

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALURGICA**



“ESTUDIOS EN PLANTA Y EN LABORATORIO PARA LA MEJORA DE RESULTADOS EN UNA PLANTA METALÚRGICA DE FLOTACIÓN”

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR
ALEX FRANK ARAUCO JURADO**

**LIMA - PERÚ
2011**

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a mis padres, a mi esposa e hijos que son la razón de mi esfuerzo en el día a día.

ÍNDICE

DEDICATORIA

ÍNDICE

RESUMEN

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

1.1 Ubicación y acceso	8
1.2 Geología	9
1.2.1 Geología regional	9
1.3 Geología local	9
1.3.1 Litología	9
1.3.2 Mineralización	10
1.3.3 Mineralogía	11

CAPITULO II: GENERALIDADES DE LA FLOTACIÓN

2.1 Fundamentos fisicoquímicos de la flotación	15
2.2 Termodinámica de la flotación	19
2.3 Reactivos de flotación	20
2.3.1 Colectores	22
2.3.1.1 Colectores aniónicos	23

2.3.1.2	Colectores catiónicos	28
2.3.2	Espumantes	29
2.3.3	Modificadores - activación, pasivación y sulfuración	32
2.4	El gas de flotación	33
2.5	Química de la flotación	33
2.6	Equipo de flotación	35
2.6.1	Celdas de flotación	35
CAPITULO III: ESTUDIOS EN PLANTA Y EN LABORATORIO		
3.1	Estudios en planta y evaluación	
	de los circuitos individuales	38
3.1.1	Flotación cobre/plomo en el bulk	38
3.1.2	Evaluación de una posible mejora en la flotación bulk	39
3.1.3	Separación cobre/plomo	40
3.2	Evaluación de un método alternativo de separación Cu/Pb	41
CONCLUSIONES		57
BIBLIOGRAFÍA		59
ANEXOS		60
ANEXO Nro. 1 - Plan de acción planta concentradora		61
ANEXO Nro. 2 - Descripción del plan de acción		62
ANEXO Nro. 3 Flowsheet de la planta concentradora en operación		68
ANEXO Nro. 4 – Depresores especiales		70

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla Nro. 3.1 - Evaluación de Métodos Diferentes de Separación Cobre / Plomo	41
Tabla Nro. 3.2 - Condiciones	47
Tabla Nro. 3.3 - Prueba Nro. C1	48
Tabla Nro. 3.4 - Condiciones	49
Tabla Nro. 3.5 - Prueba Nro. C2	50
Tabla Nro. 3.6 - Condiciones	51
Tabla Nro. 3.7 - Prueba Nro. C3	52
Tabla Nro. 3.8 - Condiciones	53
Tabla Nro. 3.9 - Prueba Nro. C4	54
Tabla Nro. 3.10 - Condiciones	55
Tabla Nro. 3.11 - Prueba Nro. C5	56

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura Nro. 2.1 - Mecanismo flotación (partícula mineral hidrofobada y burbuja de aire)	16
Figura Nro. 2.2 - Celda de flotación con espuma	18
Figura Nro. 3.1 - Cambios Recomendados en el circuito de separación Cu/Pb - Opción 1 – Reemplazo de Limpiadores (Cleaners)	44
Figura Nro. 3.2 - Reemplazo recomendado completo del circuito de separación Cobre/Plomo – Opción No. 2	45

NOMENCLATURA UTILIZADA

PS1	: Prueba numero 1
C1, C2, ... C5	: Diversor tipos de prueba en ciclo cerrado
H31	: Depresor de Pb en circuito diferencia compuesto de: dextrina 50%, fosfato trisodico 38% y CMC 12%
OSO	: Solución de meta disulfito de sodio al 5% es un modificador de pH en circuito diferencial
A.C	: Carbon activado, utilizado para limpiar superficies de mineral en el circuito diferencia y así inhibir el efecto colateral de reactivos en el circuito bulk
A3894	: Colector especifico para cobres en circuito diferencia en medio ligeramente ácidos con pH de 4 a 4.5
MIBC	: Es el metil-iso-butylcarbinol, espumante selectivo especialmente para cabezas bajas

RESUMEN

Durante el periodo entre el 29 de septiembre y el 3 de octubre de 2005 se plantearon alternativas de mejora en el proceso entre los cuales destacan: Determinar los problemas asociados a la separación cobre/plomo; evaluar el desempeño actual de la Planta; dirigir las pruebas en Planta con un esquema de reactivos alternativos; y probar un método alternativo de separación cobre/plomo sin usar Bicromato.

En base a los archivos de Balance Metalúrgico, Reportes Mensuales y Reporte Metalúrgico de Laboratorio Experimental, permite la interpretación siguiente. Que, Los problemas principales asociados a la actual flotación de bulk son que el circuito está funcionando usando el esquema de reactivos original antiguo y no se ha hecho aún una re-configuración del flowsheet, lo cual no ha permitido probar el nuevo esquema de reactivos.

Las celdas unitarias no son eficientes y la mayor parte del tiempo no recupera cantidad suficiente de concentrado de plomo de alta ley. La prueba de Planta con colector R242 indicó que se puede producir concentrado de plomo de alta ley con un contenido bajo de cobre el que puede ser el concentrado final sin tratamiento en la separación Cu/Pb. Esto puede dar lugar en la metalurgia de la planta. En el presente informe se presenta el plan de mejoras global de la metalurgia de la planta.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

El presente informe es el resultado obtenido de la Evaluación Técnica de la Operación de la Planta Concentradora de la Mina Maria Teresa. Minera Colquisiri S.A.

Existen varios problemas principales asociados con el rendimiento de un circuito de separación cobre/plomo. Estos incluyen:

- a) El relave de primer limpiador (cleaner) de cobre contiene demasiado plomo y el reciclaje de este relave hacia la alimentación del rougher tiene un efecto altamente negativo sobre el rendimiento del circuito de separación. Este relave debe ser reciclado al acondicionador de separación Cu/Pb No. 1.
- b) El circuito de separación cobre/plomo es demasiado grande para permitir una separación eficiente. No existe la posibilidad de controlar ni de regular el circuito. Existe una necesidad urgente de la modificación mecánica del circuito de separación Cu/Pb.

Los resultados obtenidos en la prueba de laboratorio en el método de separación sin Cromo mostraron que el Cromo puede ser reemplazado por

Dextrina. Se requiere trabajo adicional para desarrollar completamente un nuevo proceso de separación Cu/Pb.

Para el circuito de Zinc se evaluaron las celdas instaladas conjuntamente con la dosificación de reactivos.

1.1 Ubicación Y Acceso

La Unidad María Teresa, está situada en el norte del departamento de Lima, 7 Km al oeste de Huaral, distrito y provincia del mismo nombre, departamento de Lima.

La planta concentradora de la Mina Maria Teresa tiene una capacidad de tratamiento de 150 TM de mineral por día aproximadamente.

El área principal de trabajo se ubica en las siguientes coordenadas geográficas.

Latitud Sur 11°29'28"

Longitud Oeste 77°15'55"

Se encuentra a una altitud promedio de 150 m.s.n.m. El área tiene fácil acceso, utilizando para ello la carretera Panamericana Norte, según el siguiente detalle:

Lima	- Huaral	82 Km	Carretera asfaltada
Huaral	- Mina	11 Km	Carretera afirmada
	TOTAL	93 Km	

1.2 Geología

1.2.1 Geología regional

Regionalmente las concesiones integrantes de la Mina María Teresa, se ubican en los volcánicos sedimentarios del grupo Casma, de edad probable Albiano-Cenomaniano (cretáceo medio), formados por erupciones volcánicas submarinas intermitentes intercalados con unidades sedimentarias.

Este grupo volcánico-sedimentario, está truncado al Este y al Norte por apófisis de roca intrusiva pertenecientes al batolito costanero.

El grupo Casma principalmente está formado por derrames de andesita con sedimentos, con buzamientos suaves generalmente al Oeste o Suroeste. La roca intrusiva es de naturaleza tonalítica a granodiorita.

Rellenando el amplio valle de Huaral se encuentran gravas, arenas y arcillas aluviales. Cubriendo la sección Oeste de área, se encuentran acumulaciones de diverso espesor de arenas eólicas.

1.3 Geología local

1.3.1 Litología

En el área de la Mina María Teresa, la secuencia volcánica sedimentaria del Grupo Casma está constituida por volcánicos y metavolcánicos andesíticos, intercalados con limonitas, andesitas

brechadas, estos dos últimos son óxidos de fierro y cobre, andesita alterada con pirita diseminada y algunos lentes de baritina.

La ocurrencia y distribución espacialmente de estas rocas, se agrupa en tres horizontes definidos: horizonte inferior, horizonte intermedio (zona manteada) y horizonte superior.

1.3.2 Mineralización

La mineralización en la Mina María Teresa es muy variada considerándose por lo tanto como yacimiento polimetálico donde la plata y en menor cantidad plomo y cobre, son los minerales metálicos principales económicos, y la baritina, como principal mineral no metálico. Adicionalmente se encuentran minerales de oro, zinc y otros, en menores proporciones acompañados casi siempre por óxidos de fierro.

La distribución espacial y el mayor contenido de ellos es irregular, pero sin embargo las mayores concentraciones de los minerales de plata, cobre y plomo se encuentran localizados en el contacto entre la roca andesítica fresca (horizonte superior) y el techo del horizonte oxidado-mineralizado.

Hacia la parte final de este horizonte (parte basal) el contenido de plata disminuye considerablemente y el cuerpo principal en esta parte está formado por volcánicos felsíticos y tufos caolinizados con pirita diseminada.

1.3.3 Mineralogía

Estudios macro y microscópicos de las rocas y minerales que ocurren en el área de María Teresa han determinado la existencia de las siguientes especies mineralógicas:

- **Minerales de cobre.** Malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$) y Crisocola ($\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), se encuentran rellenando fracturas, zonas de brechas y tiñendo plagioclasas argilizadas. Predominan en la zona denominada Cobre Verde y también Lagartija, Azurita ($(\text{Cu}_3\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$), se presenta raramente y casi siempre asociada a la malaquita, la mayor ocurrencia de este mineral se ha visto en la zona Cobre y en la zona del Chert.

Calcantita ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), ocurre en formas granulosas indistintamente en la zona de oxidación, también junto a la baritina.

Calcosita (Cu_2S), se observa este sulfuro secundario diseminado de manera errática, dentro del horizonte inferior mineralizado (Rampa inferior).

Calcopirita (CuFeS_2), al igual que la calcosita, se presenta generalmente diseminada y menormente como microvenillas dentro de la andesita alterada con pirita.

Además de los minerales descritos ocurre en cantidades menores hasta trazas de bornita, covelita, cubanita y vallerita.

- **Minerales de plomo y plata.** La plata se encuentra asociada a: Minerales de plomo, tales como la anglesita. Dentro de la jarosita, posiblemente como argento-jarosita, tal vez como cerargirita (AgCl), en esporádicas venillas, también asociado a la jarosita; hematita y/o geothita. Como minerales de plomo, se ha visto la ocurrencia de galena (PbS), formando pequeños nidos, parcial a totalmente alterado, y en otras rellenando pequeñas fracturas acompañados siempre por óxidos de hierro. Anglesita (PbSO_4) y cerusita (PbCO_3) se ha observado preferentemente rodeando como anillos de sustitución a la galena.

- **Oro.** Esporádicos cristales sub-microscópicos de oro se ha determinado en estudios de algunas muestras, no pudiéndose establecer su relación de depositación con respecto a los demás minerales.

- **Otros minerales.** Óxidos de hierro ocurre fuertemente en la zona denominada intermedia (la zona mineralizada), enmascarando los minerales metálicos preexistentes.

Dentro de los principales minerales se halla la jarosita ($\text{Fe}(\text{OH})_6(\text{SO}_4)$) emplazados preferentemente en vetillas; la geothita ($\text{FeO}(\text{OH})$), en forma diseminada al igual que la hematita (Fe_2O_3).

Pirita (FeS_2), es común su ocurrencia en el horizonte inferior, presentándose generalmente diseminada.

Baritina (BaSO_4), se presenta en estructuras bambeada, con textura sacaroide a cristalizada, de color gris generalmente, emplazándose como mantos irregulares. Muchas veces la baritina está asociada con el chert, brechas y óxidos de hierro.

CAPITULO II

GENERALIDADES DE LA FLOTACIÓN

La flotación es un método para concentrar minerales metálicos que se fundan en la afinidad que las superficies minerales debidamente preparadas tienen por las burbujas de aire.

En la flotación con espuma, se prepara una espuma introduciendo aire en una pulpa de mena finamente pulverizada y agua que contiene algún material espumante, los materiales que tienen afinidad por las burbujas de aire suben a la superficie en la espuma y de esa manera son separados de los que están enteramente mojados.

El fenómeno de flotación está basado en el hecho de que la parte mineral de la mena en bruto debidamente molido en húmedo es completamente humectable, pero se hace difícilmente humectable tratándolo con aceites y compuestos orgánicos heteropolares; ya que su grupo polar, a fin a los metales, se adhiere al mineral, mientras que el grupo no polar, aerofilo, le presta la tendencia a estar en contacto con el aire.

La flotación depende de la humectabilidad relativa de las superficies. Un sistema de flotación consta de un líquido, un gas y algún material reducido a partículas. Este último puede ser un líquido (gotitas de aceite), pero de

ordinario es un sólido cuyas dimensiones varían desde algo menos de 1 mm hasta menos de 1 micron.

Los procedimientos clásicos para la preparación de los minerales dejan de dar resultado cuando el desmenuzamiento, necesario para la separación mecánica, se efectúa hasta tamaños granulares, de 0.2 hasta 0.005 mm, como resulta necesario para los minerales pobres y complejos que son los que más se explotan hoy. En un estado de tan fina división, las propiedades específicas de la sustancia pierden importancia en relación con las de su superficie grandemente aumentada, en aprovechar y en influir a voluntad justamente estas propiedades, consiste en el fundamento de la flotación.

2.1 Fundamentos fisicoquímicos de la flotación

Se puede exponer la teoría de la flotación estudiando por separado los agentes físicos y químicos que en ella participan. El rasgo característico de la flotación, que la diferencia de otros métodos de concentración de minerales, es que la separación se efectúa tomando como base la humectabilidad relativa de las superficies de minerales. Los principales problemas técnicos son los que se relacionan con la regulación química de las superficies de los minerales.

El Índice de humectabilidad se determina por medio de los valores relativos de la tensión superficial en términos de ángulo de contacto en la interfase aire-agua.

La Figura Nro. 1, muestra el mecanismo utilizado en la flotación por espumas, la partícula mineral se adhiere a la burbuja que está cargada

en toda su superficie por un espumante que le da las propiedades de adherencia y consistencia a la burbuja de aire, por lo que la partícula mineral es atraída hacia la superficie de la celda de flotación y de esta forma se lleva a cabo la separación.

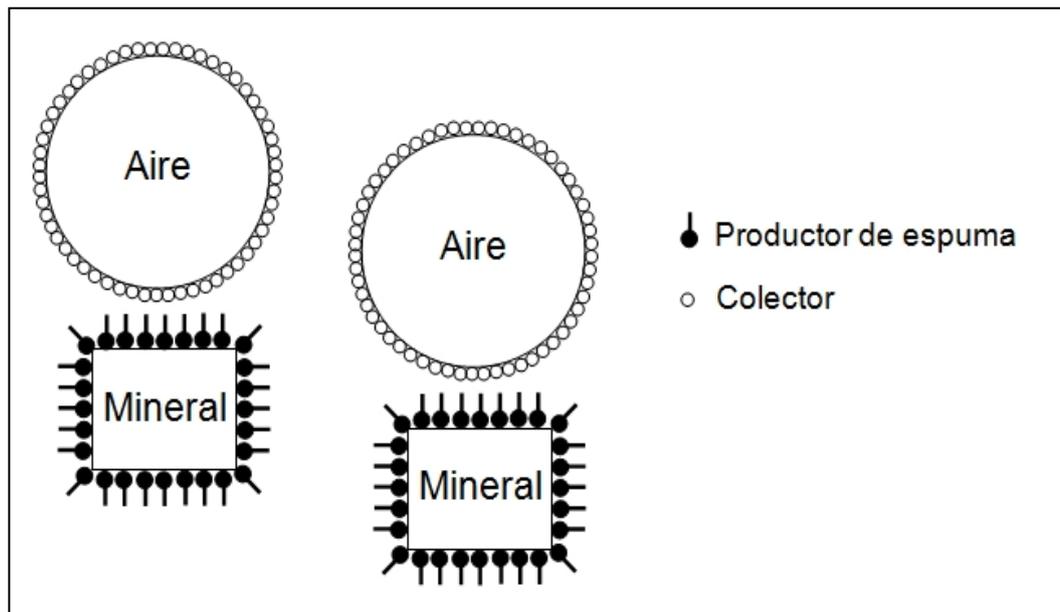


Figura Nro. 2.1 - Mecanismo flotación (partícula mineral hidrofobada y burbuja de aire).

Cuando una gota de agua se coloca en diferentes tipos de superficies toma formas diferentes. Con una superficie hidrofóbica la tensión superficial, γ , sólido-agua es comparativamente grande y γ sólido-aire es comparativamente pequeña por tanto, la gota tiende a abultarse. Con una superficie hidrofílica sucede lo contrario y la gota se aplana o extiende. En ambos casos la acción de la tensión superficial del agua, γ

agua aire es la de confinar la superficie curva de la gota en contacto con el aire al área mínima posible.

La flotabilidad de un mineral aumenta con el ángulo de contacto, los minerales con un elevado ángulo de contacto son los aerofilicos, o sea los que tienen afinidad más alta por el aire que por el agua.

Las burbujas de aire únicamente pueden pegarse a las partículas de mineral si desplazan el agua de la superficie mineral, lo cual únicamente puede ocurrir si el mineral es, en la misma extensión, repelente al agua o hidrofóbico.

Los factores físicos participan de diversas maneras en la flotación. Una vez preparada una partícula con una superficie hidrorrepelente, se ha de poner en contacto con una interfase aire-agua, de tal manera que se mantenga en esa interfase el tiempo necesario para que se efectúe la separación.

El método más común para obtener estas condiciones es el de flotación por espuma, en el que se introducen burbujas de aire en una pulpa de diversos modos. La agitación de la pulpa, bien sea por medios mecánicos o haciendo pasar por ella gran cantidad de aire, hace que las partículas se pongan en contacto con las burbujas. Si la fuerza de adherencia de la partícula a la burbuja es suficiente para resistir las fuerzas de deslizamiento o las tracciones gravitacional o centrifuga y la fuerza de turbulencia de la pulpa, la partícula asciende a la superficie.

Ver Figura Nro. 2

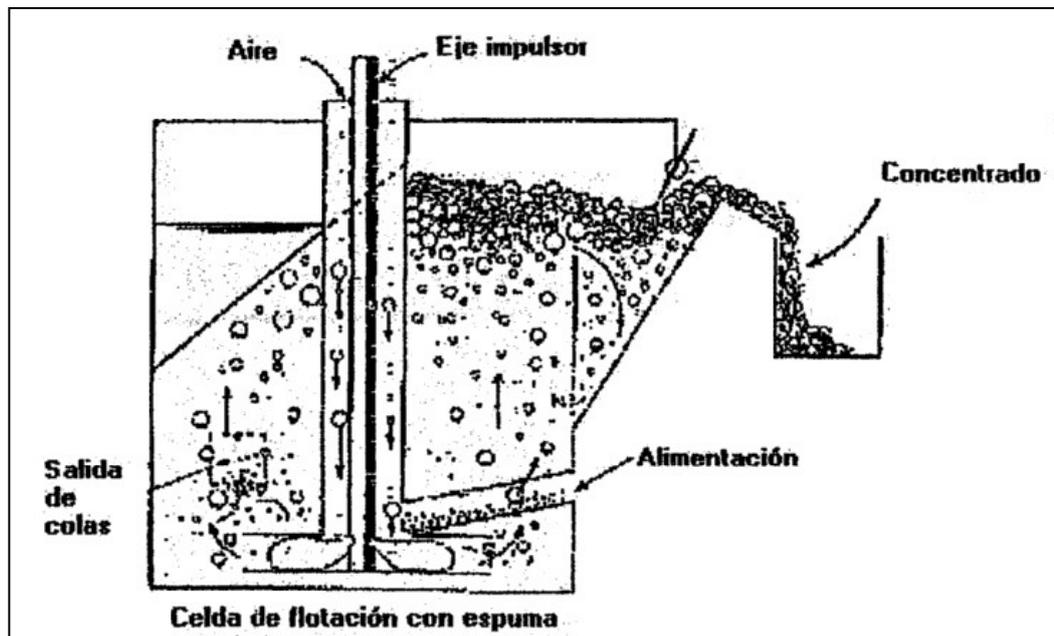


Figura Nro. 2.2 - Celda de flotación con espuma

La densidad de la pulpa, afecta su viscosidad, es un factor significativo de influencia en los resultados de flotación. La alta viscosidad de la pulpa inhibe la dispersión del aire y una buena formación de la burbuja, afectando adversamente las recuperaciones.

Es práctica usual conducir la flotación en pulpas de 25% a 35% de sólidos. Densidades de pulpa son generalmente aceptables cuando sube la gravedad específica, aunque puede tener un mínimo de 8% y un máximo de 55%. La relativa propiedad antihumectante de la superficie mineral y la turbulencia y la densidad de la pulpa son factores determinantes. En general, las partículas mayores de 300 micrometros, no se separan por flotación con espuma.

2.2 Termodinámica de la flotación

La termodinámica en el procesamiento de minerales se basa en los siguientes aspectos: la termodinámica de la adsorción sobre las superficies minerales y en la interface aire-agua, y la termodinámica que controla la adherencia de las partículas de mineral a las burbujas de aire. La adsorción en la interface aire-agua es de interés particular en el proceso de flotación. Los espumantes, muchos de los cuales son alcoholes, son agentes de acción superficial que se utilizan para controlar la espuma en la flotación, la adición de un alcohol reduce la tensión superficial.

La tensión superficial de la solución se reduce desde la del agua (0,073 N/m) a un valor cercano a la del alcohol, aunque el alcohol es solo una pequeña fracción de la solución. Esto indica que una gran fracción de la superficie de la solución alcohol en agua, deber ser alcohol.

Para determinar cuantitativamente el grado de adsorción del alcohol en las interfases aire-agua, puede usarse la ecuación de adsorción de Gibbs (ecuación 1).

$$T_i = \frac{1}{RT} \frac{\delta y}{\delta} \ln A$$

En la flotación, se emplean también colectores. Los colectores son compuestos orgánicos heteropolares que se requieren para adsorber tanto en la interfase mineral-agua como en la interfase aire-agua. Su

función en la flotación consiste en adherir en forma selectiva las partículas de mineral a las burbujas de aire.

Los colectores difieren de los espumantes en que generalmente son electrólitos, de manera que debe considerarse también la adsorción de las especies iónicas en la interfase aire-agua. Si el colector es un electrolito débil, tal como la sal de un ácido graso, la adsorción del ácido asociado debe considerarse también. Esto significa que el pH de una solución puede tener un efecto notable sobre la tensión superficial.

Los iones que son quimiodsorbidos en la superficie mineral establecen la carga de superficie y se llama iones determinantes del potencial. Los iones determinantes del potencial pueden ser iones de los que está compuesto el mineral, iones de hidrógeno o hidróxido, iones colectores que forman sales insolubles con los iones de la superficie mineral, o iones que forman iones complejos con los iones de la superficie mineral.

La densidad de adsorción de los iones determinantes del potencial de la superficie mineral determina la carga de superficie en un mineral.

2.3 Reactivos de flotación

Se escoge un reactivo en vista de su eficacia, especificidad, estabilidad, facilidad de manejo, adición, costo por peso de unidad y por unidad de separación. La cantidad que se añade varía según su función y se puede modificar de acuerdo con las variaciones de la mena y la cantidad de agua que entre en la operación.

Se agregan reactivos inorgánicos para regular el pH y efectuar la activación o depresión. La cal es el medio mas barato de obtener el ion hidróxilo, otros modificadores del pH son el carbonato sódico, el hidróxido sódico y el ácido sulfúrico. La cantidad añadida suele ser unos cuantos kilogramos por tonelada de mena tratada. La adición se hace antes de la flotación o durante ella, según las circunstancias.

Los reactivos orgánicos desempeñan el papel de colectores, productores de espuma y agentes productores de película. Los colectores sulfhídricos se suelen añadir en proporción de 0,025 á 0,125 Kg por tonelada de mena para la concentración de sulfuros

Los ácidos grasos colectores y los colectores catiónicos de tipo amina se añaden en proporción que varía desde una fracción de kilogramos hasta un kilogramos por tonelada de mena. Estos colectores suelen estar en forma de sales solubles y se añaden en algún punto intermedio anterior a las máquinas de flotación. Los agentes espumantes productores de película son generalmente aceites viscosos hidrosolubles que se usan en concomitancia con ácidos grasos para la flotación de minerales porosos, como el fosfato cálcico.

Los reactivos de flotación representan el grupo más diverso de compuestos utilizados en la industria minero-metalúrgica. Normalmente, los reactivos de flotación son compuestos de base orgánica que pueden ser clasificados de acuerdo con las siguientes categorías: Colectores, Espumantes, Modificadores, Depresores.

Todos los reactivos de flotación se utilizan en el circuito de molienda y celdas de flotación, siendo descargados bajo la forma de aguas de proceso a un cuerpo receptor, a menos que el proceso opere con descarga cero. Por tanto, a no ser que los reactivos de flotación sean neutralizados, destóxicados o eliminados, estos serán descargados con el agua del proceso, pudiendo ocasionar la degradación de la calidad del agua, así como niveles peligrosos de toxicidad de las aguas de los ríos en donde desembocan las aguas de proceso

2.3.1 Colectores

El colector es el más decisivo de los reactivos de flotación. Los colectores son moléculas o iones orgánicos que se adsorben selectivamente sobre las superficies minerales. Tienen que convertir en hidrofóbica la superficie del mineral para que, en equilibrio (como lo indica el ángulo de contacto), haya adherencia entre burbuja y partícula, y además deben reducir el tiempo de inducción, para asegurarse de que ocurra adherencia en la colisión entre burbuja y partícula.

La mayoría de los colectores son ácidos débiles, bases o sus sales. Son heteropolares y pueden considerarse que tienen dos extremos funcionales, uno iónico, que puede ser adsorbido en la superficie mineral ya sea por reacción química con los iones de la superficie mineral (quimioadsorción) o por atracción electrostática a la superficie mineral (adsorción física), y el otro una cadena o

grupo orgánico, que proporciona la superficie hidrofóbica al mineral. Algunos colectores, son compuestos no ionizantes, una vez adsorbidos, vuelven al mineral hidrofóbico en la misma forma que los colectores heteropolares. Los colectores se pueden dividir en dos grupos, según sea adsorbido su anión o su catión.

2.3.1.1 Colectores anionicos

Los colectores aniónicos del tipo tiol, en los que el grupo polar contiene azufre bivalente, se utilizan para la flotación de minerales sulfurosos. Los xantatos y los ditiolfosfatos son los que tienen mayor uso. Los dialquiltianocarbamatos han sido bien aceptados en años recientes, el tiocarbamilido y el mercaptobenzotiozol (cyanamid R-404), se utilizan como colectores suplementarios, los ditiocarbamatos y los alquil mercaptanos tienen uso limitado.

A continuación se describen las características de los colectores más utilizados en flotación:

Xantatos Aero

Xantato Aero 325: etílico de sodio. Usado en minerales complejos para máxima selectividad. Se usa más frecuentemente para flotar galena en minerales de Pb/Zn.

Xantato Aero 343: isopropilico de sodio. El más ampliamente usado por su bajo costo. Es un buen compromiso entre poder colector y selectividad.

Xantato Aero 317: isobutilico de sodio. Bajo costo, colector poderoso.

Xantato Aero 350: amílico de potasio es el xantato más poderoso y el menos selectivo. Usado a menudo como colector en el “**scavenger**”, después de un colector más selectivo en el “**rougher**”.

Xantato Aero 355; amílico de sodio. Puede ser substituido por el xantato aero 350 bajo todas las condiciones y puede proporcionar ahorros en costos, por medio de menores dosificaciones.

Comentarios: Todos los productos son pellets ó polvos solubles en agua. Usualmente alimentados como soluciones en concentraciones del 10% al 20% en peso. Ampliamente usados para todos los minerales sulfurosos, pero tienen una tendencia fuerte a flotar sulfuros de hierro, salvo que se usen depresores. Generalmente no son usados en circuitos fuertemente ácidos debido a su composición a pH bajos.

Promotor Aero

Promotor Aero 400: usado principalmente para flotación de piritas auríferas en circuitos ácidos.

Promotor Aero 404: ampliamente usado en circuitos alcalinos para minerales empañados y secundarios de Cu, Pb y Zn y metales preciosos. Excelente colector para pirita y pirita aurífera en circuitos ácidos.

Promotor Aero 407: un colector más fuerte que el promotor 404. Puede sustancialmente reemplazar xantatos en muchas aplicaciones, siendo mientras tanto más selectivo contra sulfuros de hierro en circuitos alcalinos. Es útil para tratar un rango amplio de minerales de metales-base y preciosos Particularmente aquellos de Cu, Ni y Zn. Excelente para flotación bulk de minerales poli-metálicos y piritas con oro, al usar circuitos ácidos.

Promotor Aero 412: un colector más fuerte que el promotor aero 407 con aplicaciones sustancialmente iguales.

Promotor Aero 425: una versión seca, modificada, de las otras de las series de promotores aero 400, para minerales de cobre con sulfuros y óxidos mixtos, los que a menudo flotan sin sulfurización si los minerales oxidados están presentes en cantidades pequeñas.

Comentarios: Son generalmente colectores más, fuertes que los promotores acuosos aero y aerofloat correspondientes, pero aun más selectivos que los xantatos, contra los sulfuros de hierro, en circuitos alcalinos. Usualmente el uso de un xantato como colector secundario, provee la mejor metalurgia.

Usualmente se benefician con tiempos más largos de acondicionamiento o cuando se adicionan al molino.

Colector excelente para sulfuros y metálicos de la mayoría de los metales-base y metales-preciosos, de minerales empañados lentos en flotar o de minerales secundarios oxidados, que pueden requerir primero de sulfurización.

Los formiatos de xantogeno: (minerec) también se usa limitadamente, los dixantogenos, y de hecho los ditiolatos que resultan de la oxidación de otros colectores del tipo tiol, actúan como colectores, pero en general se forman en la solución o en la superficie mineral.

La cadena de hidrocarburos de los colectores tiol es bastante corta. En la mayoría de estos colectores, la disminución de la solubilidad al aumentar la longitud de la cadena limita dicha longitud a alrededor de 6 átomos de carbonó. La longitud de la cadena se traduce en una adsorción más intensa del colector pero en una selectividad reducida entre los sulfuros. Para lograr la máxima selectividad, normalmente se utiliza un colector de cadena corta.

Los colectores aniónicos de oxihidriilo se utilizan para la flotación de minerales no sulfurosos. Incluidos en este grupo están los carboxilatos, los sulfatos orgánicos y los sulfonatos. Los carboxilatos son los de uso más frecuente.

A menudo se utilizan sales de sodio como colectores, por ser más solubles que los ácidos asociados. Se debe en gran parte a la solubilidad el que los ácidos grasos que se emplean como colectores estén limitados a la cadena de 18 carbonos del ácido oléico, y a las cadenas de hidrocarburos no saturados.

Los sulfatos y sulfonatos orgánicos no se usan tan, frecuentemente como los ácidos grasos. Aunque actúan en forma muy semejante a los ácidos grasos, tienden a adsorberse con menor intensidad y por tanto tienen aplicación en donde se requiere mayor selectividad. Los hidroxamatos, corresponden también a este grupo, sin embargo todavía no han tenido una aplicación comercial exitosa.

La concentración en solución de los colectores de cadena más larga (colectores oxihidrido que hay en uso común) está limitada por la asociación de iones o moléculas o de ambas que puede ocurrir. Esta asociación o micelización ocurre a una concentración particular para cada especie química, y se le conoce como la concentración crítica de micelización (CMC). Si la concentración de colector que se agrega a una solución sobrepasa (CMC), ocurre la micelización y se reduce en forma importante la concentración del colector disponible para la adsorción en el mineral. Hay disponibles valores del CMC para la mayoría de los colectores.

Los colectores aniónicos pertenecen a las siguientes clases de sustancias

- Xantatos
- Ésteres de ácido ditiofosfórico
- Sales de los ácidos grasos.
- Sulfatos alcohólicos
- Sulfonatos alcohólicos

2.3.1.2 Colectores catiónicos

Los colectores catiónicos tienen un grupo polar con carga positiva asociado con la cadena o grupo de hidrocarburos. hidrofóbicos. Generalmente son aminas, aunque también hay en uso éter-aminas, se han utilizado aminas primarias y secundarias.

Estos colectores se derivan a menudo de grasas naturales y se comercializan con frecuencia bajo el mismo nombre de la fuente de grasa en particular (por ejemplo, acetato de la amina grasa animal). Se emplean ambos grupos de hidrocarburos, los de alquil y los de aril, quedando limitada la longitud de cadena del grupo por la solubilidad de la amina. Para ayudar a la solubilidad, normalmente hay disponibles colectores de aminas en forma de cloruros o acetatos.

Entre los colectores catiónicos se encuentran:

- Alcohilaminas (primarias, secundarias, terciarias)

- Sales de amina cuaternaria
- Sales de alcoholpiridina

Estos reactivos pueden actuar como colectores, no sólo para minerales oxidados, sino también para sulfurados, y que al mismo tiempo son espumadores fuertes, en los que la tensión superficial de sus disoluciones acuosas pasa por un mínimo a una concentración crítica.

Su efectividad colectora crece al aumentar la concentración llegando primero a un máximo, pero desaparece completamente al ser esta de 500mg/l. Estos fenómenos pueden atribuirse a la formación de micelas sin una orientación de caigas determinada, o quizá también a un recubrimiento de la primera por una segunda capa adherida.

2.3.2 Espumantes

Los reactivos orgánicos solubles en agua que se adsorben en la interfase aire-agua, son moléculas heteropares, con un grupo polar que da la solubilidad en agua, y un grupo hidrocarbonado no polar. El espumante es necesario para formar una espuma arriba de la pulpa, que sea lo suficientemente estable para evitar la desintegración de la misma y el retomo subsecuente de las partículas a la pulpa antes de que aquella sea removida, es importante que la espuma se desintegre rápidamente una vez que se remueve, ya que de no ser así, se tienen problemas en el

bombeo de la pulpa y en los subsecuentes pasos de procesamiento.

Otro requisito importante de un espumante es, de que no se adsorba sobre las partículas minerales. Si un espumante actuara como colector, se reduciría la selectividad del colector en uso.

Algunos colectores como los ácidos grasos, exhiben ciertamente propiedades espumantes, sin embargo, para lograr un buen control en la planta, deben minimizarse la interacción del agente espumante con el colector.

Los alcoholes y compuestos afines, tales como los éteres de glicol, tienen gran utilidad como espumantes, debido en gran parte a su incapacidad para adsorberse sobre las partículas minerales, por lo que no actúan como colectores. Los alcoholes aromáticos procedentes de fuentes naturales, como el aceite de pino o el ácido cresílico, se han utilizado extensamente.

Los espumantes sintéticos se utilizan mucho en la actualidad, tiene la ventaja de poseer una composición estrechamente controlada, lo cual ayuda a mantener la estabilidad de la operación de la planta. El metil isobutilcarbinol y los éteres del polipropilenglicol están en esta categoría de espumantes. Cualquier compuesto que se adsorbe en la interface aire-agua tiene propiedades espumantes.

Una importancia similar a la de los colectores para modificar la superficie sólido/líquido, tienen los espumadores para influir la

liquido/gas. Disminuyen en esta la tensión superficial y provocan la formación de muchas burbujas pequeñas con una superficie total grande, la cual puede acumular grandes cantidades de mena.

Los espumantes consisten en un grupo polar, soluble en agua y de una cadena. apolar, hidrófoba, alifática, o de anillos aromáticos En su acumulación en la superficie liquido/gas se disponen de tal manera que el grupo hidrófilo está sumergido en agua, mientras que su parte hidrófoba se extiende hacia el espacio de aire.

Al alcanzar la superficie del liquido, se produce de estas burbujas una capa de espumas cuyas láminas están rodeadas por ambas partes de la película espumadora, en cierto modo por una piel elástica. La resistencia mecánica de estas láminas depende de la solubilidad del grupo polar y de la longitud de la cadena de átomos de carbono. En estas laminas tiene lugar una purificación posterior automática de los concentrados al salir el agua, acompañada de partículas de ganga suspendidas en agua que han sido arrastradas, y permanecen, las partículas de mena hidrófobas en la superficie limite aire/agua.

La adición de un espumador no es necesaria sólo en la aplicación de colectores, cuyas propiedades activas para la superficie faltan, sino también en los ácidos y aminos grasos espumadores, para

prestar a sus espumas la consistencia técnicamente necesaria o reducir una viscosidad demasiado grande a la medida deseada.

Los espumadores más importantes son los alcoholes terpénicos como el aceite de pino de la Hercules Powder Co. Y el flotol sintético de la Lech-chemte. También se emplea con frecuencia aceite de eucalipto.

Además se utilizan igualmente alcoholes alifáticos y, para la formación de espumas muy sólidas, cresoles y xilenoles (flotigol), así como aceites de alquitrán vegetal (tragol). En la mayoría de los casos, es suficiente añadir de 50 a 100g de espumador al mineral.

2.3.3 Modificadores - activación, pasivación y sulfuración

Hay minerales cuyas fuerzas superficiales no son suficientes siquiera para adsorber iones colectores de gran afinidad hacia los metales, la flotabilidad de los minerales puede reprimirse haciendo que adsorban en su superficie' iones negativos, ocupando así todos los puntos existentes para la adsorción de los iones colectores, también negativos.

El procedimiento basado en la pasivación y reactivación la llamada flotación selectiva, tiene importancia esencial en la preparación de minerales complejos y ha desplazado completamente la obtención antes usual, de concentrados mixtos

menos valiosos. También la sulfuración puede considerarse como una activación.

2.4 El gas de flotación

Probablemente la elección del gas será, para la flotación de importancia secundaria, pues se ha demostrado que, empleando otros gases, no se han podido conseguir mejores resultados que con el empleo de aire. Donde se ha pasado a emplear, en su lugar un aire enriquecido de oxígeno, y SO_2 , se trata de una acción química sobre los componentes del mineral más que de las propiedades físicas del gas. Se le concede al gas disuelto en la suspensión una importancia esencial para la producción del contacto entre partícula mineral y burbuja de aire.

2.5 Química de la flotación

La mayoría de los minerales son naturalmente hidrofílicos. Para lograr una separación por flotación, las superficies del mineral tienen que volverse selectivamente hidrofóbicas. Esto puede lograrse mediante la regulación de la química de la solución, seguida por la adición de un colector que selectivamente se adsorba y proporcione la superficie hidrofóbica requerida.

Solamente un pequeño número de minerales son hidrofóbicos por naturaleza, como el carbón mineral y la molibdenita. Es posible flotar estos minerales sin ningún colector, aunque es práctica común agregar

un colector suplementario. Otros minerales también pueden volverse hidrofóbicos sin el uso de un colector.

Las adiciones de grandes concentraciones de sulfuro de sodio a minerales sulfurosos puede resultar en superficies hidrofóbicas con la subsecuente flotación sin colectores, en este caso se cree que el ion sulfuro reemplaza a los productos de oxidación e hidratación en la superficie mineral.

La regulación de la química de la solución puede abarcar la adición de reactivos, ya sea activadores, que aumentan la selectividad intensificando la adsorción del colector, o depresores, que retardan o evitan la adsorción del colector.

Finalmente, la regulación de la química de la solución puede incluir el control del pH para asegurar que habrá de existir el colector (que es a menudo un ácido débil) en la solución, en la forma deseada. Otro grupo de reactivos que intervienen en la flotación son los espumantes. Estos tienen dos funciones. Mejorar la dispersión de las burbujas en la pulpa y controlar las características de la espuma.

Los factores químicos que han de ser considerados al estudiar la flotación son la estructura cristalina de los minerales, la estructura y composición del agua, la química de los reactivos de flotación y sus reacciones químicas de superficie con los minerales, así como las asociaciones naturales de estos.

Los minerales presentan una superficie fuertemente polar y de esa manera son humedecidos por el agua, siempre que la superficie no esté contaminada con ninguna sustancia no polar, como la grasa.

Son excepciones el talco y la pirofilita, en los que los enlaces no polares están incluidos dentro de láminas dobles de tetraedros enlazados que se representan con SiO_{10} . Por consiguiente, la segmentación de estos minerales deja al descubierto superficies que no tienen enlaces insaturados y, en consecuencia, no se unen a los iones de hidrógeno e hidroxilo del agua. Esta falta de unión al agua significa que los minerales se unen preferentemente al aire, por ejemplo, el talco y la pirofilita pueden ser considerados como flotadores naturales.

Por su ionización (y polaridad) y por su abundancia, el agua es el líquido más útil para la flotación. Con todo, las condiciones que se requieren para la flotación no restringen este método de separación a un sistema que contenga agua, pues se puede usar otros líquidos, con tal que, la fase sólida que va a ser separada tenga tan sólo afinidad parcial, o no tenga afinidad alguna por el líquido.

2.6 Equipo de flotación

2.6.1 Celdas de flotación

La mayor parte de la flotación se lleva a cabo en bancos de celdas de flotación. La concentración por flotación puede considerarse en términos de dos grupos de variables. Primero, las condiciones químicas. La interacción de los reactivos

químicos con las partículas minerales para dar lugar a un producto selectivamente hidrofóbico, Segundo, las condiciones físico-mecánicas, las cuales la determina la máquina de flotación. Aunque existen muchos diseños diferentes de máquinas de flotación todas ellas tienen la función primaria de hacer que, las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, permitiendo así que dichas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual puede ser removida. Para lograr esta función, una máquina de flotación debe:

1. Mantener todas las partículas en suspensión. Esto requiere que las velocidades ascendentes de la pulpa sobrepasen a la velocidad de asentamiento de todas las partículas presentes (incluso las más grandes y las más pesadas).
2. Asegurar que todas las partículas que entren en la máquina tengan la oportunidad de flotar. Debe minimizarse el desvío de corrientes y la formación de corto circuito en el interior de la máquina. De modo semejante, es indeseable el espacio muerto porque reduce el volumen efectivo de la máquina.
3. Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa. El grado de aereación necesario depende del sistema mineral en particular y de la fracción de masa que ha de flotarse.
4. Promover el contacto partícula-burbuja de manera que las partículas hidrofóbicas puedan adherirse a las burbujas y

elevarse a la espuma. Esto puede hacerse mediante agitación vigorosa, flujo a contracorriente o precipitación de aire (gas) en disolución.

5. Proporcionar una región de pulpa en quietud inmediatamente debajo de la espuma para minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma y la disolución turbulenta de la capa de espuma.
6. Proporcionar suficiente espesor de espuma para permitir que ocurra el drenaje de las partículas arrastradas.

En el diseño inicial de un proceso se requieren pruebas de flotación en el laboratorio, así como también para mejorar el proceso durante la vida de la planta y para optimizar continuamente el proceso al ocurrir cambios en la ley o la mineralogía del mineral.

La mayoría de las pruebas se efectúan en celdas de flotación aisladas, las cuales aceptan entre 500 y 2000g de mineral. Se pueden usar los datos obtenidos de tales celdas de laboratorio para especificar los requerimientos de los reactivos y los tiempos de retención en las operaciones a escala industrial.

CAPITULO III

ESTUDIOS EN PLANTA Y EN LABORATORIO

Durante el mes de Septiembre la metalurgia cobre/plomo se había deteriorado. Específicamente el rendimiento del circuito de separación cobre/plomo era inestable y el contenido de plomo en el concentrado de cobre variaba significativamente. Además la filtración de plomo era deficiente y la torta del filtro de plomo tenía un gran contenido humedad hasta el 15%, respectivamente.

Aunque hay cambios significativos en las características de procesamiento del mineral, causados por la presencia de minerales arcillosos y cobre secundario, gran parte de los problemas estaban asociados a la operación. Estos problemas y soluciones se tratan en la sección siguiente.

3.1 Estudios en planta y evaluación de los circuitos individuales

3.1.1 Flotación cobre/plomo en el bulk

El rendimiento del circuito bulk no es satisfactorio. Esto se atribuye a los factores principales siguientes:

- El funcionamiento de las celdas unitarias no es constante. Con frecuencia estas celdas no producen concentrado bulk por varias horas durante el turno.
- El circuito de flotación bulk es demasiado grande y el tiempo de retención de la pulpa por celda es demasiado largo. Por ello el control del circuito de flotación bulk se hace difícil.

3.1.2 Evaluación de una posible mejora en la flotación bulk

Durante el periodo de cuatro días se examinó lo siguiente:

- Uso del Colector R242 en la molienda en vez del colector R404. El objetivo de esta prueba era producir un concentrado de plomo de alta ley en las celdas unitarias bajas en cobre. Este concentrado entonces es el concentrado de plomo final. Durante la prueba inicial se produjo un concentrado de plomo de alta ley el que viene a ser el concentrado de plomo final (i.e. 62-65% Pb).

Cuando se pasa este concentrado directamente al espesador, el contenido de humedad del concentrado de plomo se redujo significativamente.

- **La prueba con colector PM248** no fue definitiva. Uno de los problemas asociados con el uso de este colector fue que cuando se diluye cambia su efectividad. Este también aumenta la flotación de zinc hacia el concentrado bulk.

Deben realizarse pruebas de planta detalladas cuando se modifique la flowsheet del bulk.

Observe que este colector en la planta deberá necesariamente añadirse sin diluir.

3.1.3 Separación cobre/plomo

Se identificaron varios problemas principales en el circuito de separación cobre/plomo. Estos incluyen:

El circuito de separación cobre/plomo es demasiado grande para la cantidad de concentrado bulk producido. El resultado es una reducción significativa en la eficiencia de separación cobre/plomo.

Las celdas de separación son muy antiguas y la posibilidad de controlar el nivel de pulpa y espuma es más bien remota.

El relave del primer limpiador (cleaner) de cobre es alto en plomo y es reciclado directamente a la alimentación rougher de plomo.

Esto da lugar a una deficiente selectividad ya que la galena fina que es rechazada a través del primer cleaner vuelve a flotar nuevamente en el rougher. Existe una necesidad urgente de reciclar el relave del primer limpiador (cleaner) de cobre al acondicionador No. 1 de la separación cobre/plomo.

Ha habido cambios constantes en la composición del depresor RPB-2 intentando reducir la cantidad de CMC en la mezcla

debido al problema de la filtración. Esto puede tener efectos negativos sobre la eficiencia de la separación Cu/Pb.

La mezcla RPB-2 original debe usarse constantemente.

3.2 Evaluación de un método alternativo de separación Cu/Pb

Durante el periodo de cuatro días se llevaron a cabo una serie de cinco pruebas de ciclo cerrado en las cuales se usó el método sin Cromo. Las condiciones y resultados para estas pruebas se resumen en la Tabla Nro. 1.

Tabla Nro. 3.1 Evaluación de Métodos Diferentes de Separación
Cobre / Plomo

Prueba No.	Método de Separación	Producto	Peso (%)	Ensayos %, oz/t				% Distribución			
				Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
C1	Dextrina H31 P1S	Cu Conc.	24.67	26.4	7.50	5.33	197.0	81.7	4.2	15.4	58.5
		Pb Conc.	75.33	1.94	56.28	9.62	45.8	18.3	95.8	84.6	41.5
		Head (Calc)	100.0	7.97	44.25	8.56	83.1	100.0	100.0	100.0	100.0
C2	Dextrina P25	Cu Conc.	23.00	25.63	8.99	4.41	20.0	78.6	4.2	12.5	61.4
		Pb Conc.	77.00	2.09	61.20	9.22	38.0	21.4	95.8	87.5	38.6
		Head (Calc)	100.00	7.50	49.19	8.12	75.7	100.0	100.0	100.0	100.0
C3	Dextrina RSO-1	Cu Conc.	58.49	17.10	29.52	6.52	35.49	87.0	40.5	64.7	79.1
		Pb Conc.	41.51	3.59	60.98	5.01	13.20	13.0	59.5	35.3	20.9
		Head (Calc)	100.00	11.49	42.58	5.90	26.24	100.0	100.0	100.0	100.0
C4	Dextrina RPM-2	Cu Conc.	47.53	23.15	7.19	10.85	28.10	88.1	9.2	70.4	80.4
		Pb Conc.	52.47	28.3	64.42	4.11	62.2	11.9	90.8	29.6	19.6
		Head (Calc)	100.00	12.49	37.21	7.33	166.2	100.0	100.0	100.0	100.0
C5	RPB-4	Cu Conc.	30.89	19.5	19.6	9.11	-	86.9	11.5	30.6	-
		Pb Conc.	59.11	1.31	67.16	9.24	-	13.1	88.5	69.4	-
		Head (Calc)	100.00	6.93	52.46	9.20	-	100.0	100.0	100.0	-

De los resultados obtenidos se han obtenido las conclusiones siguientes:

- En general el depresor de Plomo basado en Cromo puede ser reemplazado por el sistema depresor Dextrina – PS.

- Se obtuvieron resultados razonablemente buenos de separación en las Pruebas C1, C2 y C4.
- La eficiencia de la separación fue confiable en cuanto al pH y al tipo de modificador de pH.

Los planteamientos propuestos en la presente sección se basan en los estudios de planta y en laboratorio y en la información generada en el Reporte de Progreso SBM 116-05. Basándonos en lo antes mencionado se han hecho los planes de mejora siguientes:

Circuito Bulk Cobre/Plomo

- La flowsheet de circuito bulk Cu/Pb se ha modificado como se muestra en la Figura No. 1 en el Reporte Proyecto.
- Introducir el colector PM248 lentamente al circuito. El colector PM 248 debe ser añadido sin diluir. Inicialmente el colector debe ser añadido al scavenger bulk y primer limpiador (cleaner) de la etapa del scavenger y después de la optimización el R404 será reemplazado completamente por el PM 248.
- El colector R242 debe ser evaluado cuidadosamente como un medio para producir la ley final del concentrado en las celdas unitarias.
- Se debe prestar especial atención a la operación de las celdas unitarias. Estas celdas deben indicar cómo es la descarga del espumante que en este caso no está presente. Se deberán añadir

cantidades suficientes de espumante a la alimentación o descarga del molino para tener siempre descarga de espuma.

Separación Cobre/Plomo

Existe una necesidad urgente de reemplazar la separación cobre/plomo actual por el nuevo circuito porque el circuito de separación actual es muy grande y las celdas son muy antiguas para permitir un control razonable del circuito. Se sugieren las dos opciones siguientes.

- a) La opción No. 1 como muestra en la Figura 1 reemplazaría el circuito de limpieza por las celdas nuevas OK No. 0.5. El número de celdas requeridas se muestran en la Figura.
- b) La opción No. 2 incluye el reemplazo completo del circuito de separación cobre/plomo por las celdas nuevas, como se indica en la Figura Nro. 2. El número y tipo de celdas para cada operación unitaria se indica en la Figura Nro. 2.
 - El relave del primer limpiador (cleaner) de cobre deberá ser siempre reciclado al acondicionador No. 1 de la alimentación de la separación Cu/Pb.
 - La mezcla original RPB2 deberá siempre usarse en el circuito.

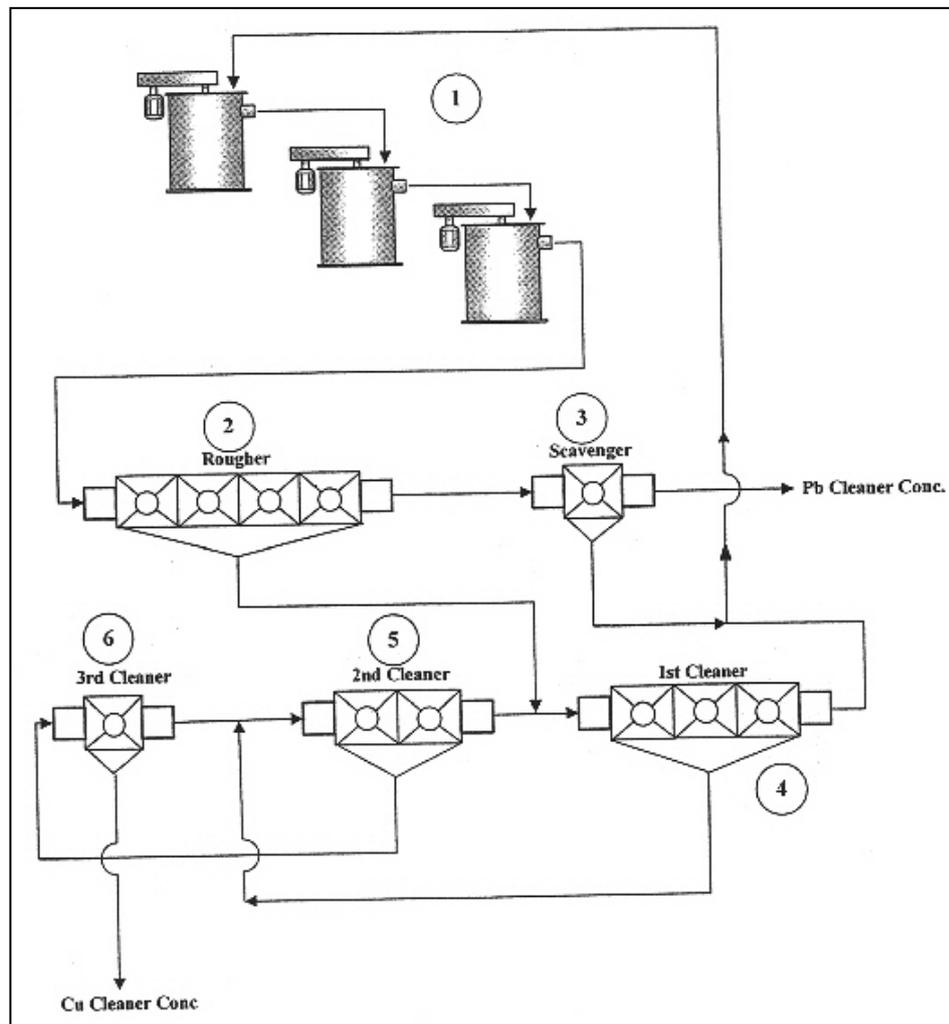


Figura Nro. 3.1 - Cambios Recomendados en el circuito de separación Cu/Pb - Opción 1 – Reemplazo de Limpiadores (Cleaners)

1. Acondicionador actual
2. Celdas Cu Rougher actuales
3. Celdas Cu Scavenger actuales
4. Banco de 3 Celdas OK 0.5
5. Banco de 2 Celdas OK 0.5
6. Una Celda OK 0.5

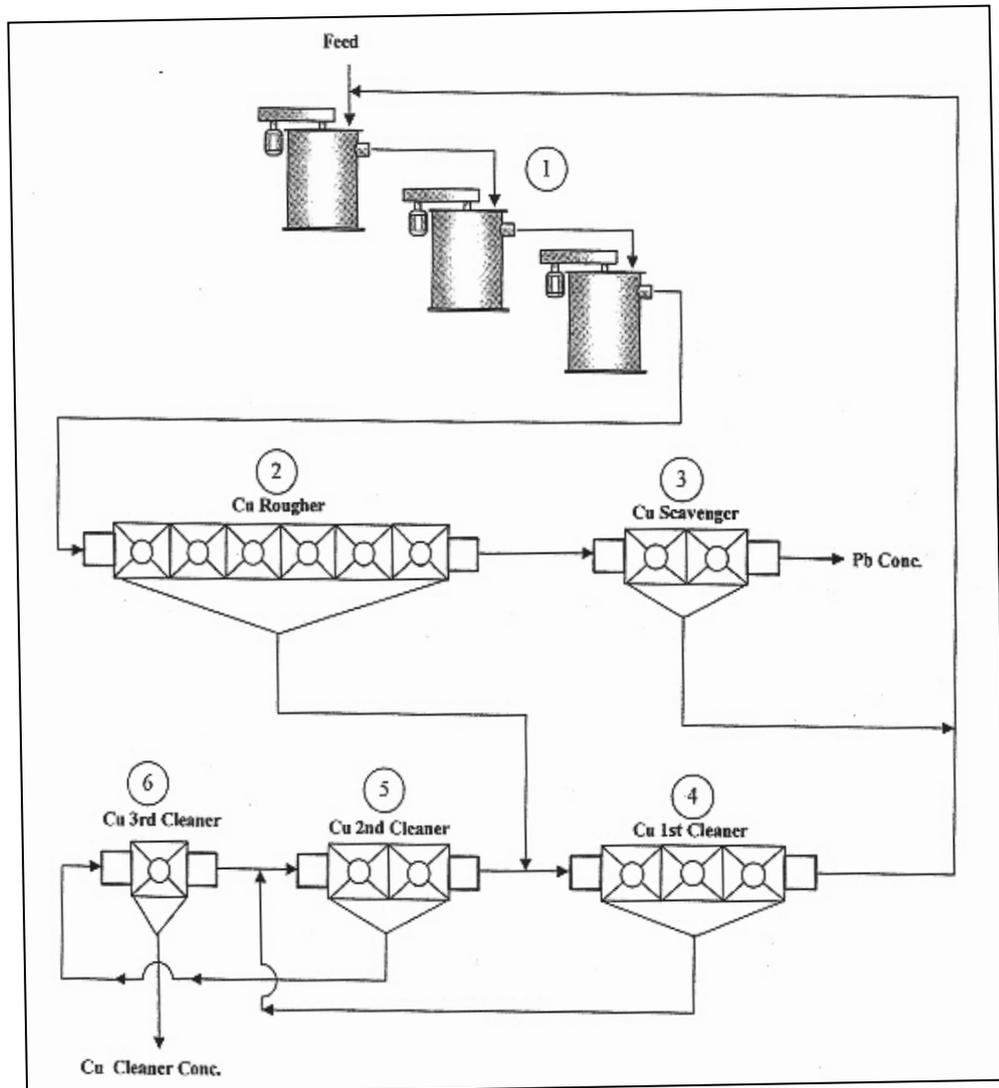


Figura Nro. 3.2 - Reemplazo recomendado completo del circuito de separación Cobre/Plomo – Opción No. 2

1. Acondicionadores Existentes
2. Banco de 6 Celdas OK 0.5
3. Banco de 2 Celdas OK 0.5
4. Banco de 3 Celdas OK 0.5
5. Banco de 2 Celdas OK 0.5
6. Una Celda OK 0.5

Circuito de Zinc:

Para alcanzar mayores tonelajes de tratamiento, una de las limitaciones fue el tamaño de las celdas de flotación

El circuito conformado por celdas WS 220, las SubA30, resultan insuficiente para tonelajes mayores a 1000 TMSD.

Prueba No. C1

Propósito: Examinar el Sistema de Separación Dextrina H31 – OSO

Procedimiento: El que se muestra seguidamente

Alimentación: 5x4 litros, alimentación de la separación Cu/Pb de la planta, muestreada el 29 de Septiembre de 2005

Tabla Nro. 3.2 Condiciones:

	Reactivos Añadidos, gr/tonelada					Tiempo, minutos			pH
	H31	OSO	A.C	3894	MIBC	Molienda	Acond.	Espuma	
Acondicionamiento 1	-	1500	150				5		6.0
Acondicionamiento 2	300						5		
Acondicionamiento 3	200	800			10		5		6.0
Cu Rougher 1					4		1	3	
Cu Rougher 2				4	4		1	3	
Cu 1 st Cleaner	200	300					1	3	6.0
Cu 2 nd Cleaner	100	200					1	3	
Cu 3 rd Cleaner	50	100					1	3	

Resultados de las Pruebas Cíclicas

Tabla Nro. 3.3 Prueba Nro. C1

Producto	Peso		Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
	g	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
1 Cu Clean Conc A	47.5	0.93	25.6	10	3.96	214.3	3.0	0.2	0.4	2.5
2 Cu Clean Conc B	41.6	0.82	27.4	9.09	3.85	159.7	2.8	0.2	0.4	1.6
3 Cu Clean Conc C	62.7	1.23	27.2	11	4.42	203.6	4.2	0.3	0.6	3.1
4 Cu Clean Conc D	286.1	5.62	26.2	6.91	5.24	196.1	18.5	0.8	3.4	13.7
5 Cu Clean Conc E	112.9	2.22	26.9	9.05	5.55	199.3	7.5	0.4	1.4	5.5
6 Cu 3 rd CI Tail E	184.5	3.63	22.1	15.9	7.6	130.9	10.1	1.3	3.2	5.9
7 Cu 2nd CI Tail E	282.8	5.56	17	24.6	8.84	167.8	11.9	3.0	5.7	11.6
8 Cu 1st CI Tail E	389.5	7.66	25.8	15.8	4.73	138.3	24.8	2.6	4.2	13.2
9 Ro Tail A	558.7	10.98	2.4	54.5	10.7	47.9	3.3	13.0	13.5	6.5
10 Ro Tail B	687.9	13.52	1.87	58.7	9.76	48.9	3.2	17.2	15.2	8.2
11 Ro Tail C	961.7	18.90	1.62	62.7	9.15	49.2	3.8	25.7	19.9	11.6
12 Ro Tail D	861.2	16.93	1.99	58.1	9.76	51.4	4.2	21.3	19.0	10.8
13 Ro Tail E	610.1	11.99	1.87	53.7	9.42	37.9	2.8	14.0	13.0	5.7
Head (calc)	5087.2	100.0	7.97	46.10	8.68	80.353	100.0	100.0	100.0	100.0

Productos Combinados	Peso %	Ensayos, %, Oz/t				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
Cu CI Conc A a E (1 a 5)	10.83	26.50	8.25	4.99	196.4	36.0	1.9	6.2	26.5
Cu CI Productos (6 a 8)	16.84	22.10	18.73	6.70	146.4	46.7	6.8	13.0	30.7
Cu Ro Tails (9 a 13)	72.33	1.91	58.14	9.69	47.6	17.4	91.2	80.8	42.8

Ciclos de Balance Proyectados D a E									
Cu Cleaner Conc	24.67	26.40	7.52	5.33	197.0	81.7	4.2	15.4	58.5
Cu Ro Tail	75.33	1.94	56.28	9.62	45.8	18.3	95.8	84.6	41.5
Head (calc)	100.00	7.97	44.25	8.56	83.1	100.0	100.0	100.0	100.0

Prueba Nro. C2

Propósito: Repetir las condiciones de la prueba C1 pero con adiciones menores de depresor

Procedimiento: El que se muestra seguidamente

Alimentación: 5x4 litros, pulpa de Planta muestreada el 29 de Septiembre de 2005 a las 8.00 a.m.

Tabla Nro. 3.4 Condiciones:

	Reactivos Añadidos, gr/tonelada					Tiempo, minutos			pH
	H31	OSO	A.C	3894	MIBC	Molienda	Acond.	Espuma	
Acondicionamiento 1		1500	150				5		
Acondicionamiento 2	200						5		
Acondicionamiento 3	100	500					5		6
Cu Rougher 1					4		1	3	
Cu Rougher 2				4	4		1	3	
Cu 1 st Cleaner	100	300					1	3	
Cu 2 nd Cleaner	100	200					1	3	
Cu 3 rd Cleaner	50	100					1	3	

Resultados de Pruebas Cíclicas

Tabla Nro. 3.5 Prueba Nro. C2

Producto	Peso		Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
	g	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
1 Cu Clean Conc A	148	2.77	26.2	13.5	4.73	182.2	9.7	0.8	1.6	6.8
2 Cu Clean Conc B	106.4	1.99	24.5	13.7	5.19	171.5	6.5	0.6	1.3	4.6
3 Cu Clean Conc C	158.9	2.98	26.3	13.4	4.98	177.9	10.4	0.8	1.8	7.1
4 Cu Clean Conc D	94.4	1.77	24.8	9.49	4.06	188.6	5.8	0.4	0.9	4.5
5 Cu Clean Conc E	213.9	4.01	26	8.77	4.57	207.9	13.9	0.7	2.2	11.2
6 Cu 3 rd CI Tail E	384.4	7.20	18.2	11	3.8	120.5	17.5	1.7	3.3	11.7
7 Cu 2nd CI Tail E	437.2	8.19	10.6	38.9	7.81	119.6	11.6	6.7	7.8	13.2
8 Cu 1st CI Tail E	671.3	12.57	5.77	51.8	8.43	94.2	9.7	13.8	12.9	15.9
9 Ro Tail A	461.5	8.64	2.36	59	9.97	46.3	2.7	10.8	10.5	5.4
10 Ro Tail B	507.6	9.51	2.07	59.6	9.25	19.9	2.6	12.0	10.7	2.5
11 Ro Tail C	752.5	14.09	1.22	59.8	10.3	19.3	2.3	17.8	17.6	3.7
12 Ro Tail D	620.3	11.62	2.56	58.8	9.45	31.8	4.0	14.4	13.3	5.0
13 Ro Tail E	783	14.66	1.71	63.1	9.04	42.8	3.3	19.5	16.1	8.4
Head (calc)	5339.4	100.0	7.50	47.33	8.23	74.3	100.0	100.0	100.0	100.0

Productos Combinados	Peso %	Ensayos, %, Oz/t				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
Cu CI Conc A a E (1 a 5)	13.51	25.73	11.58	4.72	188.1	46.4	3.3	7.8	34.2
Cu CI Productos (6 a 8)	27.96	10.39	37.52	7.06	108.4	38.7	22.2	24.0	40.8
Cu Ro Tails (9 a 13)	58.53	1.92	60.28	9.60	31.8	14.9	74.5	68.3	25.0

Ciclos de Balance Proyectados D a E										
Cu Cleaner Conc	23.00	25.63	8.99	4.41	202.0	78.6	4.2	12.5	61.4	
Cu Ro Tail	77.00	2.09	61.20	9.22	37.9	21.4	95.8	87.5	38.6	
Head (calc)	100.00	7.50	49.19	8.12	75.7	100.0	100.0	100.0	100.0	

Prueba Nro. C3

Propósito: Examinar el efecto de mayor pH en la flotación de cobre utilizando el método de separación Dextrina OSO

Procedimiento: El que se muestra seguidamente

Alimentación: 5x4 litros, alimentación de la separación Cu/Pb de Planta, muestreada el 30 de Septiembre de 2005 a las 8.00 a.m.

Tabla Nro. 3.6 Condiciones:

ITEMS	Reactivos Añadidos, gr/tonelada					Tiempo, minutos			pH
	H31	OSO	A.C	3894	MIBC	Molienda	Acond.	Espuma	
Acondicionamiento 1		1000	150				5		7.5
Acondicionamiento 2	200						5		
Acondicionamiento 3	100	300			10		5		7.8
Cu Rougher 1					4		1	3	
Cu Rougher 2				4	4		1	3	
Cu 1 st Cleaner	100	200					2	3	7.5
Cu 2 nd Cleaner	100	100					2	3	7.5
Cu 3 rd Cleaner	50	-					2	3	7.5

Resultados de Pruebas Cíclicas

Tabla Nro. 3.7 Prueba Nro. C3

Producto	Peso		Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
	g	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
1 Cu Clean Conc A	73.7	2.39	23.7	4.04	6.88	202.6	4.9	0.2	2.1	2.6
2 Cu Clean Conc B	94.7	3.07	21.5	7.07	8.48	251.9	5.7	0.6	3.3	4.2
3 Cu Clean Conc C	236.5	7.66	18.4	24.1	7.96	320.4	12.3	4.8	7.7	13.2
4 Cu Clean Conc D	387.5	12.56	17.1	28.6	6.17	378.3	18.7	9.3	9.8	25.6
5 Cu Clean Conc E	239.8	7.77	17.1	31	7.09	317.2	11.6	6.2	7.0	13.3
6 Cu 3 rd CI Tail E	117.4	3.80	10.6	37.3	8.84	51.8	3.5	3.7	4.3	1.1
7 Cu 2 nd CI Tail E	136.6	4.43	8.57	38.9	10.3	78.1	3.3	4.4	5.8	1.9
8 Cu 1 st CI Tail E	78.1	2.53	8.98	45	8.73	65.6	2.0	2.9	2.8	0.9
9 Ro Tail A	412.4	13.37	7.52	47.8	8.63	135.4	8.7	16.5	14.6	9.7
10 Ro Tail B	440.8	14.29	10.5	38.5	10.5	121.5	13.1	14.2	19.0	9.3
11 Ro Tail C	295.7	9.58	12.5	32.4	9.97	98.1	10.4	8.0	12.1	5.1
12 Ro Tail D	315.9	10.24	3.21	60.8	4.83	130.5	2.9	16.1	6.2	7.2
13 Ro Tail E	256.5	8.31	4.06	61.2	5.24	133.8	2.9	13.1	5.5	6.0
Head (calc)	3085.6	100.0	11.49	38.75	7.91	185.7	100.0	100.0	100.0	100.0

Productos Combinados	Peso %	Ensayos, %, Oz/t				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
Cu CI Conc A a E (1 a 5)	33.45	18.27	24.40	7.06	326.7	53.2	21.1	29.8	58.8
Cu CI Productos (6 a 8)	10.76	9.38	39.77	9.41	65.9	8.8	11.0	12.8	3.8
Cu Ro Tails (9 a 13)	55.78	7.83	47.16	8.14	124.3	38.0	67.9	57.4	37.3

Ciclos de Balance Proyectados D a E									
Cu Cleaner Conc	58.49	17.10	29.52	6.52	354.9	87.0	40.5	64.7	79.1
Cu Ro Tail	41.51	3.59	60.98	5.01	132.0	13.0	59.5	35.3	20.9
Head (calc)	100.00	11.49	42.58	5.90	262.4	100.0	100.0	100.0	100.0

Prueba Nro. C4

Propósito: Repetir las condiciones de la Prueba C1 pero utilizando dispersante TAMOL 819

Procedimiento: El que se muestra seguidamente

Alimentación: 5x4 litros, pulpa de Planta muestreada el 01 de Octubre de 2005 a las 8.30 a.m.

Tabla Nro. 3.8 Condiciones:

	Reactivos Añadidos, gr/tonelada					Tiempo, minutos			pH
	H31	Tamol 819	A.C	3894	MIBC	Molienda	Acond.	Espuma	
Acondicionamiento 1		50	150	1500			5		
Acondicionamiento 2	300						5		
Acondicionamiento 3	200			500	10		5		6.0
Cu Rougher 1					4		1	3	
Cu Rougher 2				4	4		1	3	
Cu 1 st Cleaner	200	30	300				2	3	6.0
Cu 2 nd Cleaner	100	20	200				2	3	6.0
Cu 3 rd Cleaner	50	20	100				2	3	6.0

Resultados de Pruebas Cíclicas

Tabla Nro. 3.9 Prueba Nro. C4

Producto	Peso		Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
	g	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
1 Cu Clean Conc A	195	7.21	22.1	5.41	12	260.4	12.8	1.1	11.0	11.7
2 Cu Clean Conc B	212.5	7.85	21.1	6.67	12.6	235.77	13.3	1.4	12.6	11.5
3 Cu Clean Conc C	252.9	9.35	23.1	6.1	11.1	276.5	17.3	1.6	13.2	16.1
4 Cu Clean Conc D	246.4	9.11	23.1	6.1	11.4	270.1	16.8	1.5	13.2	15.3
5 Cu Clean Conc E	286.2	10.58	23.2	8.12	10.4	290.4	19.7	2.4	14.0	19.1
6 Cu 3 rd CI Tail E	25.9	0.96	18.8	6.3	12.8	189.7	1.4	0.2	1.6	1.1
7 Cu 2 nd CI Tail E	48.9	1.81	19.4	14.2	11.6	234.7	2.8	0.7	2.7	2.6
8 Cu 1 st CI Tail E	81.9	3.03	17.1	24.8	9.09	246.5	4.1	2.1	3.5	4.6
9 Ro Tail A	231.1	8.54	3.33	63.5	5.24	23.2	2.3	14.9	5.7	1.2
10 Ro Tail B	192.5	7.12	3.17	64.5	4.93	70.7	1.8	12.6	4.5	3.1
11 Ro Tail C	299.7	11.08	2.72	66.7	4.11	63	2.4	20.3	5.8	4.3
12 Ro Tail D	299.7	11.08	3.17	63.1	4.62	66.9	2.8	19.2	6.5	4.6
13 Ro Tail E	332.6	12.29	2.52	65.6	3.7	57.9	2.5	22.1	5.8	4.4
Head (calc)	2705.3	100.0	12.49	36.43	7.86	160.5	100.0	100.0	100.0	100.0

Productos Combinados	Peso %	Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
Cu CI Conc A a E (1 a 5)	44.10	22.60	6.57	11.41	268.6	79.8	8.0	64.0	73.8
Cu CI Productos (6 a 8)	5.79	18.10	18.43	10.49	233.4	8.4	2.9	7.7	8.4
Cu Ro Tails (9 a 13)	50.11	2.94	64.78	4.43	56.9	11.8	89.1	28.3	17.8

Ciclos de Balance Proyectados D a E									
Cu Cleaner Conc	47.53	23.15	7.19	10.86	281.0	88.1	9.2	70.4	80.4
Cu Ro Tail	52.47	2.83	64.42	4.14	62.2	11.9	90.8	29.6	19.6
Head (calc)	100.00	12.49	37.21	7.33	166.2	100.0	100.0	100.0	100.0

Prueba Nro. C5

Propósito: Examinar el efecto del depresor RPB en la separación Cu/Pb

Procedimiento: El que se muestra seguidamente

Alimentación: 5x4 litros, alimentación de la separación Cu/Pb de Planta muestreada el 02 de Octubre de 2005 a las 11:00 a.m.

Tabla Nro. 3.10 Condiciones:

ITEMS	Reactivos Añadidos, gr/tonelada					Tiempo, minutos			pH
	H31	RPB3	Na ₂ S ₂ O ₅	3894	MIBC	Molienda	Acond.	Espuma	
Acondicionamiento 1	150	200					5		
Acondicionamiento 2		200					5		
Acondicionamiento 3			500				5		8.2
Cu Rougher 1					4		1	3	
Cu Rougher 2				4	4		1	3	
Cu 1 st Cleaner		200	300				2	3	
Cu 2 nd Cleaner		100	200				2	3	
Cu 3 rd Cleaner		100	100				2	3	

Resultados de Pruebas Cíclicas

Tabla Nro. 3.11 Prueba Nro. C5

Producto	Peso		Ensayos %, Oz/t				% Distribución			
	g	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
1Cu Clean Conc A	278.9	3.73	19.6	18.6	8.27		10.6	1.4	3.2	---
2 Cu Clean Conc B	391.8	5.25	21	16	9.5		15.9	1.6	5.2	---
3 Cu Clean Conc C	418.2	5.60	17.2	25.6	9.97		13.9	2.8	5.8	---
4 Cu Clean Conc D	299.8	4.01	19.8	19	8.73		11.5	1.5	3.6	---
5 Cu Clean Conc E	458.9	6.14	19.3	20	9.35		17.1	2.4	6.0	---
6 Cu 3 rd CI Tail E	196.9	2.64	14.1	15.2	14.4		5.4	0.8	3.9	---
7 Cu 2nd CI Tail E	161.8	2.17	15.6	16.8	15.7		4.9	0.7	3.5	---
8 Cu 1st CI Tail E	322.6	4.32	10.7	28.7	14.3		6.7	2.4	6.4	---
9 Ro Tail A	859.7	11.51	1.38	68.8	8.73		2.3	15.4	10.4	---
10 Ro Tail B	1092.6	14.63	1.8	66	9.15		3.8	18.8	13.9	---
11Ro Tail C	845.2	11.32	1.62	67.5	9.04		2.6	14.9	10.6	---
12 Ro Tail D	1105.4	14.80	1.14	67.2	8.84		2.4	19.3	13.6	---
13 Ro Tail E	1036.7	13.88	1.5	67.1	9.66		3.0	18.1	13.9	---
Head (calc)	7468.5	100.0	6.93	51.44	9.64	0.0	100.0	100.0	100.0	---

Productos Combinados	Peso %	Ensayos, %, Oz/t				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
Cu CI Conc A a E (1 a 5)	24.74	19.31	20.05	9.26	0.0	68.9	9.6	23.8	---
Cu CI Productos (6 a 8)	9.12	12.85	21.97	14.66	0.0	16.9	3.9	13.9	---
Cu Ro Tails (9 a 13)	66.14	1.49	67.24	9.10	0.0	14.2	86.5	62.4	---

Ciclos de Balance Proyectados D a E									
Cu Cleaner Conc	30.89	19.50	19.60	9.11		86.9	11.5	30.6	---
Cu Ro Tail	69.11	1.31	67.15	9.24		13.1	88.5	69.4	---
Head (calc)	100.00	6.93	52.46	9.20	0.0	100.0	100.0	100.0	---

CONCLUSIONES

Durante el periodo entre el 29 de septiembre y el 3 de octubre de 2005 se plantearon las conclusiones alternativas de mejora en el proceso entre los cuales destacan:

1. Determinar los problemas asociados a la separación cobre/plomo.
2. Evaluar el desempeño actual de la Planta
3. Dirigir las pruebas en Planta con un esquema de reactivos alternativos
4. Probar un método alternativo de separación cobre/plomo sin usar Bicromato.

En base a los archivos de Balance Metalúrgico, Reportes Mensuales y Reporte Metalúrgico de Laboratorio Experimental, permite las conclusiones interpretativas siguientes.

5. Los problemas principales asociados a la actual flotación de bulk son que el circuito está funcionando usando el esquema de reactivos original antiguo y no se ha hecho aún una re-configuración de la Flowsheet, lo cual no ha permitido probar el nuevo esquema de reactivos.
6. Las celdas unitarias no son eficientes y la mayor parte del tiempo no recuperan cantidad suficiente de concentrado de plomo de alta ley.

7. La prueba de Planta con colector R242 indicó que se puede producir concentrado de plomo de alta ley con un contenido bajo de cobre el que puede ser el concentrado final sin tratamiento en la separación Cu/Pb. Esto puede dar lugar en la metalurgia de la planta.
8. Existen varios problemas principales asociados con el rendimiento de un circuito de separación cobre / plomo. Estos incluyen:
 - a) Relave de primer limpiador (cleaner) de cobre contiene demasiado plomo y el reciclaje de este relave hacia la alimentación del rougher tiene un efecto altamente negativo sobre el rendimiento del circuito de separación. Este relave debe ser reciclado al acondicionador de separación Cu/Pb No. 1.
 - b) El circuito de separación cobre / plomo es demasiado grande para permitir una separación eficiente. No existe la posibilidad de controlar ni de regular el circuito. Existe una necesidad urgente de la modificación mecánica del circuito de separación Cu/Pb.
9. Los resultados obtenidos en la prueba de laboratorio en el método de separación sin Cromo mostraron que el Cromo puede ser reemplazado por Dextrina. Se requiere trabajo adicional para desarrollar completamente un nuevo proceso de separación Cu/Pb.
10. Para el circuito de Cinc, se evaluaron las celdas instaladas conjuntamente con la dosificación de reactivos.
11. En el presente reporte se ha hecho una recomendación para la mejora global de la metalurgia de la planta.

BIBLIOGRAFÍA

1. **Menacho**, J.M.; “Diseño y optimización de sistemas industriales de Molienda convencional y semiautógena”; INGEMMET; Lima, 1988
2. **Neyra**, S.; “Geología y Reservas minerales de la mina María Teresa”; Lima, 1988
3. **Manzaneda Cabala**, José. Procesamiento de minerales. Lima 2000.
4. **Quiroz**, I.; “Ingeniería Metalúrgica - Operaciones Unitarias en procesamiento de minerales”; Lima 1986
5. **Villachica**, C.A.; “Flotación de Menas Polimetálicas”; curso de flotación, FIGMM — UNI, Lima 1985
6. **Dudenhov**, S.V., **Shubov**, L.Y., **Glazunov**, L.A. (1980). Fundamentos de la teoría y práctica del empleo de reactivos de flotación.
7. **Sutulov**, A. Flotación de minerales. Chile 1963

ANEXOS

ANEXO Nro. 1 - Plan de acción planta concentradora

A partir del año 2006 se establecieron actividades, los mismos que rigen hasta hoy

CIRCUITO BULK

ITEMS	2006 I	2006 II	2007 I	2007 II	2008 I	2008 II	2009 I	2009 II	2010 I	2010 II	2011 I	2011 II
Enseriado Celdas	X											
Instalación Celdas OK		X										
Instalación Courier			X									
Prueba Circuito Abierto			X									
Prueba circuito Cerrado				X								
Reactivación Celdas SubA							X					
Reactivación U-1500								X				
Instalación Cedazo Derrick										X		
Instalación Celdas 5K 80											X	

CIRCUITO SEPARACIÓN PLOMO - COBRE

ITEMS	2006 I	2006 II	2007 I	2007 II	2008 I	2008 II	2009 I	2009 II	2010 I	2010 II	2011 I	2011 II
Instalación de Acond,		X										
Instalación Celdas OK			X									
Uso Dextrina				X								
Reactivación Celdas SubA										X		

CIRCUITO CINC

ITEMS	2006 I	2006 II	2007 I	2007 II	2008 I	2008 II	2009 I	2009 II	2010 I	2010 II	2011 I	2011 II
Instalación Celdas RCS15			X									
Instalación Celdas OK						X						
Prueba Circuito Abierto							X					
Prueba Circuito Cerrado									X			
Instalación Sup:Acon 3									X			

ANEXO Nro. 2 - Descripción del plan de acción

CIRCUITO BULK

Enseriado de Celdas

Cuando el tratamiento era de 500 TMSD, se trabajaba el Rougher y Scavenger Circuito Bulk, con un banco de 05 celdas OKS. Posteriormente cuando se incrementé a 1000 TMSD, se instalaron 05 celdas Circulares con el mismo fin, fueron las RCS5 las que se dispuso en paralelo.

Luego de pruebas de agotamiento de pulpa con muestreos en ambos circuitos paralelos, con el fin de incrementar el tonelaje a 1200 TMSD se convino en enseriar las celdas, para ello se cambiaron los cajones desarenadores, reemplazando los dardos de 6" Diámetro a 10" diámetro en ambas baterías de celdas, para el control de este flujo mayor.

Instalación de Celdas OK.

Las celdas antiguas SuBA30 que hadan 02 de 1° cleaner, 01 de 2° cleaner y 01 de 3° cleaner fueron reemplazadas por 03 celdas OK 1.5 para 1° cleaner, 03 celdas OK 0.5 para 2° cleaner y para la 3° limpieza se instalaron 02 OK 0.8.

Estas celdas son de aireación forzada, con control automático de nivel de pulpa.

Instalación de Courier 5XP

Con el fin de un mejor control del proceso, se instalé un Courier, que cada 12 mim reporte leyes de cobre, plomo, cinc y fierro y % de sólidos.

Los flujos é monitorear son:

- Cabeza.
- Concentrado de Cobre.
- Concentrado de Plomo.
- Relave Bulk,
- Concentrado de Zinc
- Relave Final.

Esto constituye una herramienta de control eficaz en la flotación porque permite actuar en tiempo real en la dosificación de reactivos.

Prueba de Circuito Abierto

Esta prueba consistió en derivar las colas de la primera limpieza Bulk, hacia el relave Bulk, con la intención de evitar demasiada recirculación de flujos.

Luego de casi 2 meses de prueba, usando inclusive colectores enérgicos en el Bulk, valores significativos de plomo cobre y plata se derivaban al Circuito de zinc.

Prueba del Circuito Cerrado

Tras la evaluación de la primera prueba se optó por derivar las colas de la primera limpieza hacia el rougher bulk con esto disminuye el desplazamiento de valores de plomo cobre y plata al circuito de zinc.

Este arreglo prevalece hasta hoy.

Reactivación de Celdas SubA:

Desde el 2009 las leyes de cabeza bajaron considerablemente, especialmente la del plomo, de un rango de 2% Pb a 1% Pb, esto hacia difícil la limpieza con las celdas de aereación forzada, razón por el cual tuvieron que reactivarse las celdas SubAereadas.

Reactivación de Celdas U 1500 Denver.

De igual modo las celdas Denver 1500 fueron reactivadas, estas celdas trabajan con pulpa de granulometría gruesa. son aparente para trabajar como unitarias.

Instalación de Cedazos Derrick:

Al bajar la cabeza hizo necesario el incremento de tonelaje diario, en un primer término se instalaron chancadora cónicas Sandvik que garantizaron un producto final de chancado a 100% menos 3/8".

Los cedazos Derrick de Alta Frecuencia (1,200 rpm), instalados en circuito cerrado con los molinos primarios permitieron llegar a 1550 TMSD

Instalación de Celdas 5K80

Como una alternativa para el trabajo de las unitarias Denver 1500, se optó por instalar 02 celdas 5K80, con el fin de tenerlas en Stand By, y generar una tercera línea de molienda secundaria.

CIRCUITO DE SEPARACIÓN PLOMO - COBRE

Instalación de SuperAcondicionadores

Se instalaron 03 SuperAcondicionadores de 4' de diametro, x 5' de alto, dispuestos en serie.

En el primero se adiciona el carbón activado.

En el segundo la Dextrina,

En el tercer el Metabisulfito de Sodio.

Estos equipos preparan la pulpa para que recién ingresen a banco Rougher.

Instalación de celdas OK

Estando operando el circuito antiguo, se instalaron 06 celdas OK0.5, dispuestas 03 para 1° limpieza, 02 para la 2° y 02 para la 3° limpieza, estas celdas son con aereación forzada.

Uso de la Dextrina a Nivel Industrial:

Con el fin de eliminar el uso del Bicromato en el proceso, se empezará a usar la dextrina como depresor de plomo en el circuito Diferencial.

La composición el porcentaje en peso del depresor es:

Dextrina : 50 %

Fosfato Trisódico : 38%

CMC : 12%

La cantidad de Metabisulfito es en solución al 5% hasta que el PH en la primera celda rougher sea de PH: 4.5 - 5 Fue una enorme ayuda contar con Courier, para luego de semanas de prueba llegar a estabilizar la separación.

Reactivación de celdas SuBA

Al igual que en el circuito Bulk, al tener una cabezas bajas en cobre, a partir de segundo semestre del 2010 se reactivaron las celdas Subaereadas SubA-21, ya que las cabeza de cobre sufrieron un descenso de 0.35 a 0.15%Cu, con las celdas de aire forzado OK 0.5 era bastante difícil limpiar.

CIRCUITO DE ZINC

Instalación de Celdas RCS15

Una vez enseriadas las celdas del circuito Bulk, se tuvo la necesidad de reemplazar las celdas WS 240 del circuito de zinc, para lo cual se instalaron 03 celdas RCS15, con control y descarga automática.

Esto permitió elevar el tonelaje a más de 1000 TMSD.

Instalación de Celdas OK

De igual modo se reemplazaron las celdas SubA30 por las OKS en todo el circuito de limpiezas.

- 09 para 1° limpieza.
- 06 para segunda limpieza
- 03 para tercera limpieza.

Todas estas celdas poseen control automático en el control de nivel y descarga.

Prueba de Circuito Abierto:

Considerando que se tenía 09 celdas para la 1 limpieza, se dividió las 03 últimas a manera de cleaner-Scavenger, con adición de colector y se derivaron las colas de la bancada de la primera limpieza hacia el relave final. Se evaluaron por espacio de 08 meses. La recuperación del zinc no fue la programada.

Prueba en Circuito Cerrado

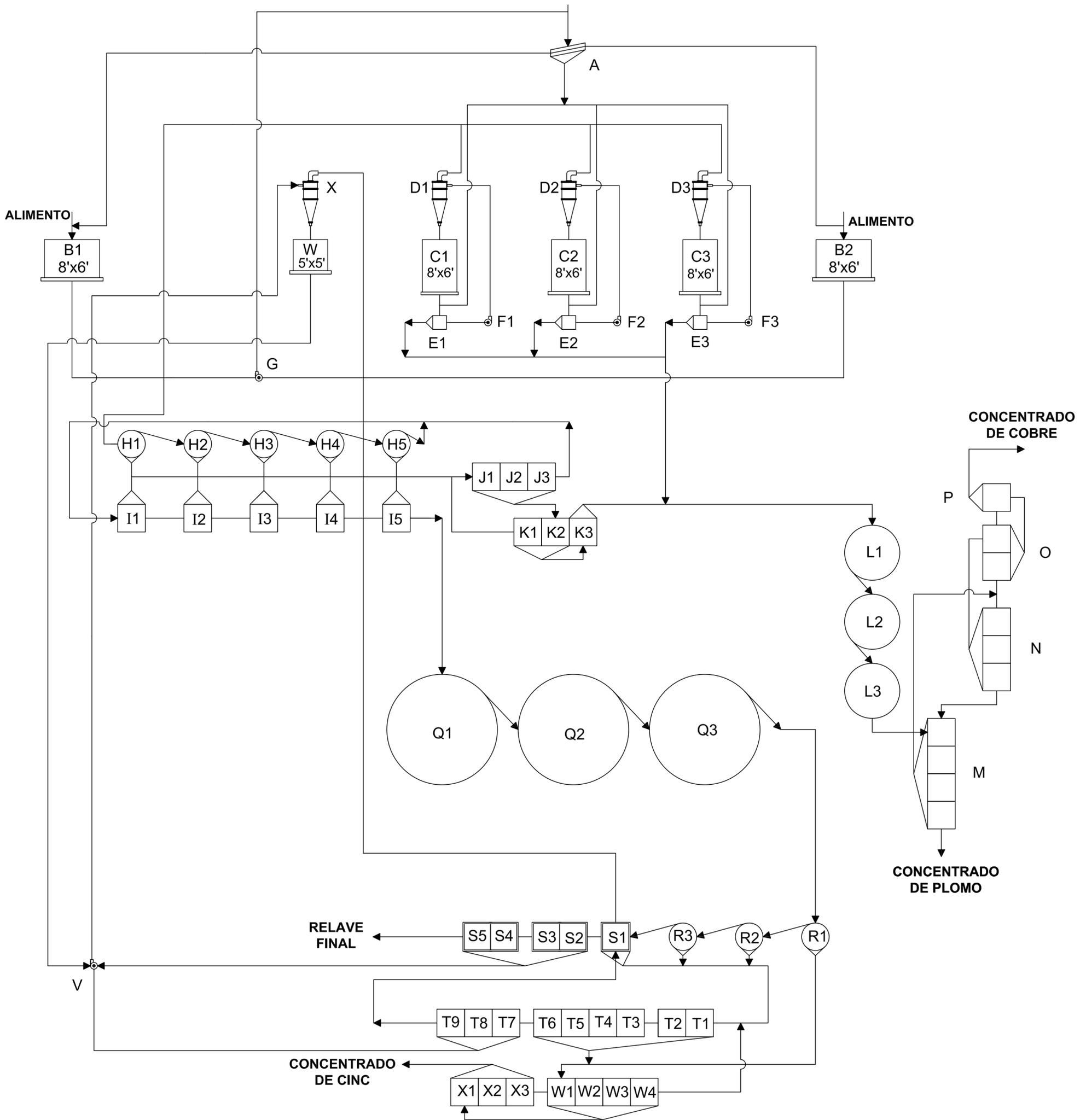
Las colas de la 1 limpieza del caso anterior, que tenían 3% de zinc, se derivaron hacia el circuito scavenger, recuperando grado y recuperación, este arreglo prevalece hasta hoy.

Instalación de tres Super-Acondicionadores

El tiempo de acondicionamiento con las tres celdas RCS1S no fue lo suficiente, con tal razón se instalaron 03 acondicionadores 8x8

- En el N°1 ingresa la cal PH=11
- En el N°2 el sulfato de Cobre.
- En el N°3 se dosifica el Z11.

ANEXO Nro. 3 – Flowsheet de la planta en operación



FLOW SHEET: PLANTA CONCENTRADORA			
COMPANIA MINERA:		COLQUISIRI S.A.	
PLANTA: MOLIENDA - FLOTACIÓN			LAMINA:
DIBUJO:	FECHA:		01
A.F.A.J.	AGOSTO 2011	A.F.A.J.	

Diagrama de flujo planta concentradora

MOLIENDA :

A	Cedazo de Alta Frecuencia Derrick , 04 Decks
B1, B2	Molinos Primarios de Bolas Comesa, 8'x6'
C1, C2, C3	Molinos Secundarios de Bolas Comesa 5'x8'
D1,D2, D3	Hidrociclones Krebs_ Gmax 20D
E1, E2, E3	Celdas Unitarias Denver U1500 / SK80
F1, F2, F3	Bombas Horizontales Krebs 6'x6'.
G	Bomba Warman 125C
W	Molino de Bolas Remolienda Zinc Comesa 5'x5'
V	Bamba Warman 4'x3'
X	Hidrociclòn Espiasa de 10D

CIRCUITO BULK:

H1,H2,...,H5	05 celdas RCS5 Rougher Bulk
I1, I2,.....I5	05 celdas OK5 Scavenger Bulk
J1, J2, J3	03 celdas OK 1.5 Primera Limpieza Bulk
K1, K2	2 Celdas Denver SuBA30, Segunda Limpieza Bulk
K3	01 Celda Denver SuBA30 Tercera Limpieza Bulk.

CIRCUITO DE SEPARACIÓN PLOMO-COBRE

L1, L2, L3	03 SuperAcondicionadores 4'x5'
M	Banco de 04 Celdas SuBA21, Rougher/Scavenger Pb/Cu
N	Banco de 03 celdas OK 0.5, Primera Limpieza Pb/Cu
O	Banco de 02 celdas OK 0.5, Segunda Limpieza Pb/Cu
P	Banco de 01 celda OK 0.5, Tercera Limpieza Pb/Cu

CIRCUITO DE ZINC

Q1, Q2, Q3	03 SuperAcondicionadores 8'x8'
R1,R2, R3	03 Celdas RCS15 Rouher Zinc.
S1, S2,... S5	Celdas OK 8 Scavenger Zinc
T1. T2,....T9	Banco de 09 Celdas OK5, Primera Limpieza Zinc
W1, W2,..W4	Banco de 04 Celdas OK5. Segunda Limpieza Zinc.
X1, X2, X3	Banco de 03 CeldasOK5, Tercera Limpieza de Zinc.

ANEXO Nro. 4 – Depresores especiales**Depresor P82 de mineral de cinc**

Composición de la solución preparada al	5%
Sulfato de cinc	60%
Hidrosulfito de sodio	20%
Meta bisulfito de sodio	20%

Este depresor es usado en circuito bulk cuando se tiene minerales complejos y/o con alteraciones de oxidación.

Se aplica preferentemente al ingreso de los molinos primarios y en etapa scavenger.