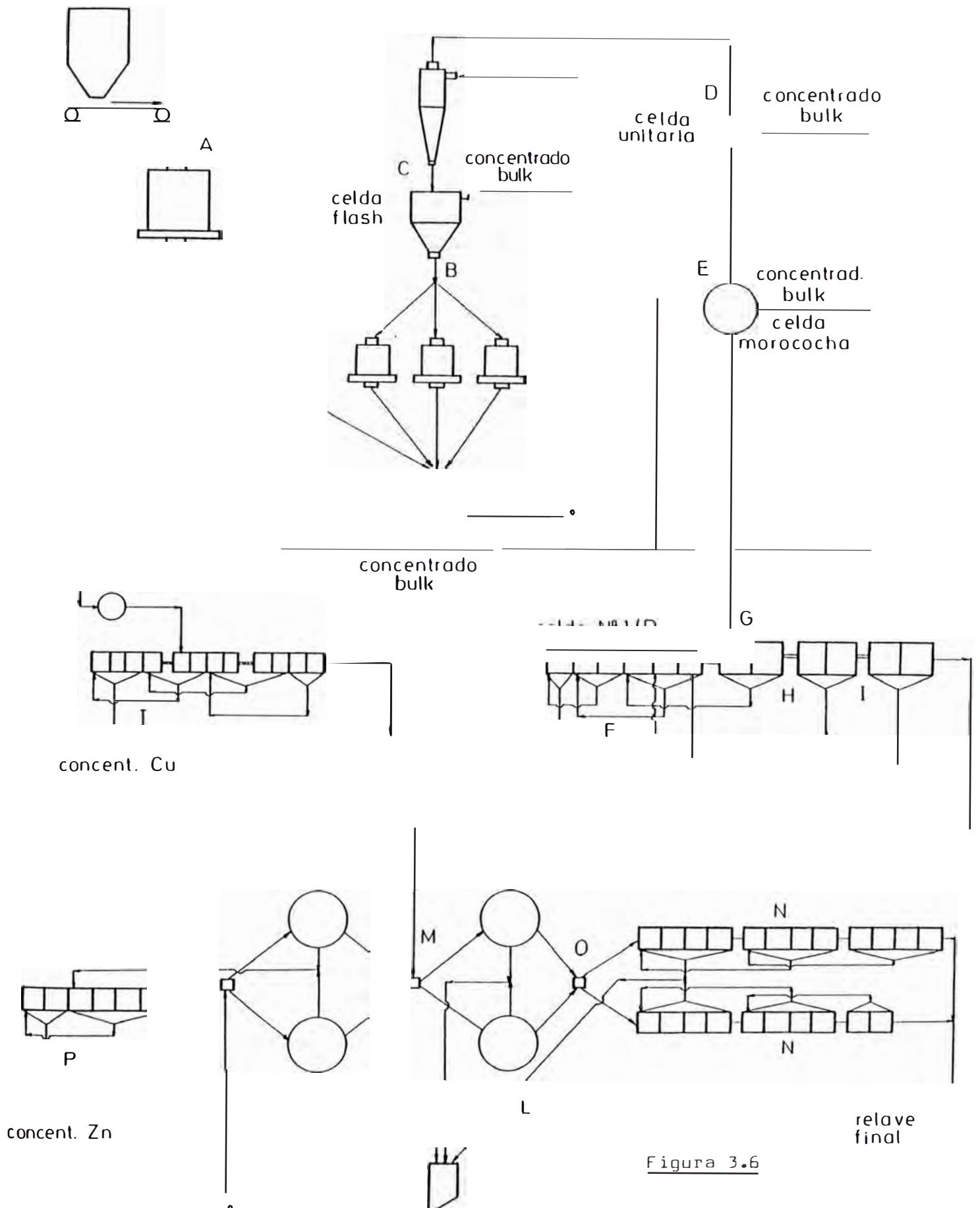


Figura 3.6

LEYENDA DEL DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA CONCENTRADORA

- 1 TOLVA DE FINOS
- 2 FAJA N° 15
- 3 MOLINO DE BARRAS 6' x 10'
- 4 BOMBA HORIZONTAL SRL C 8" x 6"
- 5 HIDROCICLON D-20
- 6 CELDA FLASH SK 80
- 7 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 2
- 8 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 3
- 9 MOLINO DE BOLAS 6' x 6' N° 4
- 10 CELDA UNITARIA TIPO SUB A No 1500
- 11 CELDA MOROCOCHA Pb 8' x 8'
- 12 BANCO DE CELDAS D-30
- 13 BANCO LIMPIEZA PLOMO (CELDAS D-21)
- 14 BOMBA HORIZONTAL GALIGHER 1 1/2" x 2"
- 15 ACONDICIONADOR 6' x 6'
- 16 BANCO CIRCUITO COBRE CELDAS SUB A N° 15
- 17 CELDA MOROCOCHA Zn N° 1 8' x 8'
- 18 CELDA MOROCOCHA Zn N° 2 8' x 8'
- 19 BANCO "A" ROUGHER N° 1 CELDAS D-21
- 20 BANCO "B" ROUGHER N° 1 CELDAS D-21
- 21 BANCO "A" SCAVENGHER N° 1 CELDAS D-21
- 22 BANCO "B" SCAVENGHER N° 1 CELDAS D-21
- 23 BANCO "A" SCAVENGHER N° 2 CELDAS D-21
- 24 BANCO "B" SCAVENGHER N° 2 CELDAS D-21
- 25 BOMBA HORIZONTAL SRL-C 5" x 4"
- 26 CELDA MOROCOCHA Zn N° 3 8' x 8'
- 27 CELDA MOROCOCHA Zn N° 4 8' x 8'
- 28 BANCO LIMPIEZA Zn CELDAS D-21

**Balance de materiales del circuito de molienda
y el circuito de flotación Bulk (Plomo-Cobre)**

<u>PRODUCTO</u>	<u>SOLIDOS</u>		<u>PULPA</u>	<u>% S</u>	<u>AGUA</u>	<u>G.P.M.</u>
	<u>TMSPH</u>	<u>Ge(g/cc)</u>	<u>GPM</u>		<u>Contenido</u>	<u>Añadido</u>
Alimento Fresco Molino	28.333	3.00	-	95.06	5.894	-
Barras Descarga	28.333	3.00	58.613	86.00	18.463	12.569
M.Barras Alimentación	28.333	3.00	162.953	48.00	122.866	104.403
Al hidroc. Underflow	129.493	3.20	428.250	68.00	243.931	121.065
Cola de Celda Flash Concentrado	101.720	3.40	208.286	86.50	63.548	-
Celda Flash Cabeza al Circuito Cu Molino de	101.160	3.25	236.598	81.50	91.917	28.370
Bolas # 2	0.560	5.98	2.191	62.00	1.374	-
Bolas # 3	0.560	5.98	6.562	28.00	5.764	4.390
Bolas # 4	33.720	3.25	78.866	81.50	30.639	-
Descarga Molino de	33.720	3.25	78.866	81.50	30.639	-
Bolas 6'x6' Overflow Concentrado	101.160	3.25	264.268	77.00	120.955	29.038
C. Unitaria Cabeza al Cir.de Cu	27.773	2.89	219.972	38.00	181.388	-
Cola de la C. Unitaria Concentrado	0.480	5.60	2.070	58.00	1.391	-
C. Morococha Cabeza al C. de Cu	0.480	5.60	5.625	28.00	4.941	3.550
Cola de la C. Morococha Concentrado	27.293	2.85	181.241	44.00	139.048	-
C. Morococha Cabeza al C. de Cu	0.400	4.60	1.952	54.00	1.364	-
Cola de la C. Morococha Concentrado	0.400	2.82	154.671	28.00	4.117	2.753
C#1(D-21) Cabeza al Cir. Cobre	26.893	2.82	154.671	48.00	116.622	-
Cabeza del Cir. Zinc	0.162	4.55	0.820	52.00	0.599	-
	0.162	4.55	1.898	28.00	1.668	1.069
	26.733	2.77	198.170	40.00	160.520	43.299

Consumo promedio de reactivos en la flotación plomo-cobre

La adición de reactivos en la flotación bulk plomo-cobre se hace en forma, secuencial adicionando primeramente los depresores del zinc y Fe, minerales no valiosos e insolubles luego los modificadores, promotores y colectores que permiten la flotabilidad de los minerales valiosos mencionados anteriormente.

En el proceso de flotación bulk de la planta concentradora Pachapaqui se obtiene una primera flotación en la celda flash que es alimentada con el underflow del hidrociclón D-20 y se obtiene un concentrado bulk con determinadas características. Luego una segunda flotación en una celda unitaria que tiene como cabeza de alimentación el overflow del Hidrociclón obteniéndose un concentrado bulk mas fino que el anterior, a continuación con la cola de la celda unitaria como cabeza de alimentación a la celda Morococha (WS) se obtiene un tercer concentrado bulk y posteriormente con la cola de la celda Morococha como cabeza de alimentación al circuito de flotación de plomo conformado por 6 celdas Denver (D-30) y 6 celdas Plus-Metal (D-21) se obtiene un concentrado bulk con mayor proporción de minerales de cobre de la celda No 1 de limpieza y finalmente las colas de este circuito van al circuito de zinc.

El consumo de reactivos se refiere al promedio mensual de la planta concentradora y a base a 100% del alimento del mineral fresco (TMSFH = 28.333) ó (TMSFD = 680).

Los puntos de adición de reactivos del siguiente cuadro se refiere a la Figura 3.6.

Adición promedio de reactivos para el proceso de Flotación Bulk

<u>NOMBRE REACTIVOS</u>	<u>PUNTOS DE ADICION</u>	<u>CONSUMO DE REACTIVOS</u>	
		<u>lb/h</u>	<u>lb/tm</u>
Carb. Sodio	A	2.690	0.095
Sulf. Zinc	A	17.230	0.608
	B	11.370	0.400
	F	5.870	0.210
Cian. Sodio	A	4.430	0.157
	B	2.940	0.104
	F	1.440	0.051
M.I.B.C.	C	0.814	0.008
	D	0.166	0.006
Oxanol 1442	C	0.450	0.016
	D	0.670	0.024
Xantato Z-11	C	1.424	0.014
	D	0.499	0.018
	E	0.260	0.009
Aerof. A-208	D	0.833	0.030
Aerop. 404	D	1.074	0.038
	G	1.612	0.057
Xantato Z-6	I	1.187	0.042
Aerof. A-31	C	0.610	0.006
Sulf. Sodio	G	1.093	0.039
	H	1.093	0.039

El consumo de cianuro de sodio y sulfato de zinc en el punto (F) se usa como complejo en diferentes proporciones en peso (4/1).

El consumo de los aeroflot 208 y aeropromotor 404 se usan mezclados en el punto (D) en relación (2/1).

Cinética de flotación del mineral de Pachapaqui

Para determinar la velocidad de flotación de los elementos que integran el mineral de Pachapaqui como la Ag, Pb, Cu, Zn y Fe, se uso las celdas de flotación del laboratorio en las que se efectuó flotaciones rougher batch.

Las condiciones fueron similares a los establecidos en la planta en cuanto a la adición de reactivos usados como depresores, colectores, espumantes y modificadores, la muestra para el presente estudio se tomo del overflow del hidrociclón D-20 y con las mismas características de la

pulpa se efectuaron las pruebas experimentales de laboratorio.

El tiempo de acondicionamiento de la pulpa antes de la flotación rougher fue de 6 minutos, se realizaron cuatro pruebas de flotación para tiempos de 0.5, 1, 2 y 4 minutos en los que se obtuvieron productos correspondientes, se analizaron y se determinaron los balances metalúrgicos correspondientes.

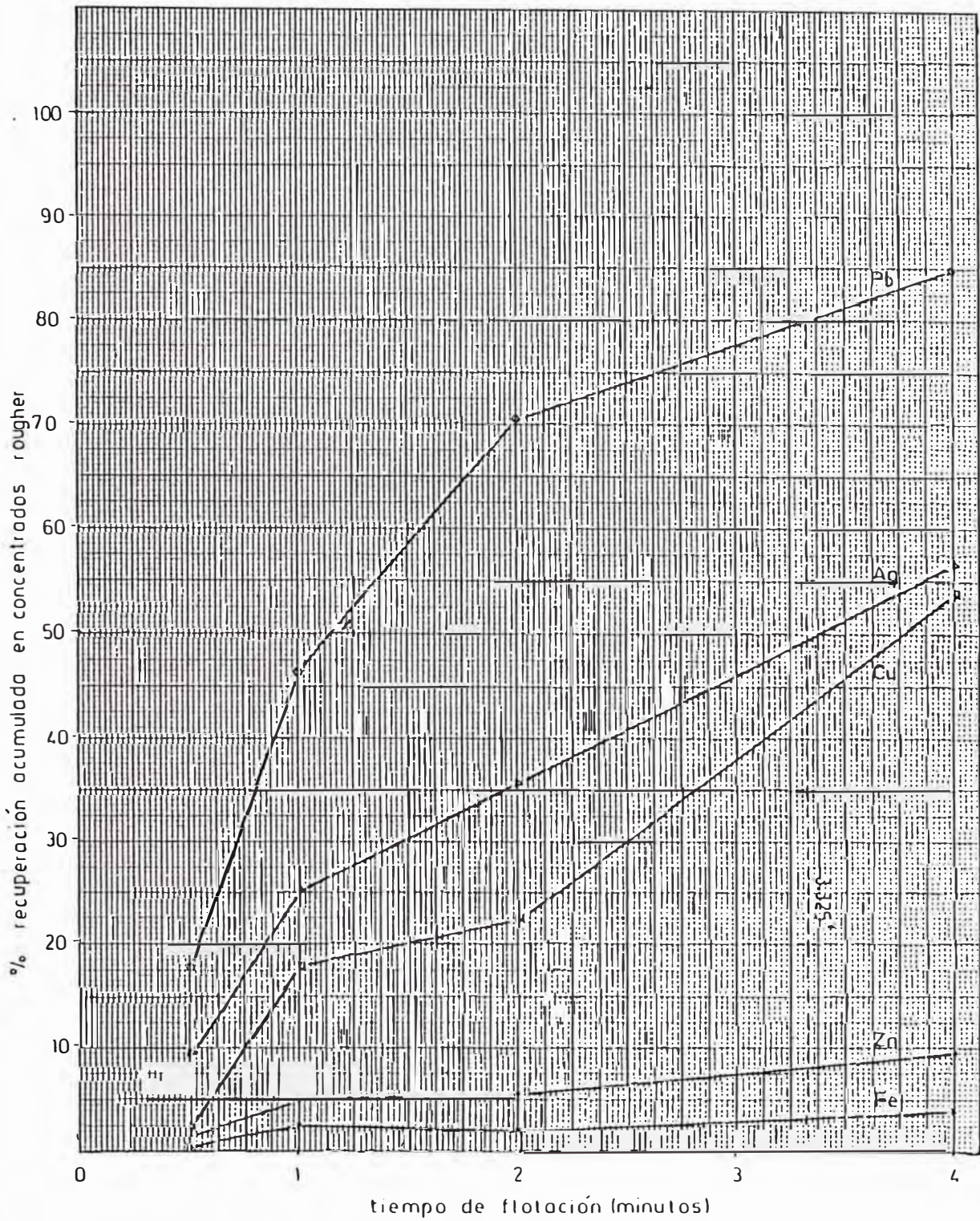
Seguidamente con los resultados obtenidos para cada elemento se procedió a graficar los porcentajes de distribución versus los tiempos de flotación, obteniéndose el primer gráfico que nos indica las velocidades de flotación correspondiendo la mayor velocidad de flotación al Pb seguido por la Ag y el Cu sucesivamente, finalmente el Zn y Fe.

Para este gráfico se observa la acción de los depresores del $ZnSO_4$ y NaCN sobre los minerales de Zn y Fe quedando el Cu que flota en forma retardada en el circuito de Pb y Zn respectivamente.

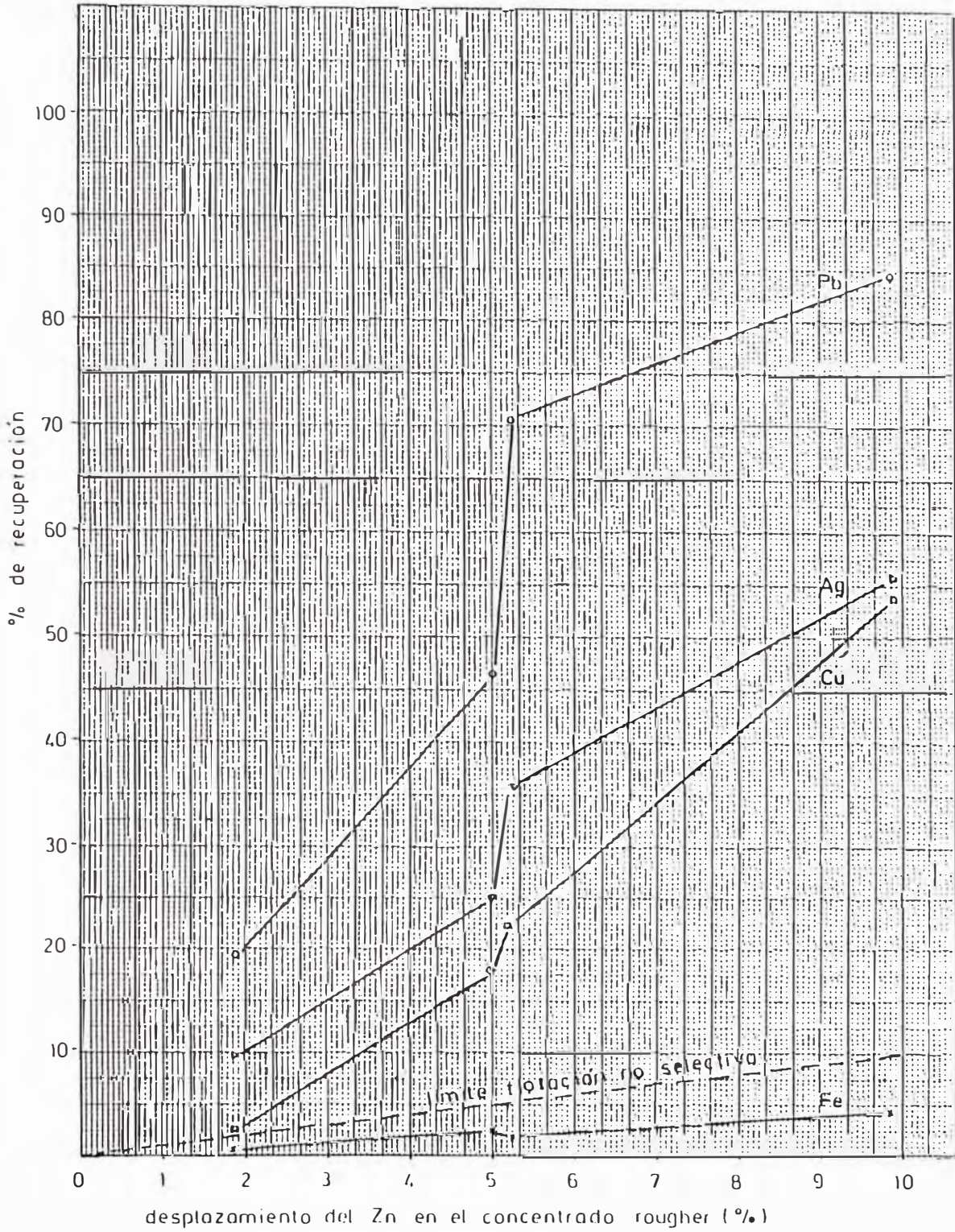
La flotación selectiva para cada elemento se observa en el gráfico de porcentajes de distribución versus el desplazamiento del Zn en el concentrado rougher se tiene la mayor selectividad para el Pb luego para los minerales de Ag, Cu y Fe sucesivamente como se puede apreciar en los gráficos 3.1 y 3.2.

Se debe hacer mención sobre el sulfuro de manganeso MnS (alabandita) que es un mineral no valioso pero que a su vez diluye los concentrados bajando el grado del concentrado lo que indica que tiene una velocidad de flotación mayor o igual a los elementos valiosos, esto se sustenta en los estudios realizados en la Universidad de Lovaina, en la que se comprobó que la alabandita y los insolubles flotan con solo el uso de espumantes.

Gráfico No 3.1



Selectividad para la flotación de Pb, Ag, Cu, Fe Vs el desplazamiento del zinc en el concentrado rougher bulk
Gráfico No 3.2



**Balances matalúrgicos para el estudio de cinética de
Flotación rougher batch para flotación bulk**

1. Para un tiempo de flotación : 0.5 min

PRODUCTO	%	E N S A Y E S (%)					D I S T R I B U C I O N (%)				
		Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza calc.	100.00	3.46	1.19	0.40	4.11	7.75	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	1.01	39.87	33.70	1.15	8.36	3.46	11.64	28.59	2.93	2.06	0.45
Cabeza Zinc	98.99	3.09	0.86	0.39	4.07	7.79	88.36	71.41	97.07	97.94	99.55

2. Para un tiempo de flotación : 1.0 min

PRODUCTO	%	E N S A Y E S (%)					D I S T R I B U C I O N (%)				
		Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza calc.	100.00	4.37	1.90	0.48	4.44	7.79	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	2.34	44.37	36.80	3.85	9.56	6.06	23.78	45.43	18.74	5.04	2.34
Cabeza Zinc	97.66	3.41	1.06	0.40	4.32	7.79	76.22	54.57	81.26	94.96	97.66

3. Para un tiempo de flotación : 2.0 min

PRODUCTO	%	E N S A Y E S (%)					D I S T R I B U C I O N (%)				
		Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza calc.	100.00	4.59	2.19	0.48	4.77	8.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	2.98	49.51	44.15	3.75	7.76	5.19	32.05	59.83	23.19	4.84	1.80
Cabeza Zinc	97.02	3.22	0.91	0.38	4.68	8.65	67.95	40.17	76.81	95.16	98.20

4. Para un tiempo de flotación : 4.0 min

PRODUCTO	%	E N S A Y E S (%)					D I S T R I B U C I O N (%)				
		Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag(§)	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza calc.	100.00	4.32	1.97	0.52	4.78	8.11	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	5.22	44.31	30.21	5.15	8.36	6.06	53.52	80.25	52.16	9.13	3.90
Cabeza Zinc	94.78	2.12	0.41	0.26	4.58	8.22	46.48	19.75	47.84	90.87	96.10

Ag(§) = onzas

Analisis comparativo de las celdas de flotación , celda Flash SK-80 Skim Air Outukumpu y una celda unitaria convencional (D30) Denver en operación de la planta concentradora

La operación de estas dos celdas unitarias que operan en los circuitos de molienda se realizaron en los diferentes puntos del circuito. La celda Flash SK-80 Outukumpu opera en la descarga del underflow del hidrociclón y la celda unitaria opera en dos puntos primeramente operaba en la descarga del molino de barras alimentándose con este producto posteriormente pasa a trabajar con el underflow del hidrociclón en donde se realiza el estudio comparativo de ambas celdas en operación en la planta concentradora Pachapaqui.

Celda Flash SK-80 Outocumpu

El estudio de la flotación en el circuito de molienda por medio de la máquina de flotación SKIM-AIR está basado en resultados obtenidos en los diferentes plantas donde se encuentran operando con resultados muy prometedores:

Es posible flotar un concentrado de ley final a partir del underflow del Hidrociclón, obteniéndose una buena recuperación.

El concentrado final resulta mas seco, permitiendo un ahorro de combustible en los secadores.

Se redujo el volumen de circuito de flotación convencional, retirándose 6 celdas D-21 del circuito de plomo.

En el circuito de molienda se disminuye la sobremolienda a travez de una flotación muy selectiva del underflow del Hidrociclón.

La Skim-Air tuvo un efecto estabilizador en la ley del mineral de alimentación al circuito de flotación convencional permitiendo un mayor control del proceso.

Para mejorar la recuperación es necesario minimizar la remolienda de valiosos y la mejor manera de hacerlo es con un proceso de flotación para el underflow del Hidrociclón obteniendo un concentrado de calidad y

evitando la pérdida en la recuperación de lamas (ausencia de lamas).

La cinética de flotación para el mineral de Pachapaqui se estudió que partículas de galena, chalcopirita de 37 y 74 (u) tenían relación de flotación más alta, pero se observó que también flotaban partículas gruesas liberadas hasta 149 con un alto grado de concentrados para Pb(50-70%) y (20-26%) para Cu sin limpieza. Produciendo concentrados gruesos fáciles de filtrar.

La máquina de flotación, su estructura demostró ser eficiente en una operación continua con pulpas de gran densidad y gruesos como los del underflow del Hidrociclón usando como base el comprobado mecanismo Outokumpo para pulpas pesadas.

El proceso de flotación Flash usado en la flotación mecánica con la celda Skim-Air produce un concentrado final en una sola etapa flotando un material grueso con densidad alta de la alimentación típica del underflow del hidrociclón, las colas de esta flotación por gravedad pasa a remolienda, el concentrado obtenido tiene minerales de alta gravedad específica y con una recuperación de (30-60 %) de la recuperación total.

La flotación Flash, método con el uso de la máquina de flotación Skim-Air se viene utilizando en varios circuitos de molienda en todo el mundo encontrando nuevas aplicaciones en la recuperación de metales preciosos, mencionamos a algunos de ellos ya instalados:

<u>COMPAÑIA</u>	<u>PAIS</u>	<u>TIPO DE MINERAL</u>	<u>TPH</u>	<u>MODELO</u>	<u>UNIDADES</u>	<u>AÑO</u>
Outokumpo						
Maamasht	Finlandia	Cu,Zn,Ag,Au	60.00	SK-80	1	1982
Vuonos	Finlandia	Cu,Zn,Co,Si	100.00	SK-240	1	1984
Selbale	Canada	Cu,Zn	60.00	SK-80	1	1984
El Indio	Chile	Cu,Au	75.00	SK-80	1	1987
Boliden						
Garpenberg	Suecia	Pb,Zn,Cu,Ag	70.00	SK-80	1	1985
Western						
Concentrator	USA	Pb,Cu,Zn,Ag	60.00	SK-80	1	1985
Boliden						
Aitik	Suecia	Cu,Au	1250.00	SK-240	5	1986
Minera						
Santa María	Brazil			SK-15	2	1987
Impala						
Platinum	RSA	Pt	60.00	SK-80	1	1987
Greens Creek	USA	Pb,Zn	45.00	SK-80	2	1988
Sunnyside						
Gold	USA	Au	40.00	SK-80	1	1987
Minera						
Pachapaqui	Perú	Pb,Cu,Ag	101.72	SK-80	1	1991

Como observación en el underflow del Hidrociclón se encuentran los minerales valiosos de mayor gravedad específica y tiene frecuentemente un contenido mas alto de minerales valiosos que el de mineral fresco alimentado.

Los criterios principales para el diseño del tanque fueron:

Que fuera necesario de tratar material grueso con densidades altas y sin arenamiento.

Que dosifique de manera que las partículas de tamaño adecuado vayan a flotación.

Que el tamaño y forma de la celda faciliten su instalación en los circuitos existentes de molienda.

Se denomina flotación Flash debido al corto tiempo de flotación en la celda Skim-Air (SK).

MAQUINAS DE FLOTACION SKIM AIR

Existen tres máquinas de tamaños diferentes, diseñados según las capacidades requeridas: 240 TPH, 80 TPH y 15 TPH, para el circuito de molienda donde se instale la

Skim-Air, permitiendo un tonelaje de carga circulante normal.

Especificaciones de las celdas SKIM-AIR

	Peso (Kg)	Vol.(pies ³)	Alimentación de Aire		
			Motor(Kw)	PSI	Caud.(m ³ /min)
Sk-240	4000	300	22	3.6	3
SK-80	1500	80	18	3.0	1
SK-15	350	10	2.2	1.5	0.2

Concentrado flotación Flash Producido: Concentrado bulk

Mineral de cabeza : 2.58 %Pb, 0.74%Cu, 4.34%Zn, 5.64 onz/tc Ag

Pb : 58.30 %

Cu : 4.55 %

Ag : 38.02 %

Zn : 8.50 %

Recuperación de Pb = 16.1% teniendo en cuenta un tonelaje de alimentación igual a 101.72 TMSFH de la carga circulante en el circuito de molienda.

Tamaño de partícula : 52 % -m200

Tiempo de flotación : 1.473 minutos.

% sólidos : 70

La recuperación de Pb,Cu y Ag se incrementaron de 16 a 30% y un concentrado de plomo de mayor grado de (58.30 a 70) y un incremento apreciable para Cu y Ag.

La humedad del concentrado se redujo de 12% a 9% debido a un concentrado mas grueso.

La flotación rougher y scavenger se redujo a la mitad produciéndose ahorros de 2 Kwh/TM de alimentación nueva.

La pirita puede acumularse en la carga circulante, el contenido en el underflow del hidrociclón bajaría la ley del concentrado teniéndose que usarse mayores cantidades de depresores que a su vez deprimirían el Cu y Ag al igual que el zinc.

El método de flotación flash con la celda de flotación SKIM-AIR, de Outokumpu a demostrado que existen todavía formas de mejorar resultados metalúrgicos y la recuperación económica mas importantes a sido el incremento en la recuperación de metales preciosos como oro, plata y platino.

Condiciones de la operación e instalaciones para su funcionamiento en la planta concentradora

El tanque de la celda SKIM-AIR esta diseñada para tratar material grueso, sin arenamiento con densidades de pulpa altos en donde el tamaño y la forma faciliten su instalación en los circuitos de molienda con una alimentación de aire de un soplador de (3-3.5)PSI y un caudal de (0.5-1.0) m³/min, los RPM del eje del árbol de agitación es de 350 RPM para un sistema de agitación especialmente diseñada para evitar el arenamiento.

La celda SKIM-AIR tiene un sistema automático que controla el nivel de pulpa que trasmite al tablero de control y este controla sincronizadamente con la válvula pitch de la descarga para evitar un posible arenamiento de la celda.

El tablero es regulable de (0 a 100%) para cerrar o abrir la válvula pitch de jebe o poliuterano de 4" diámetro para accionar este sistema trabaja una compresora eléctrica Atlas Copco, manómetros, a la salida de la compresora es de (50 - 100 PSI). El aire debe estar seco para el tablero automático, la válvula pitch y el tablero trabajan de 20 - 25 PSI para permitir una rápida descarga de la celda accionado por el sensor.

La celda de flotación tiene un volumen neto de 80 pies³ y una capacidad 1920 TMSPD, en nuestro caso para una carga circulante de 3.59% se trata 101.72 TMSPH, trabajando con la carga gruesa del underflow del hidrociclón con densidades de (1600 - 2200) y en la celda flash la densidad de pulpa es de (1400 - 1800) g/lt y para el control de la densidad del overflow es de (1300-1400) g/lt, con otros valores ya no opera bien la celda de flotación.

El consumo de reactivos, xantato y espumante es de 0.014 lb/TM, Z-11, 0.008 lb/TM de espumante (Oxanol + MIBC) y 0.006 lb/Tm (A-31).

Se debe tener en cuenta que esta celda no tiene paletas permitiendo una mayor recuperación de partículas gruesas por rebose no distorcionando las burbujas mejorando la extracción de las partículas valiosas gruesas.

Celda Unitaria convencional

En nuestro caso para la Compañía Minera Pachapaqui la celda unitaria es una Celda Denver D-30 acondicionada para trabajar como celda unitaria con un volumen neto de 90 pies³ como se determinó inicialmente, trabajándose en dos puntos del circuito de molienda y flotación convencional.

En el punto (1) que está ubicada en la descarga del molino primario el molino de barras 6'x10' esta celda operaba con la finalidad de extraer las partículas liberadas producidas en la mina y en la molienda primaria con un tamaño máximo obtenido en flotación hasta 100 u las otras partículas pasaban a la molienda secundaria esto era debido a la acción de las paletas que no permiten extraer partículas gruesas de plomo, chalcopirita, afectando la recuperación de estos considerablemente.

Esta celda trabaja con partículas de -1/4" controlada por la malla del trommel de descarga del molino de barras y una densidad máxima de pulpa de 1500 g/lt a mayor densidad se arenan, los RPM del árbol de la celda es 290 y la luz entre el impulsor y el difusor es de 1/4 pulgada de (20 -35)% para el plomo con una cinética de flotación rápida, para la plata y cobre la cinética de flotación es mas lenta.

El tubo de descarga para esta celda es de 3-3.5 pulgadas de diámetro, con dimensiones de la celda de 56" x 56" pulgadas y densidad de pulpa de la celda de 1250 g/lt a 1280 g/lt, en estas condiciones se trabajó anteriormente antes de implementar el sistema de lavado las partículas finas obtenidas del rebose del clasificador helicoidal del lavado del mineral en la sección chancado que fuera directamente a flotación la celda unitaria convencional fue trasladada a trabajar al punto (2) con el material obtenido del overflow del hidrociclón que es en donde se

encuentra operando actualmente en la planta concentradora.

- b) Celda Unitaria en operación actual, se encuentra operando en el punto (2), el mineral alimentado a esta celda es igual al tonelaje horario del overflow del hidrociclón que es 27.773 TMSPH sin carga circulante como lo hace en el mineral tratado en el circuito de molienda para la celda SKIM-AIR con la carga circulante.

La pulpa alimentada es de una granulometría fina permitiendo que la luz del impulsor y difusor de la celda sea de 3/16" para permitir una mejor agitación de la pulpa y una mayor dispersión de las partículas y burbujas de aire.

Para evitar el arenamiento de la celda se tiene una tubería de descarga (chupón) de 3.5" diámetro y con una aireación proveniente de un soplador de 3 psi y un caudal de 1 m³/mt, operando con una densidad de pulpa de alimentación de 1350 g/lt, en estas condiciones el efecto de las paletas para partículas finas no afecta considerablemente la flotación y recuperación de partículas valiosas.

El uso de ambas celdas unitarias la SKIM-AIR y la celda unitaria convencional se justifica al disminuir el volumen del circuito de flotación Pb-Cu en el rougher y scavenger cuando se aumenta la capacidad de la planta o sube la ley del mineral que va a ser posible cuando se implemente el proceso de preconcentración en el ZINC-AND-FLOAT en la sección chancado donde va a subir el grado del mineral y la capacidad de la planta aumenta pero sin modificar el circuito de molienda y flotación.

Los motores usados es de 18 HP para ambas celdas y en este caso la celda unitaria se incrementa los RPM : 300 para un mejor acondicionamiento de partículas finas en esta celda unitaria.

El consumo de reactivos es mayor que en la celda SKIM-AIR en cuanto a xantato = 0.023 lb/TM de Z-11, espumante (Oxanol+MIBC) = 0.015 lb/TM, A-1208 = 0.017 lb/TM, A-404 = 0.018 lb/TM.

En estas condiciones de operación y los puntos en donde se instalan ambas celdas de flotación se tienen en el presente análisis comparativo con los balances

metalúrgicos obtenidos y un estudio económico correspondiente para decidir cual de ellos es el que nos permite al ser usados en plantas concentradoras obtener una mayor rentabilidad económica. El tiempo de flotación en este caso es ligeramente mayor que en la SKIM-AIR siendo de 2.45 min. con 36% de sólidos.

CONSUMO ENERGETICO COMPARATIVO DE LAS CELDAS DE FLOTACION

I. Celda unitaria convencional

Motor celda:	Marca	HP	Kw-h	Costo \$/h
	Delcrosa	18	13.42	0.134
Motor Soplador:	Marca			
	Delcrosa	1.8	1.34	<u>0.013</u>
				0.147

II. Celda Flash SK-80 SKIM-AIR

Motor:	Marca	HP	Kw-h	Costo \$/TM
Celda:	Delcrosa	18	13.42	0.134
Motor:	Marca			
Soplador:	Siemens	3.6	2.68	0.026
Motor:	Marca			
Compresora.:	Electrica			
	Atlas Copco			
Motor:	Delcrosa	12.0	8.95	<u>0.089</u>
				0.249

CONSUMO DE REACTIVOS

I. Celda Unitaria Convencional

			<u>Costo \$/TM</u>
TMPH=	27.773Xantato(Z-11)	0.0231b/tn	0.018
	Espumantes(MICB+OXANOL)	0.0151b/tn	0.037
	Aerofloats(A-208)	0.0171b/tn	0.030
	Aerofloat (A-404)	0.0131b/tn	<u>0.016</u>
			0.101

II. Celda Flash SK-80 SKIM-AIR

			<u>Costo \$/TM</u>
TMPH=	101.72Xantato(Z-11)	0.0141b/tn	0.011
	Espumantes(MICB+OXANOL)	0.0081b/tn	0.020
	Aerofloats(A-3)	0.0061b/tn	<u>0.012</u>
			0.043

COSTO DE REACTIVOS

Z-11 = 0.804 \$/lb(*) 0.101\$/Tm*28.33*TM/h=2.86\$/h ¹
A-208 = 1.804 \$/lb
A-404 = 1.275 \$/lb
A-31 = 2.12 \$/lb(*) 0.043\$/Tm*28.33*TM/h=1.22\$/h
MIBC = 2.5 \$/lb
Z-6 = 0.92 \$/lb

Costo de energía en Hidroeléctrica po Kw/H : 0.01\$
Total:Costos celda Unitaria convencional : 3.01 \$/h
Costo celda Flash SK-80 SKIM AIR : 1.47 \$/h

3.2.2 Análisis de la operación de la flotación diferencial cobre-plomo

La separación cobre plomo a partir del concentrado bulk en términos generales consiste en flotar los minerales de cobre en cuatro etapas: una etapa rougher de Cu, dos etapas scavenger de cobre y una etapa de limpieza. En estas etapas de flotación de cobre se trata de deprimir, al máximo los minerales de plomo. El resto de minerales de Ag, Fe y Zn se desplazan en mayor o menor proporción hacia los concentrados de plomo de acuerdo al grado y tipo de asociación de estos minerales con los de cobre y plomo.

El diagrama de las etapas de flotación Cu-Pb se representan en la fig. (Nº adjunto).

En el proceso de separación Cu-Pb se emplean celdas Denver Nº 15 Sub-A (4) y 8 celdas Comesa Nº 15 Sub-A en las cuatro etapas.

El proceso consiste en flotar minerales de cobre, plata y deprimir los minerales de plomo, zinc, fierro, manganeso e insolubles.

Los resultados se observan en el balance metalúrgico promedio de la separación plomo-cobre.

¹ Para el consumo de energía y consumo de reactivos de ambas celdas tenemos que la celda unitaria consume en (\$/h) en un 50% mas que la celda Flash Sk-80, con respecto a la calidad de los concentrados es mejor de la celda Flash

El método utilizado en la separación es usando los reactivos depresores del plomo como el Bicromato-Bisulfito.

Las partículas finas de plomo (lamas) no son deprimidas flotan con el cobre por arrastre mecánico y los minerales de cobre no flotan en la fracciones gruesas esto puede ser por asociaciones de los minerales de cobre con la galena o la poca flotabilidad de la chalcopirita.

Posteriormente con la adquisición de la celda Flash SK-80 se evitó la sobremolienda de la galena y chalcopirita liberadas del underflow del hidrociclón con la finalidad de disminuir el porcentaje de lamas en el concentrado bulk, para la separación respectiva .

**Especificación de equipos utilizados
en el circuito de Separación Plomo-Cobre**

EQUIPO	UNID.	CARACTERIST.	MOTOR	HP	Cos ϕ
Acondici.	1	Denver(6'x6')	Delcrosa	18	0.8
Acondi.	1	Deco(198-AA) (5'x4')	Delcrosa	5	0.8
C.Comesa	8	No15 Sub-A	Delc.(4)	6.6	0.8
C.Denver	4	No15 Sub-A	Delc.(2)	6.6	0.8

HP = 62.6 Tot.Circuito

Determinación del tiempo de acondicionamiento en el circuito de cobre.

Calculamos el tiempo de acondicionamiento para los dos acondicionadores de forma cilíndrica de la pulpa antes de ingresar a los circuitos de flotación.

a) Para el acondicionador 6'x6' (h'xD')

h = altura, D = diámetro en pies

DIAGRAMA DEL CIRCUITO DE SEPARACION PLOMO COBRE

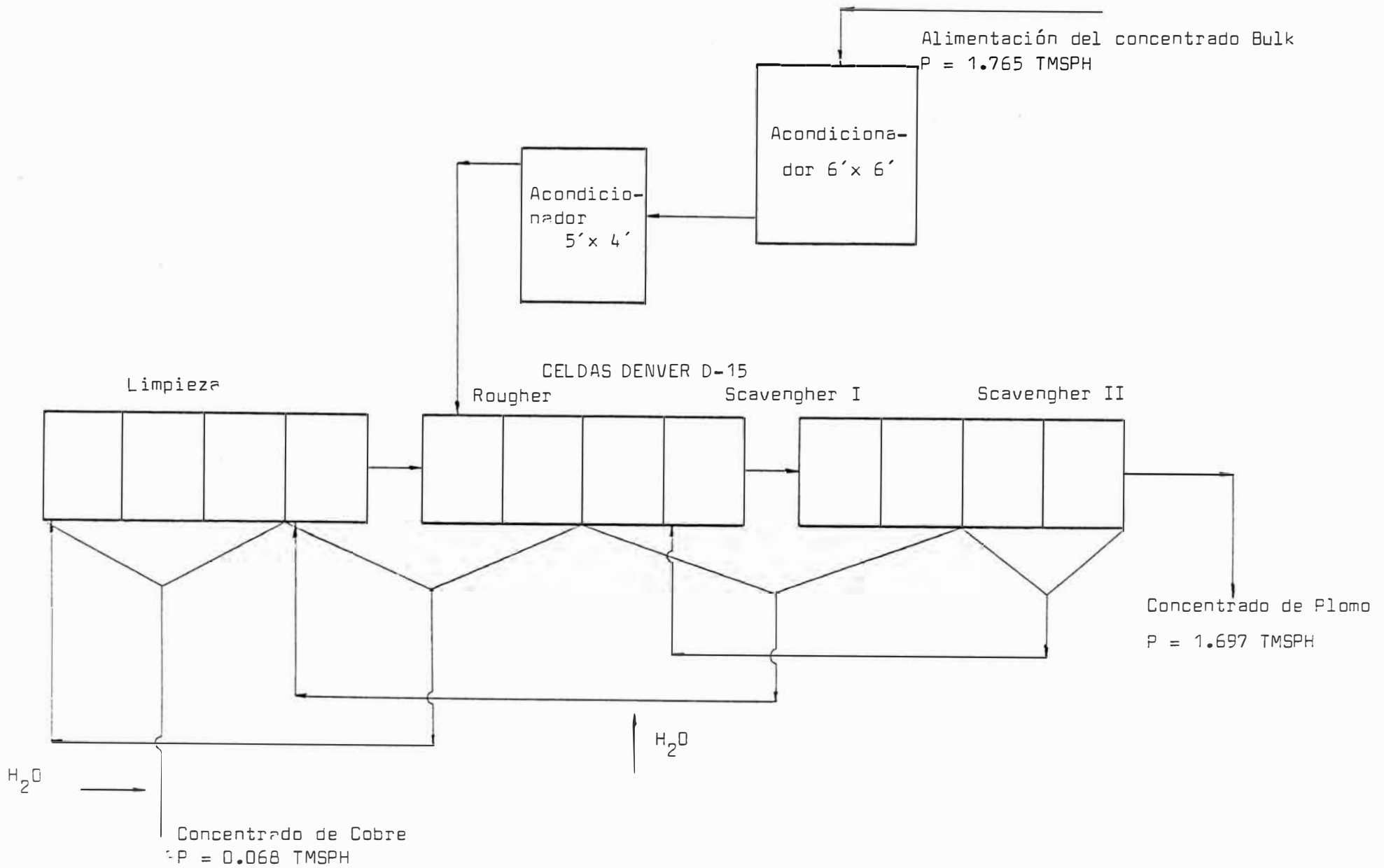


Figura 3.7

$$V_T = \frac{\pi (D)^2 h}{4} = \frac{3.1416 (6)^2 (6)}{4} = 169.65 \text{pies}^3$$

b) Para el acondicionador 5'x4' (h'x D')

$$V_T = \frac{\pi (D)^2 h}{4} = \frac{3.1416 (4)^2 (5)}{4} = 62.83 \text{pies}^3$$

Considerando un 30% del volumen ocupado por el sistema de agitación y el volumen de las burbujas de aire en las espumas determinamos el volumen neto.

$$V_{Na} = 169.65 \times 0.70 = 118.75 \text{ pies}^3$$

$$V_{Nb} = 62.83 \times 0.70 = 43.98 \text{ pies}^3$$

Determinamos el tiempo de acondicionamiento para el caudal $Q = 2.353 \text{ pies}^3/\text{min}$.

$$t = \frac{V(\text{pies}^3)}{Q(\text{pies}^3/\text{min})}$$

$$t_a = \frac{118.75}{2.353} = 50.47 \text{ (min)}$$

$$t_b = \frac{43.98}{2.353} = 18.69 \text{ (min)}$$

$$t_c = t_a + t_b = 50.47 + 18.69 = 69.16 \text{ min}$$

El tiempo total de acondicionamiento es 69.16 min. con los reactivos bicromato y bisulfito en el punto de adición (S)

Consumo de reactivos en el circuito de separación plomo-cobre

En el circuito de separación plomo-cobre se utilizan los reactivos bicromato de sodio y bisulfito de sodio en los puntos de adición, se preparan soluciones al 1.0% y se alimentan al acondicionador (6'x6') y a las celdas de limpieza de acuerdo al consumo especificado en el cuadro siguiente.

**Adición promedio de reactivos en el proceso de separación
Plomo-Cobre.**

NOMBRE REACTIVO	PUNTO ADICION	CONSUMO DE REACT.	
		lb/h	lb/tn
Bicrom.Sodio	S	3.52	2.20
Na ₂ Cr ₂ O ₇	T	2.40	1.50
Bisulf.Sodio	S	2.75	1.72
NaHSO ₃	T	2.40	1.50

El consumo de reactivos esta referido al tonelaje del concentrado bulk (1.602 TMSFH) que es la cabeza de la separación plomo-cobre, el consumo promedio se efectuó a base del consumo diario en el circuito de separación estos consumos totales son 7.2 kg/día de bicromato y 5.6 kg/día de bisulfito. Los puntos de edición de reactivos se refiere en el esquema del circuito de separación.

En los resultados de los ensayos químicos se nota la variación en cada uno de los productos en los desplazamientos del plomo, zinc y manganeso al concentrado de cobre. Se toma muestras de las espumas del concentrado de cobre de las ocho primeras celdas del circuito y se observó el efecto del desplazamiento de Pb, Zn y Mn en cada una de las celdas de flotación.

Análisis químico de elementos para cada celda

<u>PRODUCTO</u>	<u>% Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>% Mn</u>
Conc.Bulk	14.55	18.15	9.06	12.10
Conc.Cobre				
Celda No 1	34.75	7.55	7.04	0.84
Celda No 2	34.00	9.25	6.24	1.04
Celda No 3	32.90	8.05	7.24	0.94
Celda No 4	31.25	11.90	5.63	1.74
Celda No 5	28.60	11.25	6.04	1.91
Celda No 6	26.40	13.50	6.64	1.96
Celda No 7	24.50	11.60	5.63	1.82
Celda No 8	22.20	11.10	8.25	1.92
Conc.Plomo	13.60	20.00	8.65	13.90

De los resultados observados del cuadro anterior en los ensayos químicos de las espumas del

concentrado de cobre, se tuvo en esta ocasión un mineral dócil pero la separación con alta ley de cobre y en menor grado el desplazamiento del plomo y zinc a los concentrados de cobre, se puede apreciar que la mayor proporción del manganeso se desplaza al concentrado de plomo.

Por lo que se debe indicar que las leyes del mineral de cabeza cambian continuamente como se observa en los cuadros al analizar oportunamente y por ende también cambian los porcentajes de las leyes en los concentrados bulk obtenidos teniéndose en cuenta las variaciones el presente trabajo respecto a los análisis químicos o ensayos.

Variables de flotación del circuito de separación Cu-Pb

	Flotación Rougher Cu	Flotación Scav. Cu-I	Flotación Scav. Cu-II	Flotación Limpieza Cu
Celda/Unid	(4)	(4)	(3)	(1)
Motor (2)	6.6HF	(2)6.6 HF	(1)6.6 HF	(1)6.6HF
Tiemp. Flot.	8.24	10.98	3.88	12.00
Sólidos (%)	28.00	24.00	14.00	35.00
Dens. Pulpa	1220.00	1180.00	1100.00	1290.00
Alcalinidad pH	8.35	8.30	8.14	8.40

Balance de materiales del circuito de separación Pb-Cu

Producto	Sólidos		Pulpa		Aqua G.P.M.	
	TCSPH	Ge (g/cc)	G.P.M.	% Sólidos	Contenida	Añadida
Conc. Bulk	1.765	5.55	20.68	28	18.17	24.05
Conc. Cobre	0.068	4.65	0.603	35	0.51	-
Conc. Plomo	1.697	6.32	44.11	14	41.73	-
Conc. Cobre a la cocha	0.068	4.65	0.797	28	0.70	0.19

Cálculo del flujo balanceado del circuito de separación plomo-cobre

Alimentación concentrado bulk al circuito de separación

$$TCSPH = 1.765 \quad \% S = 28$$

$$TCPH(H_2O) = \frac{1.765(1-0.28)}{0.28} = 4.54$$

$$Q \text{ (pulpa)} = 1.765 + 4.54 = 6.305 \text{ TCPH}$$

Concentrado de plomo

$$TCSPH = 1.697 \quad \% S = 14$$

$$TCPH(H_2O) = \frac{1.697(1-0.14)}{0.14} = 10.424$$

$$Q \text{ (pulpa)} = 1.697 + 10.424 = 12.121 \text{ TCPH}$$

Concentrado de cobre

$$TCSPH = 0.068 \quad \% S = 35$$

$$TCPH(H_2O) = \frac{0.068(1-0.35)}{0.35} = 0.126$$

$$Q \text{ (pulpa)} = 0.126 + 0.068 = 0.194 \text{ TCPH}$$

Cantidad de agua añadida al circuito en las canaletas

$$TCPH(H_2O)_{c.bulk} + \chi TCPH(H_2O) = TCPH(H_2O)_{c.Pb} + TCPH(H_2O)_{c.Cu}$$

$$\chi TCPH(H_2O) = TCPH(H_2O)_{c.Pb} + TCPH(H_2O)_{c.Cu} - TCPH(H_2O)_{c.bulk}$$

$$\chi TCPH(H_2O) = 10.424 + 0.126 - 4.54 = 6.01 TCPH(H_2O)$$

Balance metalúrgico promedio del concentrado del circuito de Cobre

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(♠)	Pb	Cu	Zn	Ag(♠)	Pb	Cu	Zn
Alim.fresco	1.602	100.00	53.33	34.85	6.37	8.26	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc.plomo	1.504	96.13	51.09	35.39	5.60	8.69	92.10	99.51	88.23	96.97
Conc. Cobre (Ag♠) onz/TM	0.062	3.87	108.97	13.41	19.68	7.20	7.90	1.49	11.77	3.03

La relación Cu/Pb en el concentrado bulk es de 0.183.

Los resultados de la flotación diferencial de Pb-Cu a partir de los concentrados bulk alimentados a los acondicionadores no son del todo satisfactorios. El método usado es por la depresión de la galena por el bisulfito y bicromato de sodio. Del balance metalúrgico se observa mayor selectividad de la Ag en el concentrado de cobre de 13.41 %Pb. Respecto a las recuperaciones son mayores en el concentrado de Pb para la Ag, Pb, Zn y Cu. Debido a la complejidad del mineral ya que en una proporción apreciable el cobre se presenta en forma de tenantita-tetrahedrita por lo que la separación no es como se esperaba por el contenido de plomo excesivo en el concentrado de cobre.

La implementación de la celda flash SK-80 con la finalidad de evitar la sobremolienda, y evitar la mayor proporción de lamas, del mismo modo se incrementa la densidad de pulpa del overflow del hidrociclón de 1300 a 1350 g/lt en donde se evita el desplazamiento de plomo de granulometría fina (-m400) para el concentrado de cobre.

3.3 Análisis del circuito de Zinc

El mineral extraído de las zonas Amelia, Cleopatra y Pacarenca han sufrido una disminución considerable en las leyes de plata y en cambio se ha incrementado las leyes de plomo y zinc siendo en mayor proporción la ley de zinc a (4.5 - 6)% lo que ha sobrecargado al circuito de zinc el cual implica una mayor capacidad del circuito el que

DIAGRAMA DEL CIRCUITO DE ZINC

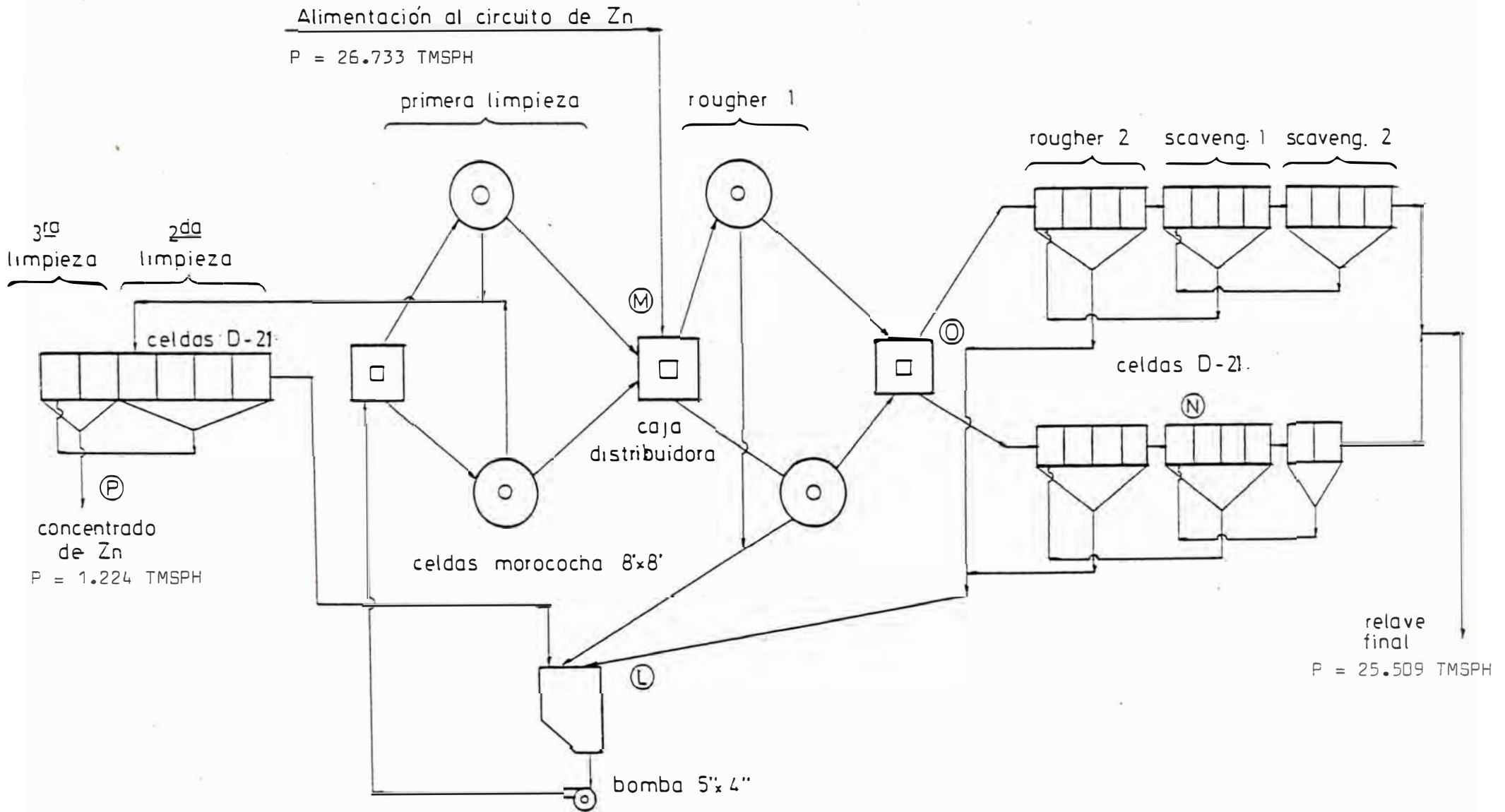


Figura 3.8

influye en la recuperación y una mejor ley del concentrado, apreciándose marmatita en mayor grado. El cobre desplazado en el circuito de zinc se recupera reduciendo las pérdidas en el relave final (la flotación de zinc es básicamente la flotación del cobre) pero resulta mas atractivo reducir las pérdidas en el circuito de flotación bulk ya que el cobre en el concentrado de zinc algunos contratos pagan solo el 50% de cobre.

Las recuperaciones de plata en este circuito son bajas por la asociación de la plata a las piritas como piritas argentíferas.

La sección flotación rougher de zinc comprende dos circuitos en paralelo de dos celdas morococha (WS) de (8'x 8') y cuatro celdas (D-21) en cada banco. El circuito de flotación scavenger consta en el primer banco (A) de 8 celdas en dos bloques de 4 celdas y el banco (B) consta de 6 celdas un banco de 4 celdas (D-21) y un segundo bloque de dos celdas, están dispuestas en paralelo y finalmente las tres etapas de limpieza, la primera limpieza consta de 2 celdas morococha 8'x 8' (WS) trabajan en paralelo y la segunda limpieza consta de (4) celdas (D-21) y a continuación la tercera limpieza consta de dos celdas (D-21) de la cual se extrae el concentrado final de zinc.

Los resultados promedios de los ensayos químicos y porcentajes de distribución tanto para el peso de minerales se muestran en el balance metalúrgico general.

Los diagramas de flujo del circuito de zinc se presentan en las figura 3.8

Los resultados de los ensayos químicos para cada uno de los productos obtenidos en el circuito de zinc mostraron ciertas variaciones debido a los cambios de alimentación a la planta ó a los circuitos de flotación integrados.

Balance metalúrgico promedio del concentrado del circuito de Zinc

PRODUCTO	PESO		ENSAYES (%)				DISTRIBUCION (%)			
	TMSPH	%	Ag(%)	Pb	Cu	Zn	Ag(%)	Pb	Cu	Zn
Cabeza Zn	26.733	100.00	1.74	0.37	0.21	2.88	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Zinc	1.224	4.58	9.66	1.89	2.01	49.91	25.41	23.23	44.64	79.22
Relave	25.509	95.42	1.36	0.30	0.12	0.64	74.59	76.77	55.36	20.78

(Ag*) onz/TM

Para el circuito global de zinc, se tiene como alimentación a la cola del circuito de plomo, del balance metalúrgico se tiene una baja selectividad (49.91% Zn) con relación al Fe y Mn, la contaminación el Fe aparece en la etapa scavenger donde es necesario mantener un pH alto, la contaminación con el manganeso aparece desde el principio debido a la esfalerita magnesifera presente. Las recuperaciones de Ag, Cu, y Zn son aceptables resaltando la tendencia a la flotación del cobre en el circuito de zinc con un pH mayor en relación al circuito de plomo. Las distribuciones en nuestro caso son Ag (25.4%), Pb(23.3%), Cu(44.64%) y Zn (79.22%).

La falta de selectividad del zinc proviene sobre todo del manganeso presente en la esfalerita en forma de alabandita y un mineral de ganga. La limitación de la ley de zinc en el concentrado de Zn es también debido a la presencia del cobre como 2.01% que flota en esta sección, no flota en el circuito de plomo por acción del cianuro hasta en un 44.20% de recuperación.

3.3.1 Variables de flotación circuito rougher de zinc

Circuito en paralelo (2)

	<u>Flotación</u> <u>Rougher A</u>	<u>Flotación</u> <u>Rougher B</u>
Celda/Unid	(2) Morococha (8' x8')	(4) Denver No 21
Motor	(2) 30 HP	(2) 18 HP
Tiempo Flotación	20.52	7.53
Solidos (%)	32.00	30.00
Dens. Pulpa	1250.00	1220.00
Alcalinidad pH	10.81	11.20

Variables de Flotación circuito scavenger de zinc

Circuito en paralelo (2)

	<u>Flotación Scavenger A</u>	<u>Flotación Scavenger B</u>
Celdas Denver N° 21	Unidades 4	4
Motor	(2) 18 HP	(2) 18 HP
Tiempo Flotación	6.27	5.74
Solidos (%)	30.00	24.00
Dens. Pulpa	1220.00	1280.00
Alcalinidad pH	11.00	10.96

Variables de Flotación circuito limpieza de zinc

	<u>Flotación Limp.Zinc-I</u>	<u>Flotación Limp.Zn-II</u>	<u>Flotación Limp.Zn-III</u>
Celdas Unidades	(2) C.Morococha (8'x8')	(4) C.Denver N°21	(2) C.Denver N°21
Motor	(2) 30 HP	(2) 18 HP	(1) 18 HP
Tiempo Flot.	(2) 22.96	21.83	27.99
Solidos (%)	35.00	54.00	58.00
Dens. Pulpa	1290.00	1540.00	1600.00
Alcalinidad pH	11.60	11.80	11.95

Balance de materiales del circuito de Zinc promedio

Producto	Solidos		Pulpa		Agua G.P.M.	
	TCSPH	Ge (g/cc)	G.P.M.	% Solidos	Contenida	Añadida
Cabeza Zn	26.733	2.77	198.17	40	160.52	136.38
Conc. Zinc	1.224	4.76	5.28	58	3.55	-
Relave final	25.509	2.70	360.56	24	323.35	-
Conc. Zinc al espesador	1.224	4.76	14.343	28	12.599	9.049

La alimentación al circuito de zinc consiste en el mineral deprimido proveniente de las colas del circuito de plomo que consisten en minerales de zinc, fierro y los estériles como cuarzo, rodocrosita etc.

En los diagramas de flujo de mineral en peso para cada circuito de flotación se considera cada alimentación inicial como el 100% y a partir de allí comienza a calcular de acuerdo a los pesos obtenidos tanto para el circuito de plomo, circuito de separación plomo-cobre y el circuito de zinc como se presenta en cada esquema correspondiente, lo que se puede observar en estos casos es que los productos obtenidos en los circuitos

scavenger y los cleaner son completamente inversas en su comportamiento respecto a su alimentación física, espumas de flotación y relaves correspondientes obtenidos en cada celda o banco de flotación.

Consumo promedio de reactivos en el circuito de zinc

Para determinar el consumo de reactivos se hizo tomando como base al consumo promedio mensual, es muy variable para la cal, sulfato de cobre y colectores de acuerdo a las características del mineral, a las leyes de cabeza de zinc para los diferentes puntos de adición especificados en la Figura N° 3.6 y está referido al tonelaje horario de la alimentación fresca (T=28.333) TMSPH.

Los resultados de los ensayos químicos obtenidos en el laboratorio químico de esta sección son muy variables debido a las características de un mineral tan complejo como es la marmatita, esfalerita magnesifera conteniendo como solución sólida manganeso (MnS) alabandita, presencia de oxidos.

Los xantatos Z-11 y Z-6 se usan mezclados en una relación (1:1) en los puntos M, O y N.

Adición promedio de reactivos en el proceso de flotación de Zinc

<u>Nom.reactivos</u>	<u>Puntos de Adición</u>	<u>Consumo de reactivos lb/h</u>	<u>lb/tm</u>
Sulf. Cobre	M	37.680	1.33
Xantato Z-11	M	0.156	0.0055
	O	0.094	0.0033
	N	0.062	0.0022
Xantato Z-6	M	0.156	0.0055
	O	0.094	0.0033
	N	0.062	0.0022
Cal	M	57.150	2.02
	O	38.100	1.34
	L	95.260	3.36
Dowfrot 250	L	0.125	0.0044
	M	0.125	0.0044
Separan	P	0.062	0.0022

Diagramas Flujo de peso de mineral de circuitos de molienda-clasificación y flotación

En los diagramas de flujo un peso de mineral se considera la alimentación a cada circuito como el 100% para cada circuito.

Estos diagramas nos dan los resultados donde la proporción de carga circulante en los puntos de cada circuito que van a influir en la capacidad de las maquinas en operación.

Tomando en cada punto la extracción del concentrado donde se realiza la flotación en las celdas de concentrado final se observa el porcentaje de mineral que se extraen como concentrados.

Nos indica en los circuitos de molienda-clasificación la proporción de carga circulante es de 359.05%.

La recirculación en los circuitos de flotación rougher, scavenger y limpieza de plomo es de 15.2%, 20% y 27.84% respectivamente.

En el circuito de cobre se tiene una proporción de carga circulante del circuito scavenger de 176.15% y en el circuito de limpieza de 68.4%.

Finalmente para el circuito de zinc se tiene para el circuito scavenger es de 11.54% y 6.70% en el primer scavenger y segundo scavenger respectivamente en el rougher del circuito tenemos de 26% y 11.54% y 6.70% la proporción de carga circulante en el primer y segundo rougher y con respecto al circuito de limpieza es de 7.24% y 5.76% para la segunda y tercera limpieza respectivamente.

Esto se aprecia en las Figuras Nos 3.9, 3.10, 3.11 y 3.12.

DIAGRAMA DE FLUJO EN PESO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA CLASIFICACION

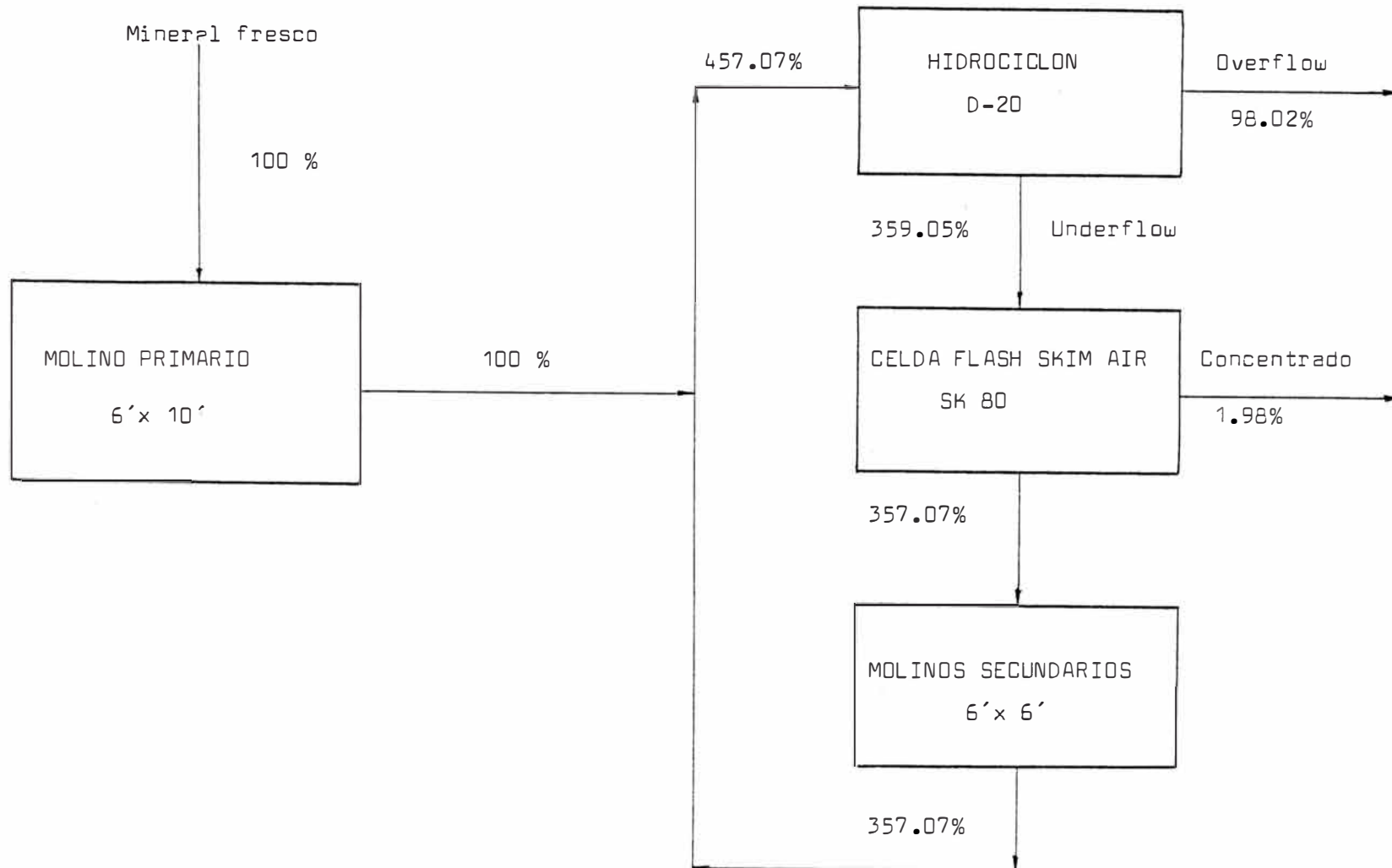


Figura 3.9

DIAGRAMA DE FLUJO EN PESO DEL CIRCUITO DE PLOMO

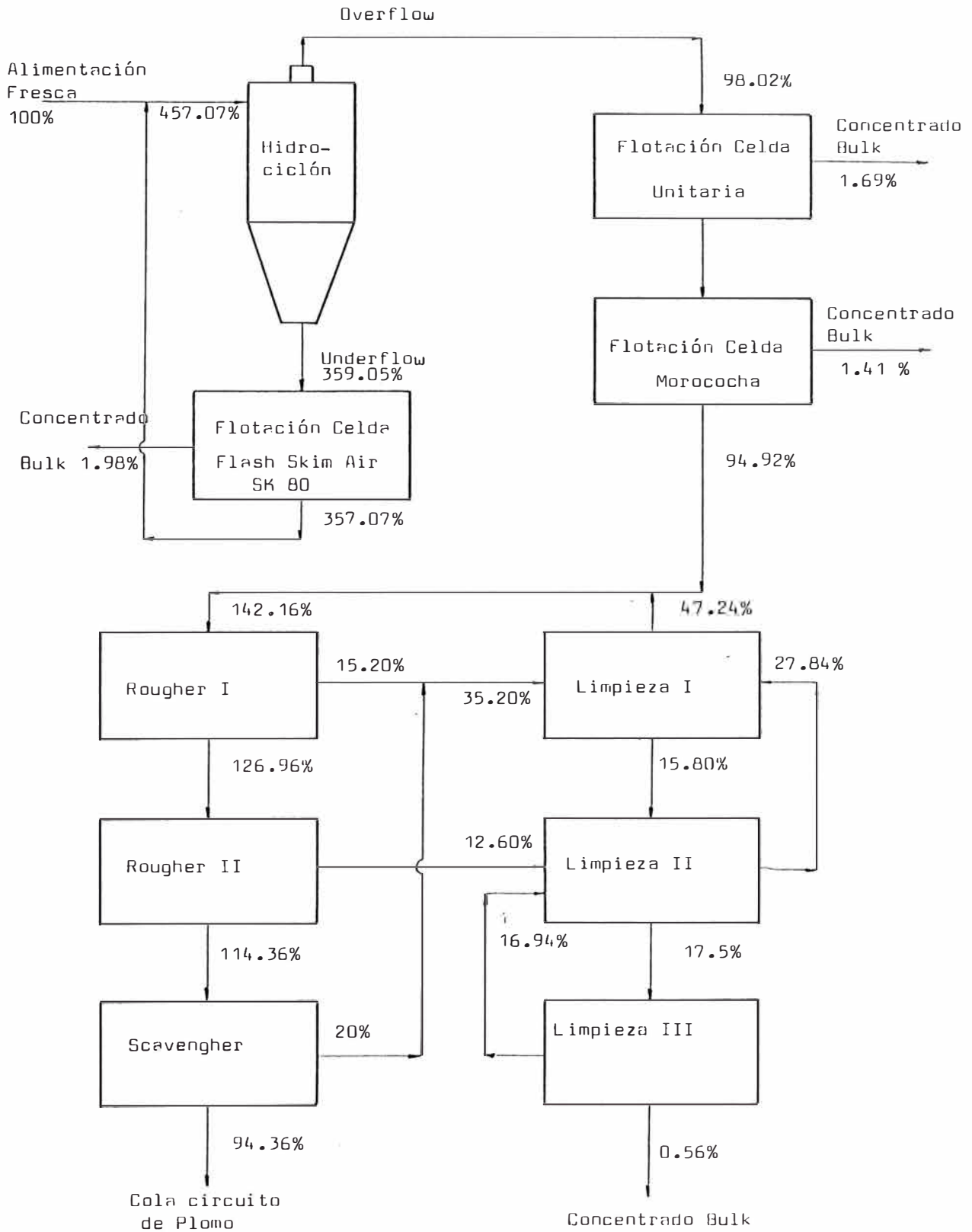


Figura 3.10

DIAGRAMA DE FLUJO EN PESO DE SEPARACION PLOMO COBRE

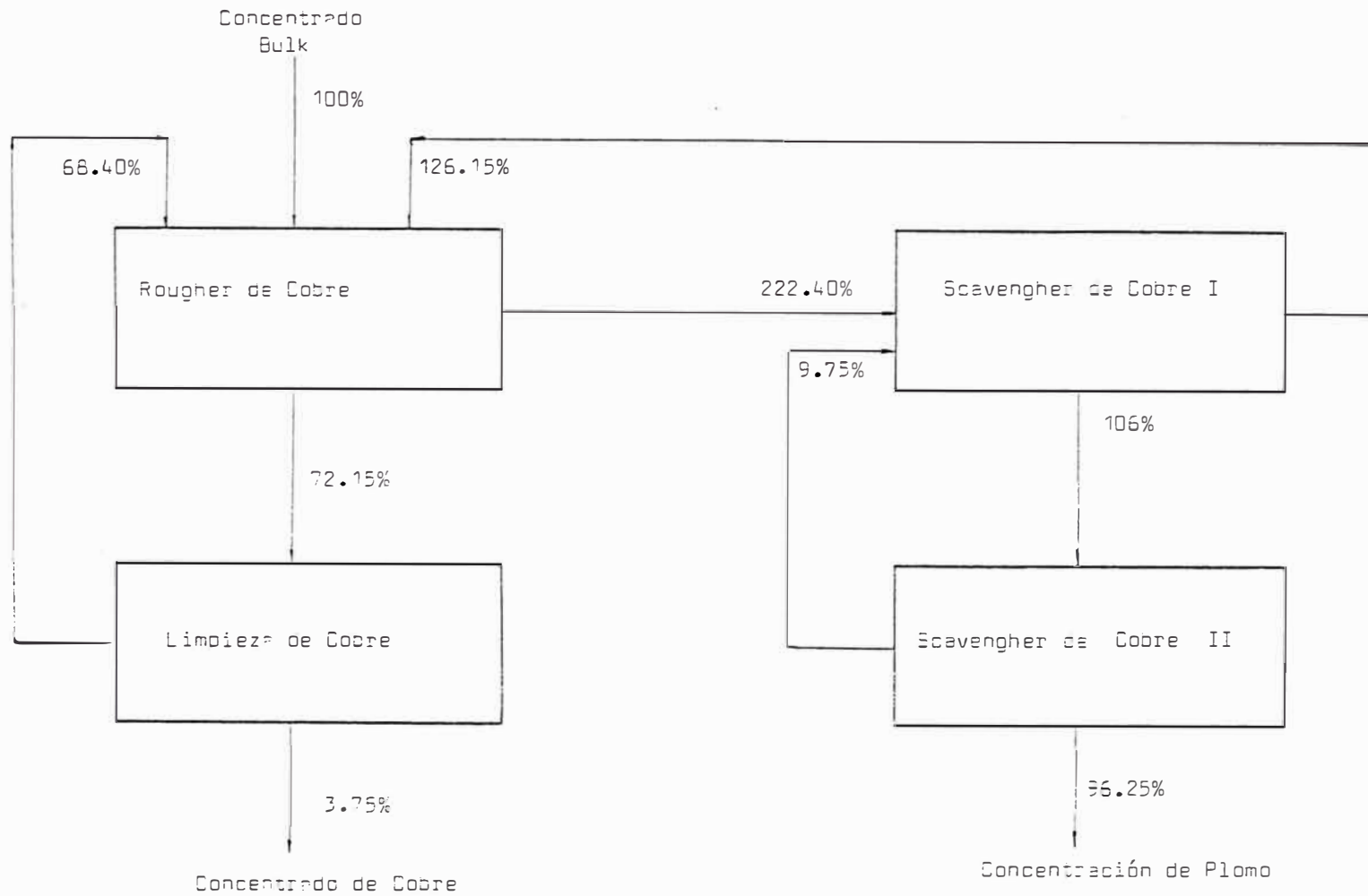


Figura 3.11

DIAGRAMA DE FLUJO EN PESO DEL CIRCUITO DE ZINC

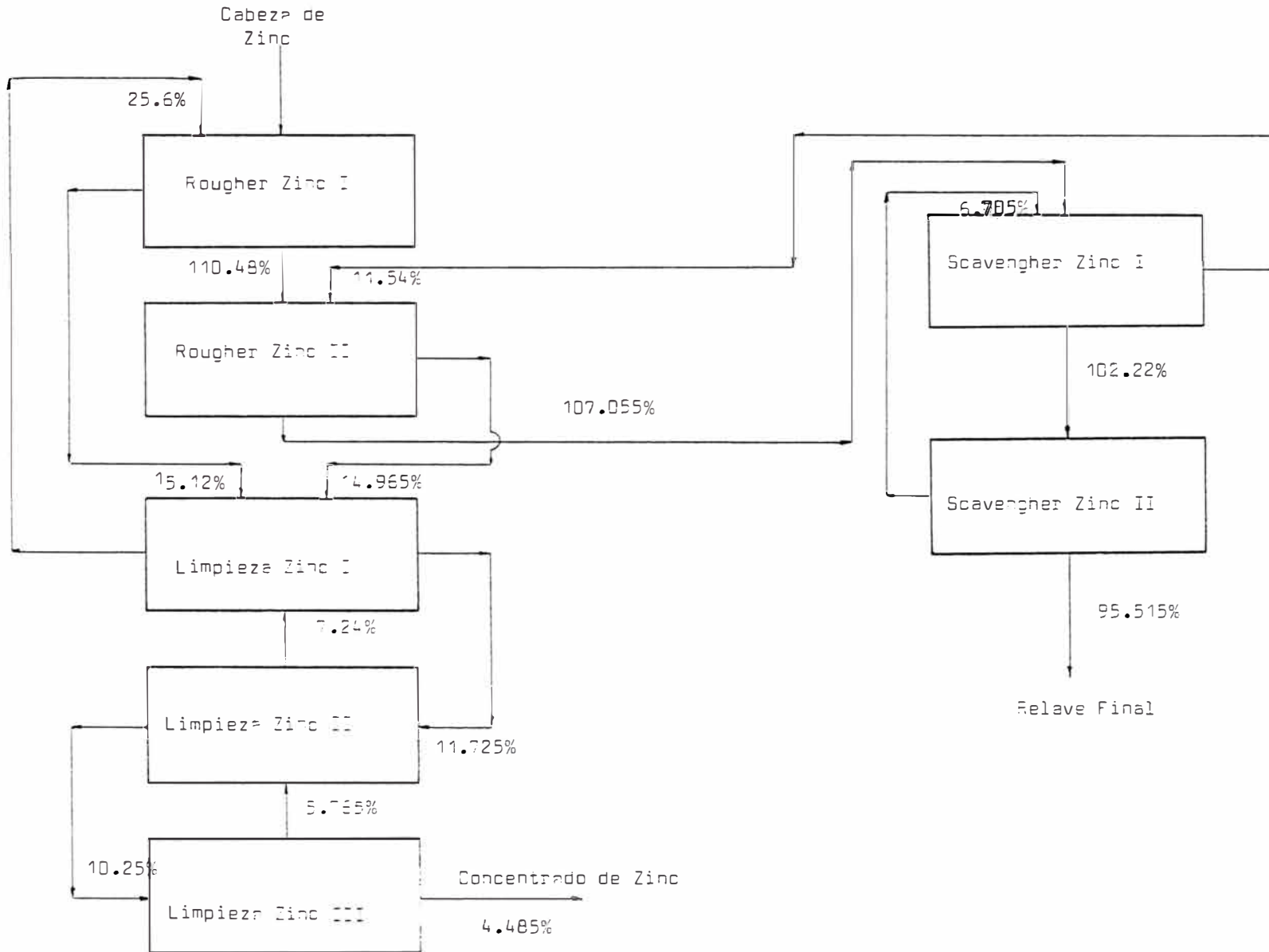


Figura 3.12

CAPITULO IV

4 TRABAJO EXPERIMENTAL

4.1 Trabajo Experimental en la separación plomo-cobre

4.1.1 Características de la muestra estudiada

El estudio sobre la separación plomo-cobre, con el objetivo de mejorar la flotación diferencial de los minerales de plomo cobre tratándose de obtener un menor desplazamiento del plomo al concentrado de cobre y viceversa.

Requiriéndose en la comercialización del concentrado de plomo con un máximo de 4% de cobre y en el concentrado de cobre un máximo de 7% de plomo.

La complejidad de los minerales de cobre presentes son variables presentándose en determinadas ocasiones como chalcopirita en mayor proporción que favorece la separación y en otras ocasiones minerales de cobre con una mayor proporción de tenantita-tetraedrita que es en donde se presenta el mayor problema para la separación.

La separación plomo-cobre en la planta concentradora se hace con los reactivos usados bicromato de sodio y bisulfito de sodio en diferentes proporciones de acuerdo a las exigencias del mineral debido a sus características observadas del mineral para lo cual la separación plomo-cobre funcione.

Sobre el estudio se trató de determinar la relación más óptima en el uso de bicromato y bisulfito tratándose de aumentar el mayor consumo de bisulfito debido a su bajo costo.

La flotación batch de las pruebas metalúrgicas se efectuaron en el laboratorio de la planta concentradora con el concentrado bulk obtenido de la planta de procesamiento de minerales con los parámetros explicados en la parte experimental plomo-cobre se uso el concentrado bulk que alimenta al circuito de cobre de la planta concentradora. El concentrado bulk presenta

características complejas que provienen de los diferentes zonas de explotación de la mina con diferentes tipos de mineralización y con cierto grado de oxidación que complican el proceso de flotación diferencial.

Para el concentrado bulk se determino su gravedad especifica por el método de picnometro resultando de $G_e = 5.5 \text{ g/cc}$.

Los ensayos químicos del concentrado se determinaron en el laboratorio de la planta concentradora Fachapaqui y en el laboratorio de la Universidad Catholique de Louvain de Bélgica con resultados concordantes en ambos laboratorios como se muestran en los análisis químicos, el análisis mineralógico se efectuó en la microsonda electrónica de dicha Universidad, observándose en los análisis químicos y mineralógicos las características y complejidad que presenta el concentrado

Análisis granulométrico del concentrado bulk

<u>Fracción</u>	<u>x(u)</u>	<u>%P</u>	<u>f(x)c</u>	<u>G(x)</u>	<u>F(x)</u>
50	297	3.94	3.98	3.98	96.02
70	210	2.33	2.35	6.33	93.97
100	149	6.91	6.98	13.31	86.69
140	105	14.49	14.63	27.94	72.06
200	74	14.62	14.76	42.70	57.30
325	44	21.07	21.28	63.98	36.02
-325	-	35.65	36.02	100.00	--

En el análisis granulométrico del overflow del hidrociclón se determinó el grado de liberación con una molienda de 47.85% -m200 con la finalidad de obtener una menor proporción de material fino en el concentrado bulk que puedan dificultar la separación plomo-cobre.

Por esta razón se realizó el análisis granulométrico del concentrado bulk para determinar el porcentaje de finos que puedan crear problemas en la separación obteniéndose un 57.30% -m200 para nuestra prueba de flotación

batch. Observandose entre la granulometria del overflow y el concentrado bulk una diferencia de 9.45% que es significativo en el proceso.

4.1.2 Análisis Químico

Observando el estudio de la operación en la planta concentradora Pachapaqui sobre las características y procedencia del mineral tratado con la obtención del concentrado bulk, la operación del circuito de separación plomo-cobre tratado en el capítulo III con el respectivo balance metalúrgico analizado para la planta concentradora en operación continua.

Para el mineral de Pachapaqui tratando de mejorar la performance de los circuitos de flotación se realizó un estudio de las muestras de la planta con el apoyo del laboratorio de la Universidad Catholique de Louvain de Bélgica Ing. Christian Vereyen se realizó un estudio de las muestras con los siguientes resultados:

Leyes para cada elemento del mineral

	% Cu	% Pb	% PbCO ₃	% Zn	% Ag	% As	% Sb	% Bi	% S	% Fe	% Mn
Cabeza Principal	0.40	0.90	0.30	1.60	0.02	0.10	0.10	0.10	8.20	6.70	4.20
Conc. Bulk	3.60	18.80		6.60	0.27	0.90	0.80	0.05	13.80	5.40	4.20
Conc. Cu	17.40	24.40		9.70	1.70	1.50	2.60	0.09	22.80	8.80	1.00
Conc. Pb	10.40	16.30		9.90	0.67	2.40	2.50	0.07	19.20	7.10	6.30

Las muestras testigo obtenidos tienen muy buena concordancia con los del laboratorio de minera Pachapaqui, siendo mayores respecto al manganeso que son muy altos en el L.T.M.

En el análisis químico de la muestra se observa la presencia de cerusita PbCO₃ (0.3%) y la presencia de As, Sb y Bi en ambos concentrados a niveles que se castigan y el plomo que se pierde en los relaves se encuentran como PbCO₃.

También se observa que el desplazamiento del plomo al concentrado de cobre es muy alto (24.4 % PbO), no hay separación y el cobre en el concentrado de

plomo es de 10.4% Cu, Mn y As se desplazan en mayor proporción al concentrado de plomo encontrándose el antimonio en ambos concentrados en una proporción semejante.

4.1.3 Análisis Mineralógico

Las muestras observadas a la microsonda electrónica indican una composición muy compleja del mineral crudo:

El cobre se encuentra como sulfosales argentíferas de tipo tenantita-tetrahedrita-freibergita $(Cu,Ag)_{10} (Zn,Fe,Cu)_2 (Sb,As)_4 S_{13}$ un (60%), la calcopirita (Cu,FeS_2) en menor proporción, con trazas de covelita CuS y la calcosita-digenita Cu_2S .

La calcopirita se encuentra en el mineral crudo molido en forma de granos libres, que por su asociación con el zinc se desplaza al concentrado bulk siendo necesario un mayor grado de molienda no recomendable para la separación cobre-plomo.

El plomo se encuentra como galena PbS y cerusita $PbCO_3$ previamente sulfurizada para ser recuperada. El manganeso se encuentra como alabandita MnS , rodonita cálcica, rodocrosita cálcica y calcita.

La pirita en su mayor parte se observa asociada a la calcopirita y como granos libres.

La ganga en el concentrado bulk contiene además de minerales oxidados de manganeso, cuarzo, calcita y varios aluminosilicatos de potasio, calcio y magnesio.

Se observa el valor insuficiente del concentrado de plomo-cobre: falta de selectividad y bajas recuperaciones para el cobre-plata (63 - 66%)

En el relave final las pérdidas son altas para los metales de valor y varían del 13 al 19%.

**Balance metalúrgico del circuito de separación
Pb-Cu calculado**

	Leyes							Distribución (%)					
	%Peso	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	%Mn	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn	Fe	Mn	Ag
Conc. Bulk	100.00	4.87	11.28	6.89	5.70	3.92	4,008.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu	9.20	17.47	24.40	9.75	8.76	1.00	17,000.00	32.80	11.60	13.00	14.10	2.30	38.80
Conc. Pb	90.80	3.60	18.76	6.60	5.40	4.22	2,700.00	67.20	88.40	87.00	85.90	97.70	61.20

Observando el balance metalúrgico se observa que las recuperaciones de cobre, plata en el concentrado de cobre son de Cu = 32.8% y Ag : 38.8% en el concentrado de plomo las recuperaciones son de : 67.2% Cu, 88.4% Pb y de 61.2% Ag.

El proceso utilizado consiste en depresión de la galena con Bisulfito y Bicromato de sodio.

Los resultados de separación plomo-cobre son muy inestables, el concentrado de cobre contiene mas plomo que cobre y la recuperación de cobre solo alcanza el 33% lo que no permite una separación adecuada.

Los sulfuros presentes (+/- 50% en peso total del concentrado) son principalmente:

La galena en forma de granos liberados (21%) de algunos micrones hasta 50 u.

La esfalerita 10% en forma de granos mixtos con galena, ganga y granos liberados.

La pirita de (5-10%)

La tetrahedrita-Tenantita (5 - 6 %) en forma de granos libres, hasta 50u este mineral representa el 65% del cobre total presente.

Calcopirita de (3 - 5%)

Alabandita menor al 1%

En lo que concierne a la ganga la proporción es de +/- 50% y la mayor parte en forma de partículas finas de algunos micrones a una decena de micrones.

Es interesante observar que en las condiciones adaptados para la separación plomo-cobre el manganeso se deprime bien (una recuperación del

97% en el concentrado de plomo) en oposición con las observaciones hechas en el circuito de limpieza del concentrado bulk (Pb-Cu-Ag)

Esta diferencia de comportamiento podría estar en la relación con efectos eventuales en las condiciones de flotación sobre la floculación ó la dispersión de las partículas muy finas de la ganga magnesífera. En el cuadro siguiente presentamos la composición mineralógica del concentrado de plomo.

Las pruebas de flotación en planta se trata en el capítulo anterior con los resultados obtenidos correspondientes en la operación que no son similares a los de laboratorio que los obtenidos en planta pero reflejan las características y los resultados correspondientes obtenidos con una explicación detallada del proceso de flotación de separación Pb/Cu con la dosificación de los reactivos usados para la separación.

Las partículas de plomo que mejor son deprimidas en la etapa rougher se encuentran en el rango de 80 a 181 micras siendo un tamaño promedio óptimo de 95 micras, las partículas que no son deprimidas y que flotan con el cobre son menores a 60 micras, con un tamaño promedio de 25 micras.

Las mayores pérdidas del cobre en el concentrado de plomo se producen en las fracciones gruesas (+70, +150) mallas, que podría deberse a posibles amarres de la galena con el cobre (chalcopirita), (tenantita-tetrahedrita) o a la difícil flotabilidad de estos minerales.

La plata tiene tendencia a concentrarse en el concentrado de cobre en las partículas finas, mientras que en el concentrado de plomo lo hace en las partículas gruesas.

Las características mineralógicas más exactas se observa en el cuadro de composición mineralógica del concentrado bulk.

Balance metalúrgico (Composición mineralógica del concentrado de plomo)

Ensayes Quimicos

	%Peso	%Cu	%Ag	%S	%Mn	%Zn	%Pb	%As	%Sb	%Fe
Tenantita-Tetraedrita	5.73	2.30	0.26	1.50	0.04	0.32	-	0.56	0.80	0.08
Esfalerita	10.04	0.09	-	3.34	0.30	6.21	-	-	-	0.05
Galena	21.71	-	-	2.91	-	-	18.80	-	-	-
Pirita	9.19	0.02	-	4.84	0.06	0.07	-	-	-	4.23
Alabandita	0.06	-	-	0.02	0.03	-	-	-	-	-
Calcopirita	3.40	1.19	-	1.19	0.02	-	-	-	-	1.03
	50.13	3.60	0.26	13.80	0.45	6.60	18.80	0.56	0.80	5.39
Análisis		3.60	0.27	13.80	4.20	6.60	18.80	0.90	0.80	5.40
Entrada	54.37									
Salida	50.27									

Distribución de los elementos

	%Peso	Cu	Ag	S	Mn	Zn	Pb	As	Sb	Fe
Tenantita-Tetraedrita	5.73	63.99	100.00	10.87	8.48	4.83	-	100.00	100.00	1.57
Esfalerita	10.04	2.40	-	24.20	66.06	94.14	-	-	-	0.93
Galena	21.71	-	-	21.08	-	-	100.00	-	-	-
Pirita	9.19	0.66	-	35.07	13.79	1.03	-	-	-	78.34
Alabandita	0.06	-	-	0.15	7.46	-	-	-	-	-
Calcopirita	3.40	32.95	-	8.63	4.21	-	-	-	-	19.16
	50.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

4.2 Pruebas de flotación

Las pruebas de flotación batch realizadas en el laboratorio metalúrgico utilizando el método bicromato-bisulfito para efectuar la evaluación metalúrgica del proceso a nivel batch y luego con los resultados obtenidos definir la separación del circuito de separación de la planta concentradora.

En la pruebas experimentales de laboratorio, las variables utilizadas fueron la dosificación del reactivo bisulfito de sodio en diferentes proporciones tratando de incrementar su consumo debido a su bajo costo, manteniendo la dosificación constante de bicromato de sodio y variando los tiempos de flotación para cada relación usada de reactivos, obteniéndose los balances metalúrgicos, gráficos correspondientes a partir de los siguientes resultados obtenidos en el laboratorio.

a) Relación Bicromato-Bisulfito : (1/1)

Flotación Rougher Productos	Tiempo flotación (min)			
	1	2	3	5
Conc. cobre (g)	62.5	104.0	125.6	154.2
Conc. plomo (g)	437.5	396.0	374.4	345.8

b) Relación Bicromato-Bisulfito : (1/2)

Flotación Rougher Productos	Tiempo flotación (min)			
	1	2	3	5
Conc. cobre (g)	48.3	75.0	83.3	134.0
Conc. plomo (g)	451.7	425.0	416.7	366.0

c) Relación Bicromato-Bisulfito : (1/3)

Flotación Rougher Productos	Tiempo flotación (min)			
	1	2	3	5
Conc. cobre (g)	62.3	67.4	83.3	102.0
Conc. plomo (g)	437.7	432.6	417.0	398.0

Las condiciones de flotación se efectuaron de acuerdo a lo explicado en los esquemas correspondientes, para cada balance metalúrgico se calculó la cabeza, existiendo variación apreciables para cada prueba usándose el mismo concentrado bulk para las pruebas correspondientes, lo que nos permite efectuar las correcciones en los muestreos. Los ensayos de los resultados de las pruebas batch se efectuaron para plomo y cobre. Los ensayos de la cabeza de separación bulk fueron analizados en el laboratorio:

Aq (oz/TM)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Mn (%)
52.86	19.28	4.87	6.89	3.92

Los parámetros de flotación fueron los mismos para cada prueba con las variaciones de los tiempos de flotación y de la dosificación del reactivo bisulfito en la misma celda de flotación del laboratorio, de acuerdo a la secuencia mostrada en las figuras de flotación N° 4.1 y 4.2. en la que se indican los parámetros constantes de la celda de flotación como los RPM, peso de mineral, tiempo de acondicionamiento de reactivos usados en la separación plomo-cobre.

DIAGRAMA DE FLOTACION ROUGHER EN EL LABORATORIO

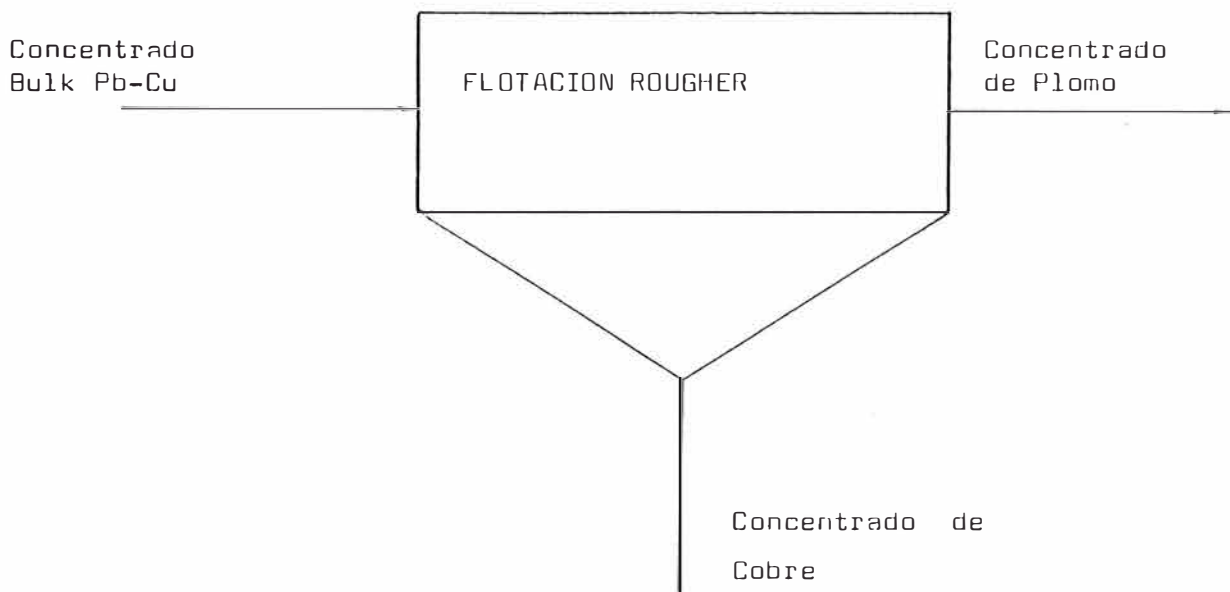


Figura 4.1

DIAGRAMA Y PARAMETROS DE FLOTACION ROUGHER

Peso mineral = 500 g
pH = 8.5
RPM = 1100

$\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7 = 10 \text{ lb/TM}$
 $\text{NaHSO}_3 = 10 \text{ lb/TM}$

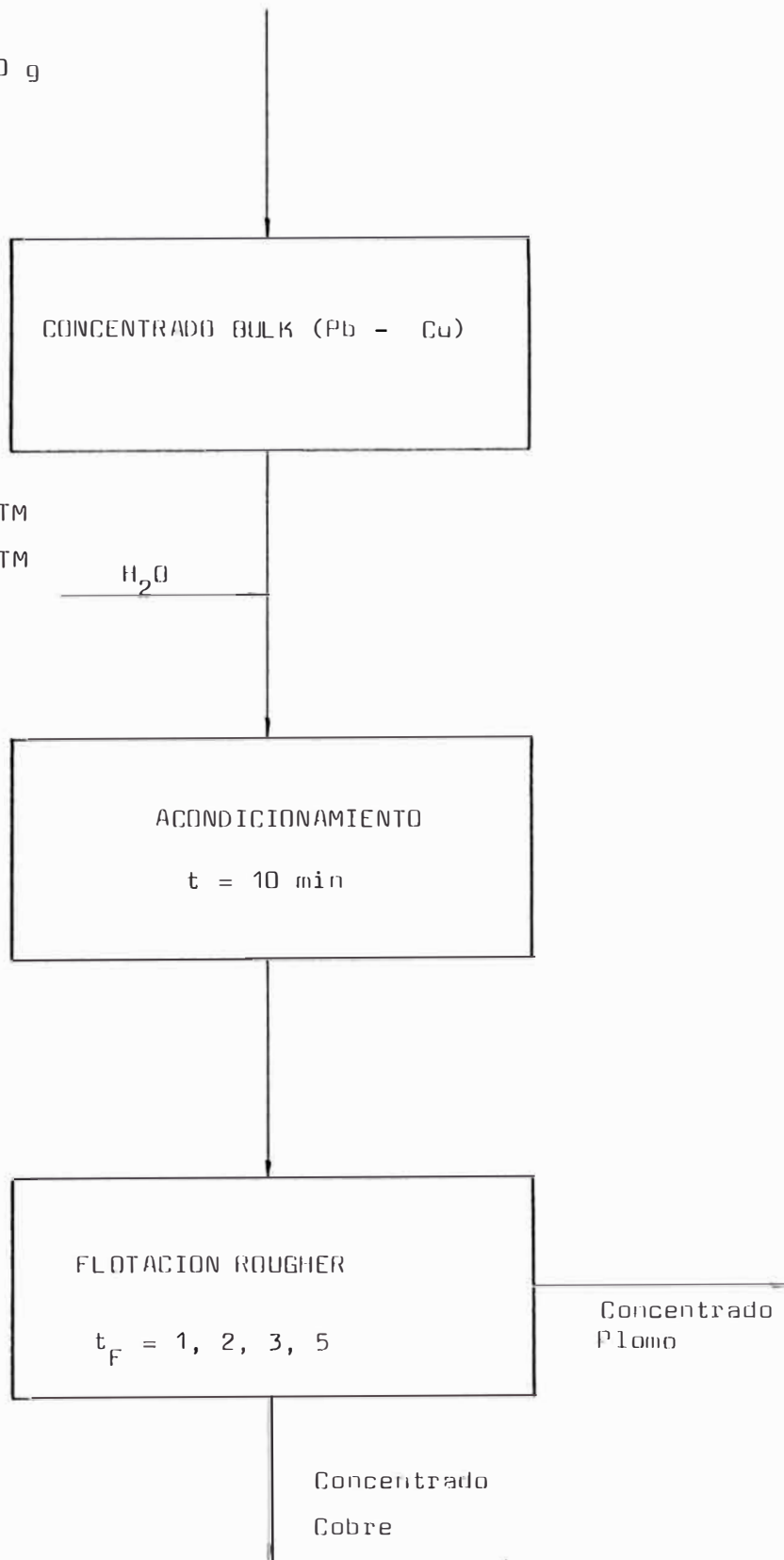
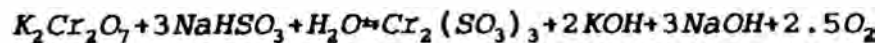
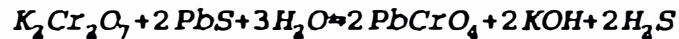


Figura 4.2

Una vez realizadas las pruebas de flotación correspondientes, con los pesos y ensayos para Pb, Cu se efectuaron los balances metalúrgicos calculados para cada tiempo de flotación y así poder determinar las condiciones de tiempo y dosificación de reactivos y que pueda llevarse a cabo la separación plomo-cobre.

Las reacciones de los reactivos depresores del plomo se puede representar :



4.2.1 Variables de flotación

En las pruebas efectuadas para la separación plomo-cobre se utilizaron los equipos de laboratorio metalúrgico de la Cia. Minera Fachapaqui.

Celda flotación Rougher	:	1 lt
Motor celda	Marca :	Siemens
	RPM :	1100
	HP :	1.2
Tiempo de acondicionamiento	:	10 min.
Tiempo de flotación para cada dosificación de reactivos	:	1, 2, 3 y 5 min.
Densidad de pulpa	:	1220 g/lt
Porcentaje de sólidos	:	22 %
pH	:	8.5

4.2.2 Dosificación de Reactivos

Los reactivos usados en la separación plomo-cobre, deprimiendo el plomo son el bicromato de sodio y bisulfito de sodio, y metil isobutil carbinol (MIBC) como espumante. Las dosificaciones en laboratorio fueron las siguientes:

Nombre reactivo	Consumo
Bicromato de sodio (Na ₂ Cr ₂ O ₇)	10 lb/TM
Bisulfito de sodio (NaHSO ₃)	10 lb/TM
Espumante (MIBC)	0.01 lb/TM

Bajo estas dosificaciones se estudio el efecto del incremento al usar una mayor proporción de bisulfito de sodio incrementandose bajo las siguientes relaciones:

Bicromato : $\frac{1}{1}$, $\frac{1}{2}$ y $\frac{1}{3}$
 Bisulfito

Para los que se obtuvieron sus respectivos balances metalúrgicos para cada tiempo de flotación y el comportamiento de los gráficos de porcentaje de recuperación versus tiempo de flotación.

4.2.3 Balances metalúrgicos calculados:

Flotación de la separación plomo/cobre

Relación : $\frac{\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7}{\text{NaHSO}_3} = 1$

NaHSO₃ 1

a. Tiempo de flotación : 1 minuto

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	12.50	17.65	9.15	51.23	5.73
Conc. plomo	87.50	2.40	21.50	48.77	94.27
Conc.bulk calc.	100.00	4.30	19.95	100.00	100.00

b. Tiempo de flotación : 2 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	20.80	17.15	9.18	66.19	10.75
Conc. plomo	79.20	2.30	20.00	33.81	89.25
Conc.bulk calc.	100.00	5.39	17.95	100.00	100.00

c. Tiempo de flotación : 3 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	25.12	17.25	9.08	72.45	11.69
Conc. plomo	74.88	2.20	23.00	27.55	88.31
Conc.bulk calc.	100.00	5.98	19.50	100.00	100.00

d. Tiempo de flotación : 5 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	30.84	17.50	9.20	79.19	15.42
Conc. plomo	69.16	2.01	22.50	20.71	84.58
Conc.bulk calc.	100.00	6.68	18.40	100.00	100.00

Flotación de la separación plomo/cobre

$$\text{Relación } \frac{\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7}{\text{NaHSO}_3} = \frac{1}{2}$$

a. Tiempo de flotación : 1 minuto

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	9.66	17.60	8.73	44.69	4.25
Conc. plomo	90.34	2.33	21.00	55.31	95.75
Conc.bulk calc.	100.00	3.80	19.81	100.00	100.00

b. Tiempo de flotación : 2 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	15.00	17.95	8.70	57.40	6.52
Conc. plomo	85.00	2.35	22.00	42.60	93.48
Conc.bulk calc.	100.00	4.69	20.00	100.00	100.00

c. Tiempo de flotación : 3 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	16.66	17.75	9.15	60.15	7.84
Conc. plomo	83.34	2.35	21.50	39.85	92.16
Conc.bulk calc.	100.00	4.91	19.44	100.00	100.00

d. Tiempo de flotación : 5 minutos

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	26.80	16.15	9.75	73.15	14.83
Conc. plomo	73.20	2.17	20.50	26.85	85.17
Conc.bulk calc.	100.00	5.91	17.62	100.00	100.00

Flotación de la separación plomo/cobre

$$\text{Relación } \frac{\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7}{\text{NaHSO}_3} = \frac{1}{3}$$

a. Tiempo de flotación : 1 minuto

Producto	% P	Ensayes (%)		Distribución (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
Conc. cobre	12.46	15.75	8.05	47.17	4.63
Conc. plomo	87.54	2.51	23.60	52.83	95.37
Conc.bulk calc.	100.00	4.16	21.66	100.00	100.00

b. Tiempo de flotación : 2 minutos

<u>Producto</u>	<u>% P</u>	<u>Ensayes (%)</u>		<u>Distribución (%)</u>	
		<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>
Conc. cobre	13.48	15.99	8.55	50.25	5.36
Conc. plomo	86.52	2.46	23.50	49.75	94.64
Conc.bulk calc.	100.00	4.27	21.48	100.00	100.00

c. Tiempo de flotación : 3 minutos

<u>Producto</u>	<u>% P</u>	<u>Ensayes (%)</u>		<u>Distribución (%)</u>	
		<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>
Conc. cobre	16.60	15.80	8.50	56.31	6.85
Conc. plomo	83.40	2.44	23.00	43.69	93.15
Conc.bulk calc.	100.00	4.66	20.59	100.00	100.00

d. Tiempo de flotación : 5 minutos

<u>Producto</u>	<u>% P</u>	<u>Ensayes (%)</u>		<u>Distribución (%)</u>	
		<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>
Conc. cobre	20.40	16.03	8.68	63.62	8.99
Conc. plomo	79.60	2.35	22.50	36.38	91.01
Conc.bulk calc.	100.00	5.14	19.68	100.00	100.00

4.3 Análisis de los resultados

1. En el presente estudio de separación plomo-cobre en donde se deprime la galena y se flota el cobre se usa el método bicromato-bisulfito donde se busca la relación y un mayor uso en el incremento en diferentes proporciones de bisulfito de sodio para menas de cobre como la calcopirita, pero la bornita (Cu_5FeS_4) flota debilmente, también lo hace en menor grado la calcosina (Cu_2S) por esta razón se observa una distorsión en el método, del mismo modo para la elección del método de separación ejerce cierta influencia la correlación del contenido de **cobre** y plomo en la mena y el concentrado.

Para el mineral estudiado se tiene con proporciones de tenantita-tetraedrita y calcopirita, cuando la proporción de calcopirita es mayor la separación es mas dócil, pero si la proporción de tenantita-tetraedrita aumenta la separación se complica originando una mayor proporción del desplazamiento de plomo como partículas muy finas. Lo que nos da como resultado que para menas con alto contenido de chalcopirita la separación plomo-cobre funciona produciendo concentrados de mejor calidad.

En nuestro caso la relación plomo-cobre es de $Pb/Cu = 4.43$ en otros casos varía de acuerdo a las características del mineral procesado.

2. Se observa para un mayor tiempo de flotación el % peso del concentrado de cobre se incrementa, disminuyendo para el plomo en forma **inversa**, ocurriendo del mismo modo para las recuperaciones de cobre y plomo, el grado de los concentrados de plomo y cobre varían ligeramente como se pueden ver en los balances metalúrgicos y gráficos correspondientes.

3. El desplazamiento del plomo en el concentrado de cobre es aproximadamente 9.0% para la relación de 1 a 1 de bicromato-bisulfito con una ligera disminución de 1% para las relaciones de 1 a 2 y de 1 a 3 disminuyendo el grado de concentrado de cobre ligeramente.
4. Debido a la complejidad y su procedencia de diferentes zonas influyen en la composición mineralógica que no permiten una eficiente separación de los minerales de plomo y cobre esto es debido a la mayor proporción de cobre como minerales de tetraedrita-tenantita, mejorando la separación para un mayor tiempo de acondicionamiento como se observa en los gráficos N° 4.1, 4.2 y 4.3.
5. De acuerdo a los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio funciona cuando los minerales de cobre están como chalcopirita pero cuando el mineral de cobre en mayor proporción es de tetraedrita-tenantita se hace muy dificultoso donde no funciona la separación. La presencia de sulfosales en la separación de plomo-cobre dificultan la separación al activar a la galena en forma de partículas finas en el concentrado de cobre y a su vez consumen reactivos bicromato-bisulfito disminuyendo su concentración y efecto de los reactivos depresores.
6. De los resultados de los balances metalúrgicos, calculados para una relación de bicromato-bisulfito de uno a uno se observa que a medida que el tiempo de flotación aumenta para esta dosificación de reactivos se observa que el grado de concentrado de cobre se mantiene en un 17.5% con un incremento en la recuperación de 51.23% hasta un 79.19% originando un incremento en el % peso del concentrado de Cobre.

Se tiene un desplazamiento del cobre al concentrado de plomo de aproximadamente 2.2% Cu y el desplazamiento del plomo al concentrado de cobre de aproximadamente 9.1 % Pb.

De la relación de bicromato-bisulfito de uno a dos se puede concluir que el grado de concentrado de cobre disminuye ligeramente con un incremento en la recuperación de 45% Cu hasta 74% Cu con un aumento del peso del concentrado.

Con el grado de plomo en el concentrado de plomo se tiene una disminución de la ley que en el primer experimento, sucediendo del mismo modo con la recuperación baja de 95.75% a 85%.

El desplazamiento del cobre se observa una ligera variación manteniéndose en 2.3% Cu aproximadamente y respecto al desplazamiento del plomo al concentrado de cobre se observa una disminución de 9.7% Pb a 8.7% Pb para tiempos de flotación menores a 3 minutos.

De la relación de bicromato-bisulfito de uno a tres en esta proporción se tiene que el grado del cobre en el concentrado de cobre se incrementa de 15.7 a 16 % Cu que es mas bajo que en las dos relaciones anteriores y se observa una recuperación del cobre de 47% a 63% siendo menor que en los anteriores.

Con respecto al plomo el grado de concentrado tiende a disminuir ligeramente ocurriendo lo mismo con las recuperaciones que disminuyen de 95% a 91%.

El desplazamiento del cobre al concentrado de plomo se mantiene aproximadamente en 2.4% Cu y con respecto al desplazamiento de plomo se tiene una disminución de 9% Pb a 8% Pb teniendo en consideración un tiempo de flotación menor que 2 minutos.

7. Tomando en cuenta el desplazamiento del plomo al concentrado de cobre en promedio en la planta

concentradora es de 13.41 %Pb que es lo que crea problemas en el concentrado de cobre para su comercialización, se verifica pues que la separación es dificultosa según los datos obtenidos en la Universidad Catholique de Lovaina, obteniéndose un 24 % Pb en el concentrado de cobre.

Analizando los balances metalúrgicos y los gráficos de % de recuperación versus tiempo de flotación y con las condiciones experimentales realizados en el laboratorio se logró mantener en un (8.05-9.75 % Pb) que sería un promedio al límite permitido para la comercialización obtenidos en las pruebas de flotación mencionados para cada relación en la dosificación del bicromato y bisulfito que sería los resultados mas aceptables que beneficiaria la comercialización de los concentrados de cobre y concentrado de plomo.

Luego de realizadas las pruebas experimentales con el objeto de incrementar el consumo de bisulfito de sodio para mejorar la separación en este proceso bicromato-bisulfito y acorde con los resultados obtenidos nos indica que la separación funciona en estas condiciones y se aplicaría con ciertos ajustes en el circuito de separación de la planta mejorando la calidad de los concentrados.

Se concluye que en la separación plomo-cobre se tiene un mayor consumo de bicromato que el bisulfito, lo que se debe optar de los resultados obtenidos usar una mayor proporción de bisulfito en una proporción óptima que convenga en la planta para obtener los beneficios correspondientes de los concentrados de cobre y plomo.

GRAFICO No 4.1

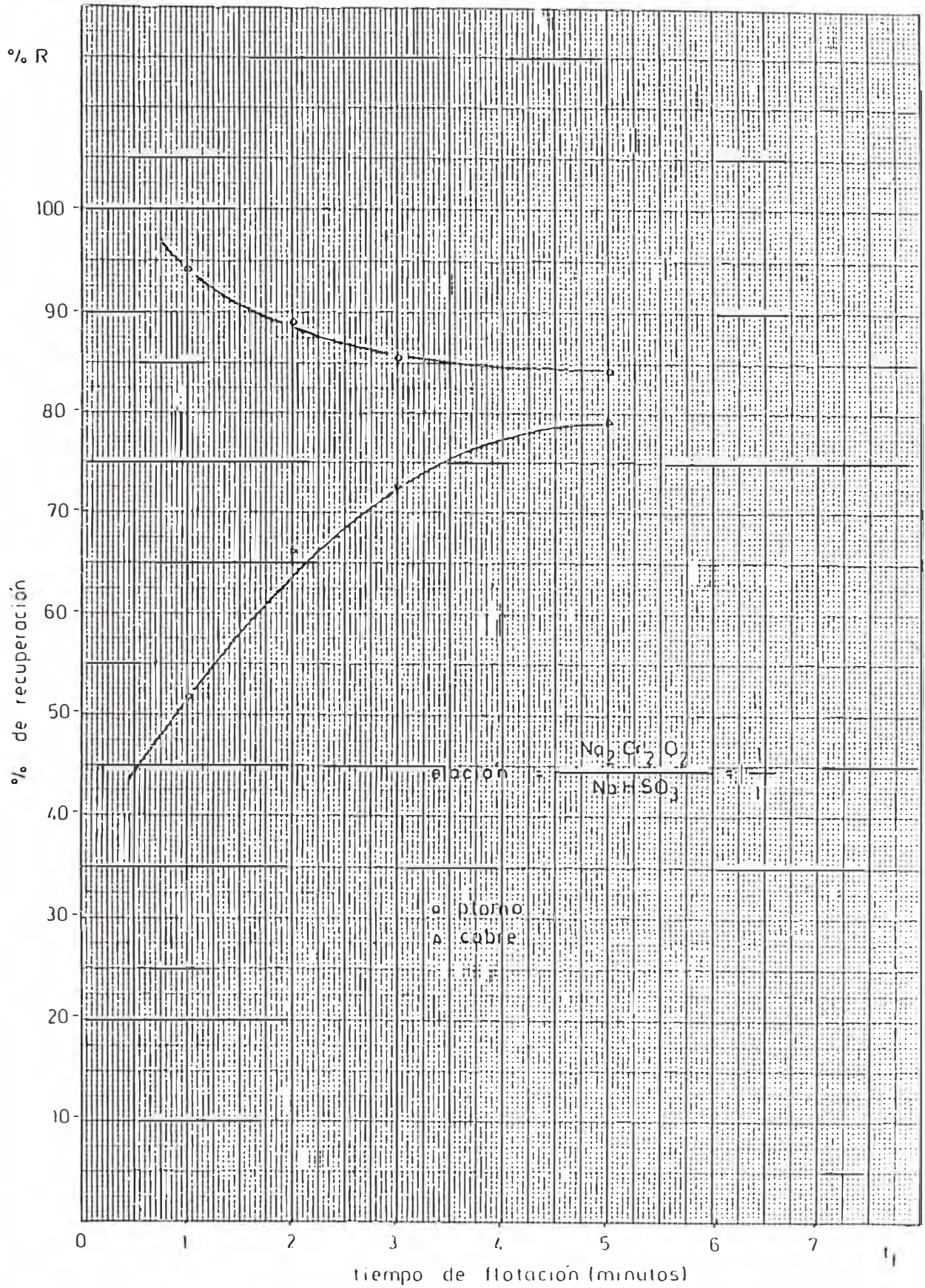


GRAFICO No 4.2

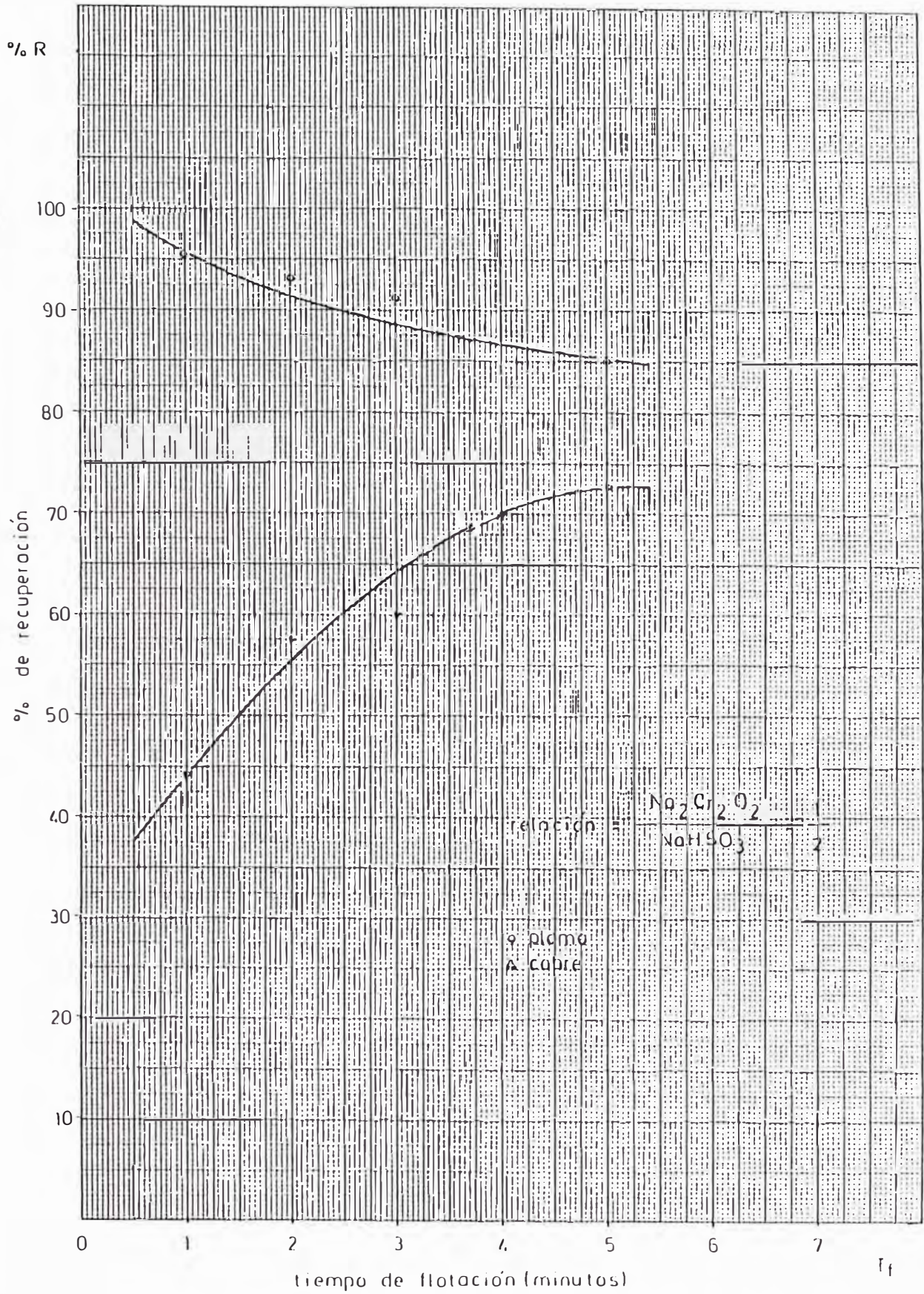
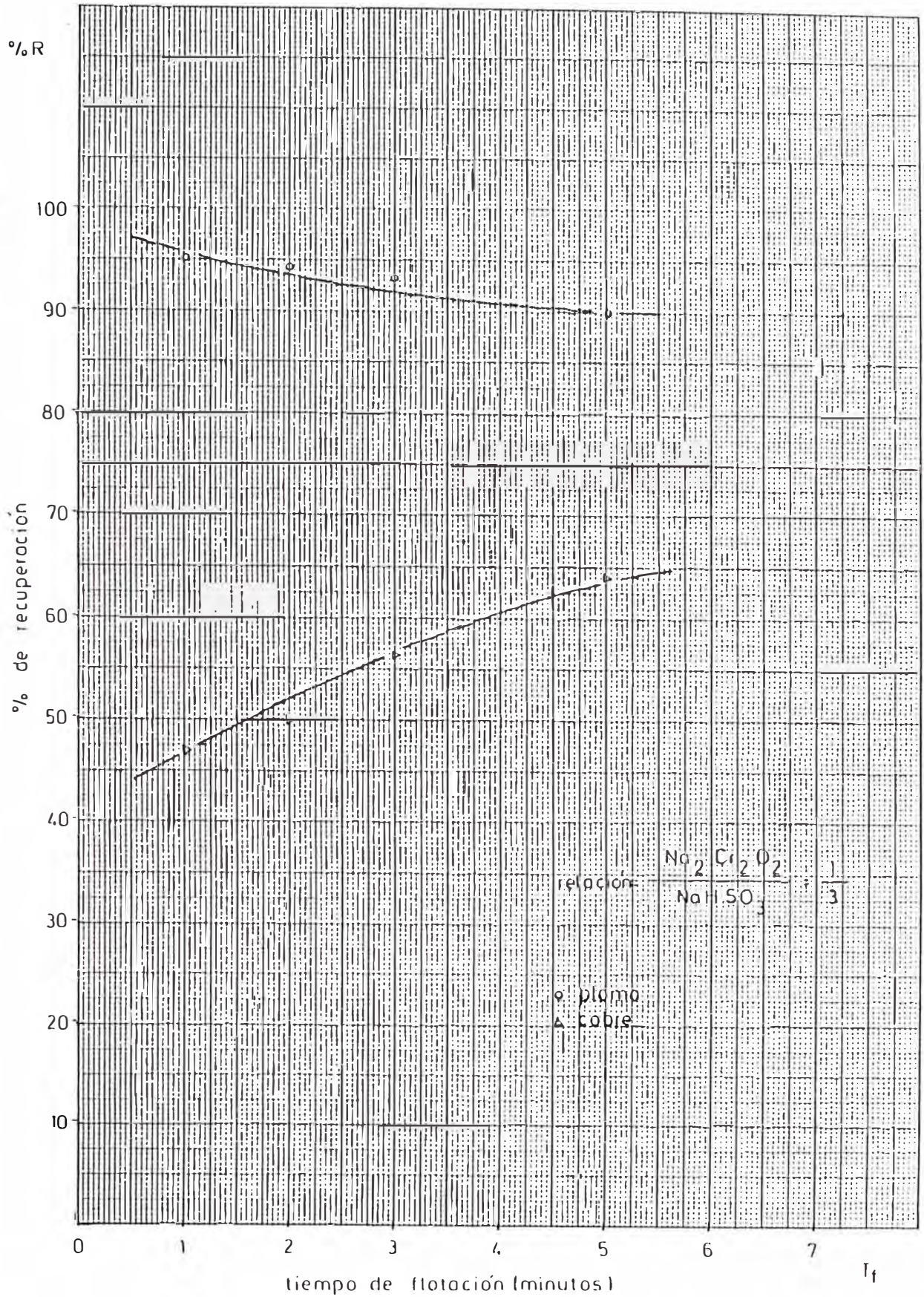


GRAFICO No 4.3



CAPITULO V

5 ANALISIS ECONOMICO

5.1 Generalidades

Para realizar la evaluación económica del trabajo planteado en esta tesis se utilizarán los conceptos de valor del mineral, recuperación perfecta y económica.

A continuación se definen estos conceptos:

VALOR DEL MINERAL

El valor del mineral se define como aquel en el cual están incluidos los siguientes aspectos:

- a) Resultados del tratamiento metalúrgico expresados a través del balance metalúrgico actual obtenido de la operación de la planta concentradora.
- b) Condiciones comerciales para la liquidación de concentrados de acuerdo a los programas de fundición aplicados.
- c) Precios de los metales, deducciones que incluye los castigos de los contaminantes, fletes y seguros.

RECUPERACION METALURGICA

Es la recuperación de los elementos valiosos que se obtienen en los concentrados en operación normal

RECUPERACION PERFECTA

Es aquella que se obtiene asumiendo que la recuperación de elementos valiosos es del 100 % en todos los casos.

RECUPERACION ECONOMICA

Es la relación que existe entre el valor del mineral y el valor en recuperación perfecta. Es una medida de la eficiencia económica que se logra en el tratamiento del mineral para determinar el resultado mas deseable.

5.2 Valorización del mineral de cabeza

Para valorizar el mineral de cabeza tomamos en consideración los siguientes precios:

Precios de los metales

Plomo	0.24	\$/lb
Plata	4.10	\$/oz
Cobre	1.01	\$/lb
Zinc	0.57	\$/lb

Las condiciones de pago de los concentrados que se obtienen en la planta concentradora de Fachapaqui son:

Condiciones de pago de los concentrados de plomo

El plomo se paga el 95.00% del contenido con una deducción mínima del 3.00%.

La plata se paga 95.00% con una deducción mínima del 1.46 oz/tc y una deducción del precio de 0.3 \$/oz

La maquila es de 265 \$/TCS.

Las penalidades que se aplican al concentrado son las siguientes:

As	0.50% libre exceso a 1.50 por	0.10%
Sb	0.50% libre exceso a 1.50 por	0.10%
Bi	0.15% libre exceso a 2.50 por	0.10%
Zn	3.50% libre exceso a 3.00 por	1.00%

Condiciones de pago de los concentrados de zinc

Se paga el 85.00% del zinc contenido con una deducción mínima del 8.00%

La plata se paga el 70.00% con una deducción de 3.00 oz/tc

La maquila es de 221.50 \$/TCS

Las penalidades que se aplican al concentrado son las siguientes:

As 0.30% libre exceso a 2.50 por 0.10%

Sb 0.30% libre exceso a 2.50 por 0.10%

Bi 0.03% libre exceso a 2.50 por 0.01%

Condiciones de pago de los concentrados de cobre

Se paga el 100.00% del cobre con una deducción de 1.50% y una deducción del precio 0.12 US\$/lb.

La plata se paga 90.00% con una deducción de 1.50 oz/tc.

La maquila es de 160.00 \$/TCS

Las penalidades son las siguientes:

As 0.30% libre exceso a 3.50 por 0.10%

Sb 0.30% libre exceso a 3.50 por 0.10%

Bi 0.03% libre exceso a 2.50 por 0.01%

Pb 3.00% libre exceso a 5.00 por 1.00%

Zn 2.00% libre exceso a 2.50 por 1.00%

BALANCE METALURGICO DE LA OPERACION ACTUAL

	TMSH	% Peso	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Sb	Bi	Ag	Pb	Cu	Zn
Conc. Cu	0.8700	3.07%	160.20	10.85%	22.60%	7.20%	1.50%	2.60%	0.09%	44.20%	7.98%	51.87%	4.71%
Conc. Pb	1.6300	5.75%	72.18	58.20%	6.50%	8.69%	2.40%	2.50%	0.07%	37.31%	80.21%	27.95%	10.64%
Con. Bulk	2.5000	8.82%	102.81	41.72%	12.10%	8.17%	2.09%	2.53%	0.08%	81.50%	88.19%	79.82%	15.35%
Conc. Zn	1.8500	6.53%	8.20	1.59%	2.32%	53.40%	0.90%	0.40%	0.81%	2.49%	11.32%	74.21%	
Bulk tot.	4.3500	15.35%	62.57	24.65%	7.94%	27.41%	1.58%	1.63%	0.04%	86.31%	90.67%	91.14%	89.55%
Relave	23.9800	84.65%	1.80	0.46%	0.14%	0.58%				13.69%	9.33%	8.86%	10.45%
Cabeza	28.3300	100.00%	11.13	4.18%	1.34%	4.70%				100.00%	100.00%	100.00%	100.00%

Valorización de los concentrados

Tomando en consideración las condiciones de venta de los concentrados, el balance metalúrgico de la operación actual se valoriza los concentrados y el mineral de cabeza según el siguientes procedimiento:

CONCENTRADO DE PLOMO

Pagos

Plomo : 255.9072 \$/TCS
 Plata : 255.2936 \$/TCS

 511.2008 US\$/TCS

Descuentos

Maquila 265.00
 As: 28.50
 Sb: 30.00
 Zn: 15.57

 339.07 US\$/TCS

Valor del concentrado de plomo 172.13 \$/TCS
 Aporte del plomo al mineral 9.90 \$/TCS

CONCENTRADO DE ZINC

Pagos

Zinc 514.84 \$/TCS

Plata 14.92 \$/TCS

529.76 US\$/TCS

Descuentos

Maquila 221.50

As: 15.00

Sb: 2.50

239.00 US\$/TCS

Valor del concentrado de zinc 290.76 US\$/TCS

Aporte del zinc al mineral 25.59 US\$/TCS

CONCENTRADO DE COBRE

Pagos

Cobre 375.58 US\$/TCS

Plata 585.60 US\$/TCS

961.18 US\$/TCS

Descuentos

Maquila 160.00

As: 42.00

Sb: 80.50

Pb: 39.25

Zn: 13.00

Bi: 15.00

349.75 US\$/TCS

Valor del concentrado de cobre	611.43 US\$/TCS
Aporte del cobre al mineral	36.60 US\$/tc
VALOR DEL MINERAL:	71.69 US\$/TCS

5.3 Valorización en recuperación perfecta

La valorización del mineral en recuperación perfecta consiste en la valorización considerando que se recuperan los metales en sus respectivos concentrados en un 100%.

Para realizar los cálculos tomamos en cuenta los pesos atómicos de los elementos, se considera el plomo como galena contiene 86.6% Pb, el cobre como chalcopirita, tenantita-tetrahedrita contienen 48.31% de Cu y el Zn como esfalerita contiene 67.0% de Zn.

Peso atómico del Pb	207.19
Peso atómico del Cu	63.54
Peso atómico de la Ag	108.00
Peso atómico del Zn	65.37
Peso atómico del Fe	56.00
Peso atómico del S	32.064

BALANCE METALURGICO EN RECUPERACION PERFECTA

	Leyes							Distribución					
	Peso	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag(oz/t)	As(%)	Sb(%)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag(oz/t)	As(%)	Sb(%)
Conc. Pb	4.84%	0.00%	86.29%	0.00%	105.31	0.00%	0.00%	0.00%	100.00%	0.00%	45.77%	0.00%	0.00%
Conc. Cu	2.77%	48.31%	0.00%	0.00%	217.93	3.61%	3.61%	100.00%	0.00%	0.00%	54.23%	100.00%	100.00%
Conc. Zn	7.00%	0.00%	0.00%	67.10%	0.00	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	100.00%	0.00%	0.00%	0.00%
Relave	85.39%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
Cabeza	100.00%	1.34%	4.18%	4.70%	11.13	0.10%	0.10%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%

Se debe tener en cuenta que para la venta de concentrados de plomo y cobre se incluye toda la plata en estos concentrados lo mismo que en el concentrado de cobre en su comercialización se considera todo el arsénico y antimonio contenido en el mineral de cabeza en recuperación perfecta.

Valorización de los concentrados en recuperación perfecta

Concentrado de plomo

Pb: 386.12
 Ag: 374.90
 Maquila 265.00

 Total Pb 496.03 US\$/t. Aporte al mineral 24.00 US\$/t.

Concentrado de cobre

Cu: 833.17
 Ag: 798.62
 Maquila: 160.00
 As: 115.86
 Sb: 115.86

 Total Cu 1240.06 US\$/TCS Aporte al mineral 34.35 US\$/TM

Concentrado de zinc

Zn: 670.19

Maquila 221.50

Total Zn 448.69 US\$/t Aporte al mineral 31.42 US\$/t

Valor del mineral en recuperación perfecta 89.77 US\$/t

De acuerdo a lo anterior la recuperación económica será de 79.86%

5.4 Evaluación Económica

De los datos analizados se puede establecer los resultados económicos que se indican en la siguiente tabla:

RECUPERACION ECONOMICA 79.86%

	Operación Actual US\$/TM	Recuperación Perfecta US\$/TM	Diferencia US\$/TM	Porcentaje %
Aporte del concentrado de cobre	36.19963	34.34753	-1.85	105.40
Aporte del concentrado de plomo	9.90374	23.99997	14.10	41.20
Aporte del concentrado de zinc	25.58664	31.423	5.84	81.40
Total	71.69002	89.7705	18.08	79.86

Analizando el valor de los concentrados de plomo, cobre y zinc en el balance metalúrgico de la operación actual el aporte de cada elemento valioso al mineral de cabeza es Pb = 9.90 \$/tc, Cu = 36.20 \$/tc y Zn = 25.59 \$/tc y para el balance metalúrgico de recuperación perfecta es Pb=24.00 \$/tc, Cu = 34.35 \$/tc y Zn = 31.42 \$/tc.

De estos resultados el valor del mineral en operación normal es 71.69 \$/tc y en la concentración perfecta es de 89.77 \$/tc de donde se obtiene una recuperación económica total de 79.86% que es un valor aceptable y puede ser mejorado con mejores leyes de cabeza disminuyendo los radios de concentración, en el caso de concentración perfecta se consideran el relave igual a cero para cada elemento en el balance metalúrgico.

Se aprecia en los resultados que el elemento que menos se recupera desde el punto de vista económico es el plomo que es de 41.2% del valor total de este elemento con una diferencia muy alta de 14.10. Esto se debe a la presencia de contaminantes desplazados en la operación actual para la separación plomo-cobre que resta valor al concentrado de plomo.

En el caso del zinc su recuperación está en 81.4% del valor máximo lo que quiere decir que este elemento se recupera bastante bien en su concentrado.

De la tabla se concluye que la actual recuperación de cobre es conveniente debido a que un concentrado de mayor limpieza originaría mayores castigos por la presencia de los contaminantes (As, Sb, etc). El concentrado actual obtenido tiene mas valor que el que se obtendría en recuperación perfecta. Esta es la razón por lo que se encuentra en 1.054 veces mayor que en el caso de la recuperación perfecta esto se genera por el aporte de la plata al concentrado de cobre.

6 REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. NORMAN L. WEISS, "SME Mineral Processing Hand Book" Editor in Chief, volumen 1 y 2.
2. TAGGART ARTHUR, "Elementos de preparación de minerales", Madrid, Interciencia 1966.
3. A.M. GAUDIN, "Flotación" Mc Graw - Hill, New York 1957.
4. ANDREW L. MULAR Y ROSHAN B. BAPPU "Diseño de Plantas de procesos de minerales" 1985.
5. FALLENIOUS K. "Máquinas de flotación Outocumpu" Vol. 2 pp 838-861 Fuerstenau M.C. Editor, AIME Nueva York 1962.
6. LAWVER J.E. "Flotación con espumantes" Pag. 539-573, Fuerstenau M.C. Editor, AIME Nueva York 1962.
7. STEMEROWIEZ A.I. AND LEIGH G.W. "Flotation Techniques for producing high recovery bulk Zn-Pb-Cu-Ag concentrates from a new Brunswick massive sulphide ore Canmet" Rep. Arg 1978 pag 79.
8. CLIFFORD, K.L. "Galena - Sphalerite - chalcopryrite" Flotation at st Joe Minerals Corporation Mining Engng Feb. 1979 pag 180.
9. TAGGART A.F. "Hand book of mineral dressing ores and industrial minerals" Jhon Wiley, New York 1945.
10. LEKEFIELD RESEARCH OF CANADA LTD "The effect of grinding on selective flotation of copper-zinc ores, laboratory investigation" Progress report N°1, un published, 1975.
11. RAO S.R., MOON K.S. AND LEJA J., "Effect de grinding media on the surface reactions, and flotation of heavy metal sulfides" AIME Flotation A.M. Gaudin memorial Vol 1 pag 509 - 527, 1976.
12. MULAR A.L. AND BULL, E.R. MINERAL PROCESSES "Their analysis, optimization and control - Johannesburg South African Institute for mining and Metallurgy" 1969 - 1973 Summer School Training Manual.
13. LEJA IAN "Surface chemistry of froth flotation" University British Columbia, Vancouver, Canada 1983.
14. D.F. KELSALL "Automatic control systems in mineral processing plants" 1971, page 213 - 232.

15. H.G. ZURIGA "La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo" Bol. Min SONAMI (Chile) Vol 47 1935 pag 83 - 86.
16. L. GUTIERREZ Y J.E. SEPULVEDA "Simulación matemática de circuitos de flotación a escala de laboratorio" 50 congreso del Instituto Ing. Minas sobre minería de cobres porfíricos Vol. 1, 23 - 29 Nov. 1980 Santiago de Chile pag 239 - 258.
17. ARBITER N. AND HARRIS C.C. "Froth flotation 50 th anniversary volume" D.W. Fuerstenau Ed. AIME Ch 14 pag 347- 365.
18. HARRIS C.C. "Flotation Machine desing scale - AP" Mining Magazine Sep. 1976 pag. 207 - 213.
19. AGAR G.E. "Optimizing the design of flotation circuit" CIM Bulletin Vol 7 N° 284, 1980 pag. 173 - 181.
20. GUTIERREZ L. "Pruebas metalúrgicas, optimización flotación" Proy. CIMM Santiago de Chile Pag 223, 1983.
21. VENTER W.G.C. "Concentration of Cu - Pb ore at Kombat mil, South West Africa" Mining Engineering, April 1973, pag 48.
22. KLYMOWSKY I.B. AND SALMAN T. "The role of oxigen in xanthate flotation of galena, pyrite and chalcopyrite" CIM Bulletin, 1970 pag 683.
23. PATERSON J.C. AND SALMAN T. "Interaction of xanthate with chalcocite" CIM Bulletin Jan 1968.
24. THOM C. "Standar flotation separation" pag. 329 en Froth Flotation 50 Th Aniversary 1962.
25. PAREDES O.M. "Como comercializar minerales, concentrados y metales" La Paz Bolivia 1979.
26. FALLENIOUS K. "The Suspension of solid particles in mixers and flotation" Helsinki 1977, Acta Polytechn Scand, Chemistry including metallurgy series N° 138.
27. K. FALLENIOUS, P. KOLVISTOINEN AND O. KORHONEN "The use of large flotation machines in the concentraters of Otucumpu" Finland XII Th International Mineral Processing Congress, Sao Paulo Brazil 1977.
28. O.KORHONEN RECENT "Experience on large volume flotation machines in nonferrous, coal and phosphate flotation 5 Th

- National Mineral Processing Congress", Salvador - Bahia, Brazil 1978.**
29. LOSKOWSKY J. "Particle - Bubble Attachment in Flotation" Minerals Sci. Engineering, Vol 6, N°4 Oct 1974 page 223 - 234.
 30. ARBITER N. AND WEIRS, N.L., "Design of Flotation Cells and circuits" Society of Mining Engineer, AIME Annual Meeting" Feb 1970.
 31. KIND P. "Design criterion E. Recent Developments on large capacity Wenco Flotation Cells", South African Institute of Mining & Metallurgy, Marzo 1975.
 32. DEGNER, V.R. "Dispersed air flotation cell design and operation" American Institute of chemical Engineer, Paper N° 76, 79 The National Meeting. Marzo 1975.
 33. ARBITER, N. HARRIS C.C. "flotation Kinetics" Froth, Flotation 50 The Anniversary Vol, Fuerstenau D.N. AIME, New York 1962 page 215 - 246.
 34. QUIROZ NUÑEZ I. "Ingeniería Metalúrgica, Operaciones Unitarias en Procesamiento de minerales" Lima - Perú 1986.