

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA E INGENIERÍA METALÚRGICA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA**



**INFORME DE TRABAJO**

**OPERACIONES, PROCESOS Y SOPORTE METALÚRGICO DE LA PLANTA  
CONCENTRADORA DE LA COMPAÑÍA MINERA ANTAMINA**

**PRESENTADO POR:**

**Br. HENRY BUENO BUENO**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO QUÍMICO**

**MODALIDAD DE SERVICIOS  
PROFESIONALES**

**ASESOR:**

**Ing. FORTUNATO CALVO BEJAR**

**CUSCO – PERÚ**

**2006**



# Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

## ANEXO 3

### DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD Y NO PLAGIO

Yo, Henry Bueno Bueno del Programa Académico  
(Facultad / Escuela Profesional / Maestría y/o Doctorado u otro) de Ingeniería Química  
de la Universidad Nacional de San Antonio Abad de Cusco.

Identificado (a) con código 941145-K y DNI Nro. 23981346, autor (a) del siguiente documento de investigación en la modalidad (Tesis, Informe académico, Trabajo de Investigación, Trabajo de suficiencia profesional) de Servicios Profesionales conducente a la obtención del grado o título profesional:

Ingeniero Químico.

que tiene por título:

Operaciones, Procesos y Soporte Metalúrgico de la  
Planta Concentradora de la Compañía Minera  
Antamina.

y tiene por Asesor a: Ing. Fortunato Calvo Bepari

Declaro bajo juramento que:

1. El documento de investigación (Tesis, Informe académico, Trabajo de Investigación, Trabajo de suficiencia profesional) de mi autoría es original e inédito, resultado de un trabajo personal y cumple con las exigencias normativas de autenticidad y no plagio en versión digital o impresa. Asimismo, dejo constancia de que todos los autores consultados han sido debidamente citados y referenciados en el documento y que no he utilizado figuras, fotografías, cuadros, tablas u otros elementos, sin citar, protegidos por derechos de autor.
2. Declaro que el trabajo de investigación conducente a la obtención del grado o título profesional, que pongo en consideración para su evaluación, es inédito y original. De no respetar los derechos de autor, originalidad e integridad, asumiré cualquier responsabilidad de carácter administrativo, civil o penal que de mi acción se deriven.

Cusco, 20 de Agosto de 2025

Firma

DNI: 23981346

Nombres y Apellidos: Henry Bueno Bueno

**AGRADECIMIENTO:**

À MIS PADRES JULIANA BUENO SOSA Y  
DOMINGO BUENO CUADROS, QUIENES SIEMPRE  
ESTUVIERON CONMIGO, INCLUSO EN LOS  
MOMENTOS MÀS DIFICILES Y À QUIENES AMO  
CON TODO MI CORAZÓN.

## INDICE

RESUMEN.....	6
CAPÍTULO I: OPERACIONES Y PROCESOS METALÚRGICOS.....	7
1.1. UBICACIÓN DE LAS OPERACIONES. ....	7
1.2. CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS.....	8
1.2.1. GEOLOGÍA DEL MINERAL.....	9
1.2.2. TIPOS DE MINERALES. ....	11
1.3. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO EN ANAMINA. ....	18
1.3.1. MINA – CHANCADO.....	18
1.3.2. MOLIENDA – CLASIFICACIÓN.....	19
1.3.3 FLOTACIÓN. ....	22
1.3.3.1. FUNDAMENTOS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.....	22
1.3.3.2. CIRCUITO DE FLOTACIÓN COBRE BULK.....	30
1.3.3.3. CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE ZINC.....	33
1.3.3.4. CIRCUITO DE FLOTACIÓN BISMUTO / MOLIBDENO.....	36
1.3.4. OPERACIONES EN MINERODUCTO.....	38
1.3.5. OPERACIONES EN PUERTO. ....	38
1.3.6. TRATAMIENTO DE EFLUENTES. ....	40
1.4. DESCRIPCIÓN METALÚRGICA Y CONTROL DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS EN PLANTA CONCENTRADORA ANAMINA.....	41
1.4.1. CIRCUITO DE MOLIENDA Y METALURGIA DE LA FLOTACIÓN.....	43
1.4.1.1. MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN EN EL MOLINO SAG.....	44
1.4.1.2. MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN EN LOS MOLINOS DE BOLAS.....	46
1.4.1.3. METALURGIA DEL CIRCUITO DE COBRE:.....	49
1.4.1.4. METALURGIA DEL CIRCUITO DE ZINC.....	54
1.4.1.5. METALURGIA EN EL CIRCUITO DE SEPERACIÓN Cu-Bi y Cu-Mo. ....	57
1.4.1.6. OPERACIÓN DE LOS CIRCUITOS DE FLOTACIÓN DE COBRE Y ZINC. ....	60
1.5. ANALIZADORES EN LÍNEA. ....	66
1.5.1. COURIER 30XP. ....	66
1.5.2. ANALIZADOR DE TAMAÑO DE PARTÍCULA (PSI-200 )......	73
CAPÍTULO II: BALANCES METALÚRGICOS EN LOS CIRCUITOS DE FLOTACIÓN .....	78
2.1. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE COBRE. ....	79
2.2. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE ZINC.....	81

2.3. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE MOLIBDENO.....	83
CAPÍTULO III: TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y PRUEBAS METALÚRGICAS.....	86
3.1 OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS CELDAS ROUGHER COBRE. ....	86
3.1.1. INTRODUCCIÓN. ....	86
3.1.2. OBJETIVO. ....	86
3.1.3. ANALISIS DE LAS PRUEBAS.....	87
3.1.4. RESULTADOS.....	91
3.1.5. CONCLUSIONES. ....	93
3.1.6. RECOMENDACIONES.....	94
3.2. PRUEBA DE REACTIVOS PARA INCREMENTAR LA RECUPERACIÓN DE MOLIBDENO EN EL CIRCUITO BULK. ....	95
3.2.1. OBJETIVO. ....	95
3.2.2. ANTECEDENTES. ....	95
3.2.3. ANÁLISIS DE LAS PRUEBAS.....	97
3.2.4. ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE RESULTADOS. ....	104
3.2.5. BALANCE METALÚRGICO.....	106
3.2.6. CONCLUSIONES. ....	109
3.2.7. RECOMENDACIONES. ....	110
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA: .....	111

# **OPERACIONES, PROCESOS Y SOPORTE METALURGICO DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE LA COMPAÑÍA MINERA ANTAMINA**

## **RESUMEN**

El proceso productivo en la Planta Concentradora de Antamina es uno de los más complejos del mundo al procesar minerales polimetálicos donde se obtiene el Cobre, Zinc, Plata, Molibdeno, Plomo y Bismuto.

Inicia con la extracción del mineral y acaba en el bombeo de los concentrados de Cobre y Zinc a través de un mineroducto desde los Andes hasta el Puerto para su embarque; asimismo, subproductos como concentrados de Molibdeno y Plomo/Bismuto y como valor agregado el metal de Plata.

Inicia con la perforación y voladura para la extracción de mineral del tajo abierto, luego el carguío y acarreo de las rocas fragmentadas hacia la chancadora primaria donde se reduce de tamaño las rocas, posteriormente el mineral chancado es trasladado hacia dos pilas de mineral que alimentan a la Planta Concentradora que es el foco del presente informe; donde se ejecutan operaciones y procesos metalúrgicos para la recuperación de los metales valiosos, con estrategias y métodos para optimizar los procesos mediante el soporte metalúrgico continuo.

En la planta concentradora se realiza la operación de molienda SAG (Semiautógena), molienda convencional, clasificación mediante nidos de ciclones, proceso de flotación en celdas mediante el uso de reactivos específicos y variables operativas controladas; por otro lado, se tiene equipos de monitoreo en línea y tiempo real como los analizadores de tamaño de partícula y equipos analizadores de leyes químicas.

En el área de metalurgia, se realizan pruebas de investigación continuas para la optimización de los procesos.

Palabras clave: Concentradora, Molienda, Flotación, Optimización

## **CAPÍTULO I: OPERACIONES Y PROCESOS METALÚRGICOS**

### **1.1.UBICACIÓN DE LAS OPERACIONES.**

La Compañía Minera Antamina es una empresa minera peruana de capitales extranjeros que se dedica a la producción de concentrados de cobre, zinc, plomo-bismuto y Molibdeno.

Las operaciones de Antamina está dividida en 3 grandes áreas : Mina, Concentradora y Mantenimiento y de Áreas de Soporte como Recursos Humanos, Finanzas, Logística, Marketing, Relaciones Corporativas y Medio Ambiente Estas se encuentran geográficamente ubicadas en 3 puntos distintos: Yanacancha, Lima y Huarney (Figura N° 1.1).

El yacimiento Antamina se encuentra ubicado en la quebrada del mismo nombre, en el distrito de San Marcos, provincia de Huari, en la región Ancash, entre los 4,200 y 4,700 metros sobre el nivel del mar, latitud 9°32'S, longitud 77°03'W.

Se trata de un yacimiento polimetálico, con una ley de cobre equivalente a 1.7%, y con reservas que alcanzan los 559 millones de toneladas.

Se accede a través de una carretera pavimentada, con un tiempo de viaje de seis horas desde Lima y de tres horas y media horas desde Huaraz.

El puerto Punta Lobitos está ubicado a un kilómetro al oeste de Puerto Huarney, el mismo que se halla a 140 kilómetros al sur de Chimbote y a 300 kilómetros al norte de Lima, siendo sus coordenadas, latitud 10°05.66 S y su longitud 78°10.84 W.

**FIGURA N° 1.1**  
**UBICACIÓN DE LAS OPERACIONES DE LA COMPAÑÍA MINERA**  
**ANTAMINA**

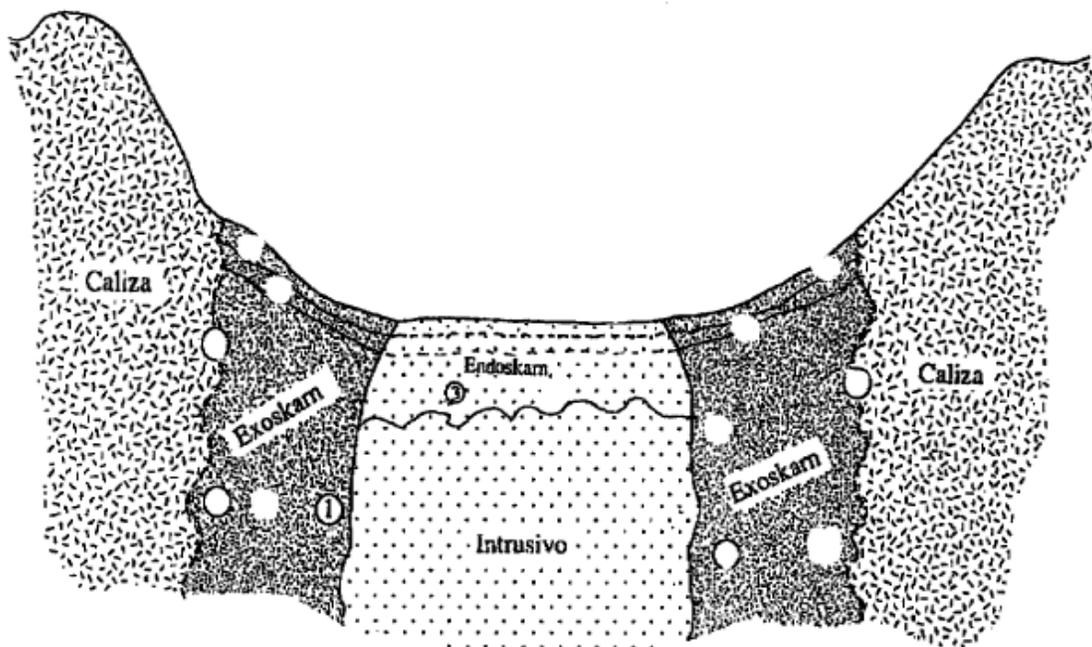


## 1.2. CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS.

### 1.2.1. GEOLOGÍA DEL MINERAL.

El Depósito en Antamina es un depósito de skarn grande (Figura N° 1.2), un skarn es formado cuando un “fluido rico en metales fluye hacia una roca calcárea anfitriona”. En el caso de Antamina, esto implica un fluido CuZn silicificado que fluye hacia una roca de caliza anfitriona. La figura 1.2 presenta una sección de corte simplificada del depósito. Muestra el intrusivo en el centro rodeado por el endoskarn y exoskarn, el cual está rodeado por la roca caliza anfitriona. El endoskarn es el skarn asociado más estrechamente con el intrusivo, mientras que el exoskarn está asociado más estrechamente con la roca caliza anfitriona. No existe un límite claramente definido entre el endoskarn y exoskarn, sino un cambio mineralógico gradual.

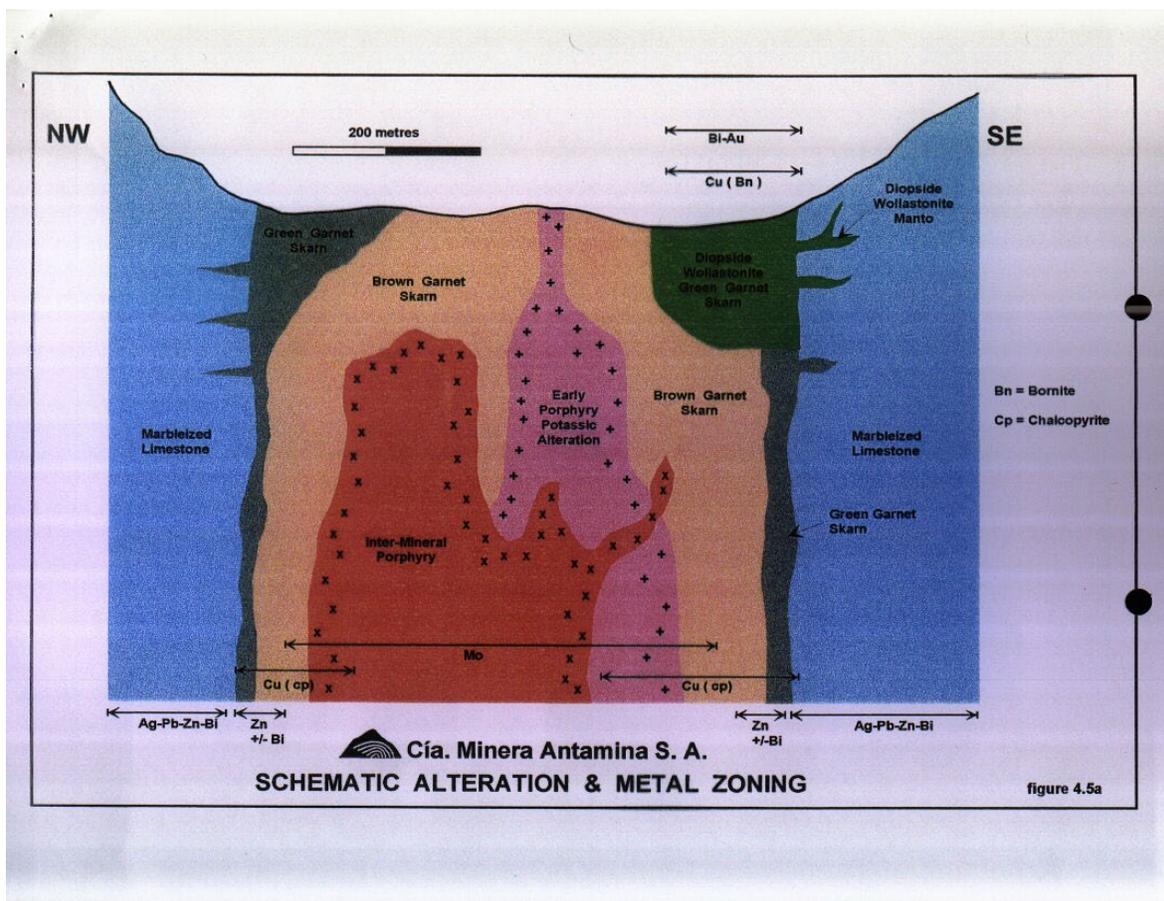
**FIGURA N° 1.2**  
**SECCIÓN ESQUEMÁTICA DEL DEPÓSITO EN ANTAMINA**



El depósito en Antamina muestra una típica zonificación de metales desde el centro hacia los márgenes, posee una mineralización de cobre, zinc, plata y molibdeno principalmente. La zonificación del metal es principalmente una función de la temperatura, donde el cobre está más cerca al centro intrusivo caliente, entonces el zinc se hace más común en dirección a los márgenes hasta que en el extremo más fresco el plomo es más común.

El endoskarn, caracterizado por la presencia de granate “café”, contiene mineralización principalmente de cobre (calcopirita) y la zona del exoskarn con granate verde es rica en zinc (escalerita). El bismuto en el depósito tiende a seguir al zinc en su mayor parte, pero noten que existen menas de sólo Cu con bismuto, y menas de CuZn sin bismuto. El molibdeno se encuentra normalmente cerca al intrusivo. El 75% de los valores de molibdeno se encuentran en un 25% de la mena, la mayor parte del cual se encuentra con el tipo de mena de sólo Cu, (Ver Figura 1.3)

**FIGURA N° 1.3**  
**MINERALIZACIÓN DEL DEPÓSITO EN ANTAMINA**



### 1.2.2. TIPOS DE MINERALES.

La mineralogía del depósito de Antamina es simple en textura, de grano relativamente grueso, pero compleja en variabilidad. Antamina es quizás, el depósito polimetálico más grande en el mundo. Deben considerarse los siguientes metales: Cu, Zn, Bi/Pb, y Mo. Muy pocos depósitos en el mundo requieren considerar 4 metales en su Diagrama de Flujo. Es el número de metales y la variedad de combinaciones lo que hará que la metalurgia sea un desafío. El depósito presenta los siguientes tipos de mena principales:

**TABLA N° 1.1**  
**PRINCIPALES TIPOS DE MINERAL EN ANTAMINA**

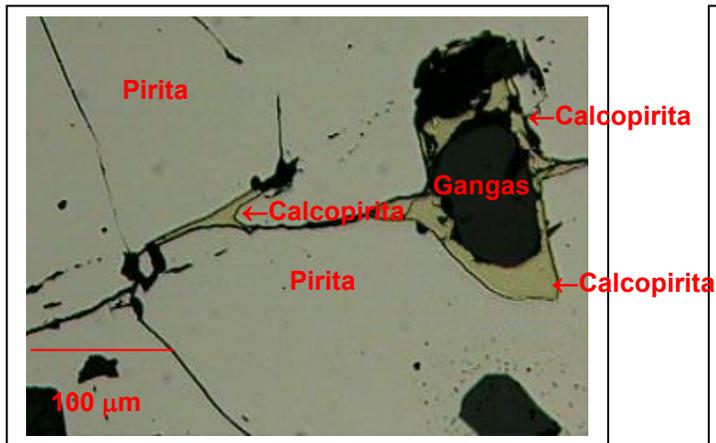
<b>Tipo</b>	<b>Característica</b>	<b>% Cu</b>	<b>% Zn</b>	<b>ppm Bi</b>
M1	Cobre bajo Bismuto	>0.5	<0.5%	<25
M2	Cobre alto Bismuto	>0.5	<0.5%	25 - 115
M2A	Cobre muy alto Bismuto	>0.5	<0.5%	>115
M3	Cobre-Zinc bajo bismuto	>0.5	>0.5	<25
M4	Cobre-Zinc alto Bismuto	>0.5	>0.5	25 - 115
M4A	Cobre-Zinc muy alto Bismuto	>0.5	>0.5	>115
M5	Bornita bajo Zinc	>0.5	<0.5%	>115
M6	Bornita alto Zinc	>0.5	>0.5	>115
MP	Bajo Cobre, alto Zinc, alto plomo (>0.2)	<0.5	>4%	>115

Pueden añadirse a la lista el efecto de oxidación para muestras cercanas a la superficie.

Las siguientes diapositivas muestran las texturas minerales más comunes existentes en Antamina:.

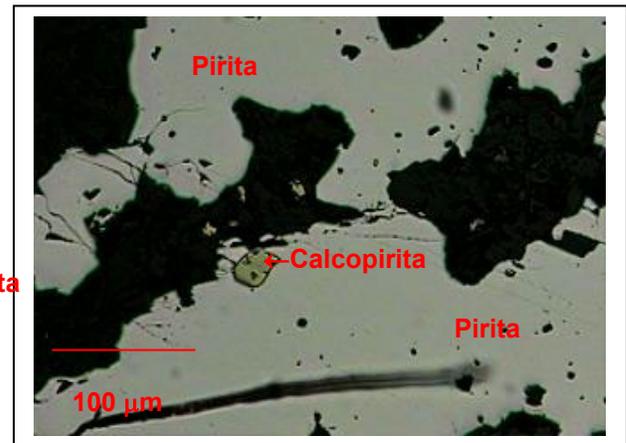
**FIGURA N° 1.4**  
**CARACTERÍSTICAS DE LAS ESPECIES MINERALÓGICAS EN ANTAMINA**

1.4.a



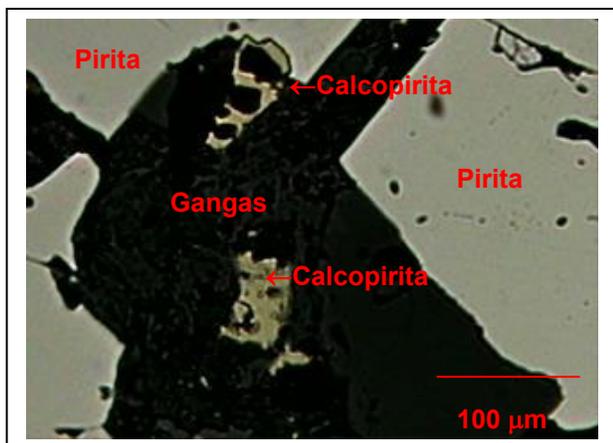
*Calcopirita relleno de cavidades y fracturas en pirita.*

1.4.b



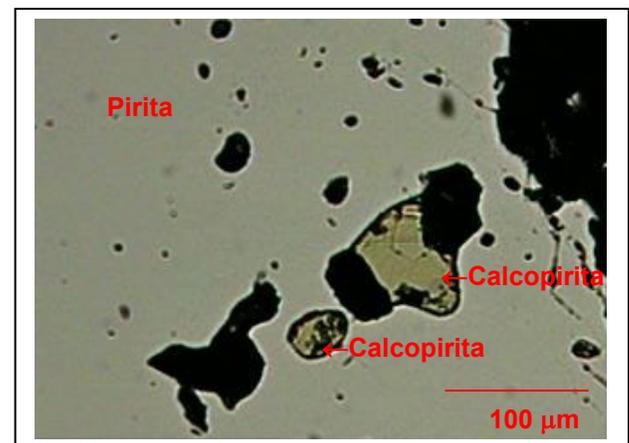
*Pequeña inclusión de calcopirita en pirita.*

1.4.c



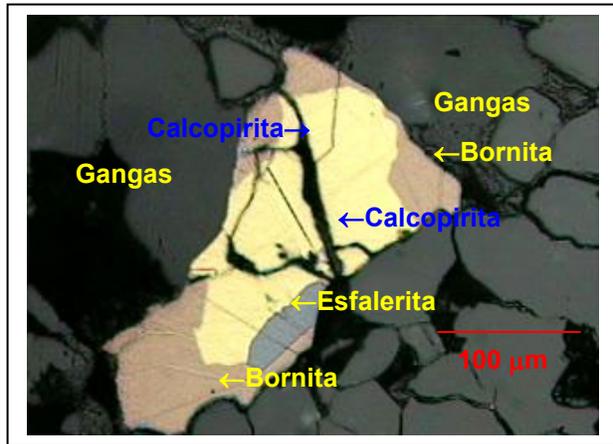
*Motas de calcopirita en gangas y en borde de pirita.*

1.4.d



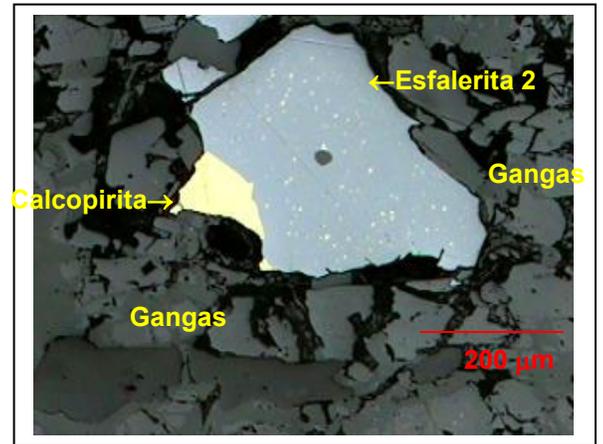
*Calcopirita relleno de cavidades en pirita.*

1.4.d



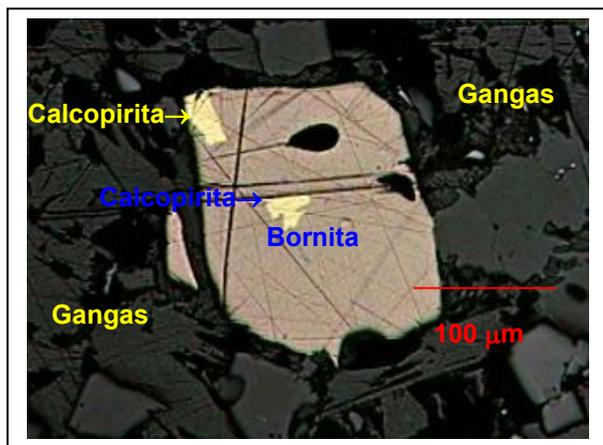
*Bornita asociada con calcopirita y esfalerita en gangas.*

1.4.e



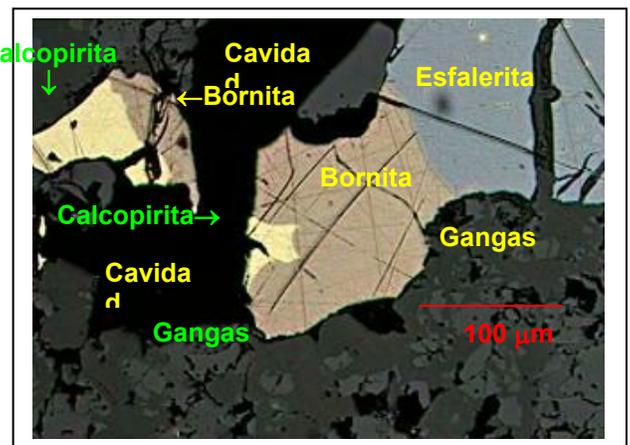
*Esfalerita 2 (con finas diseminaciones de calcopirita) con mota de calcopirita, ambas relleno cavidad en gangas.*

1.4.f



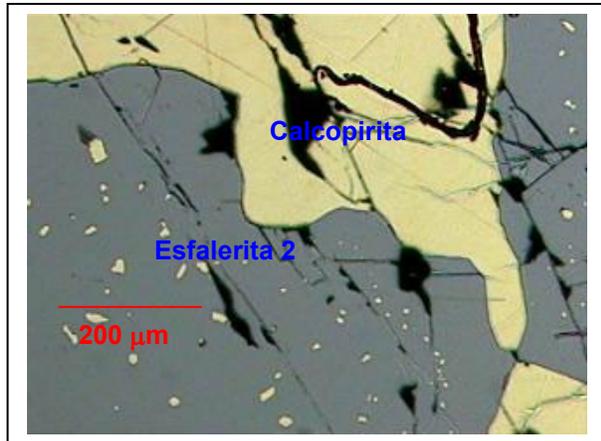
*Bornita con motas de calcopirita relleno cavidad en gangas.*

1.4.g



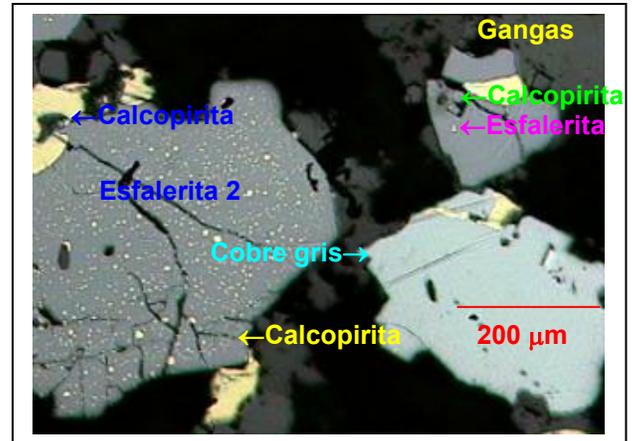
*Bornita en crecimientos de geometría simple con calcopirita y bornita con mota de calcopirita y asociada con esfalerita, relleno racialmente cavidad en gangas.*

1.4.h



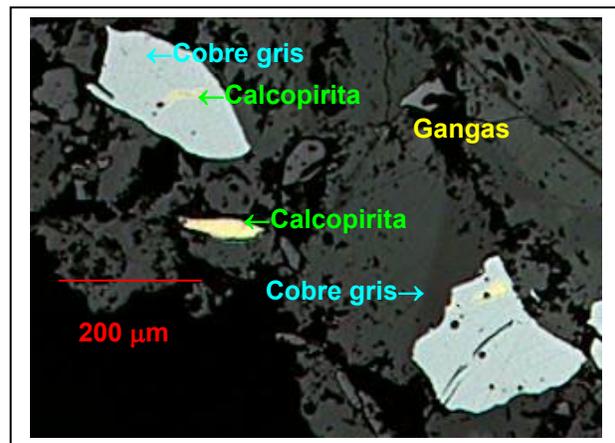
*Playa de calcopirita en cavidad de esfalerita 2.*

1.4.i



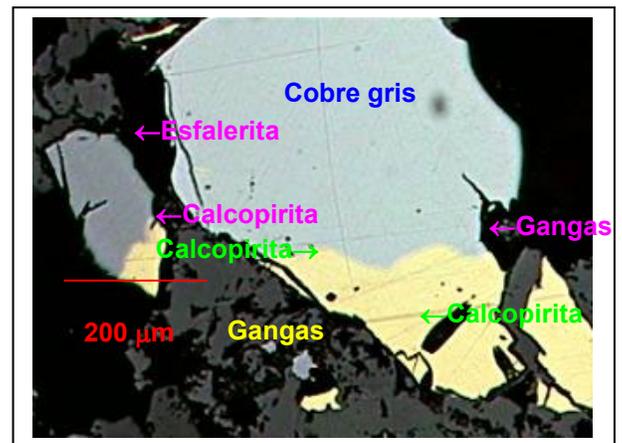
*Esfalerita 2 asociada con calcopirita, mota de calcopirita en esfalerita y cobre gris con venilla de calcopirita, rellenando fracturas en gangas.*

1.4.j



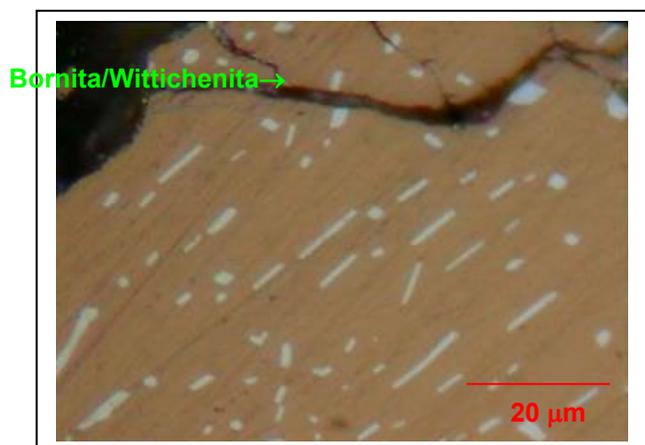
*Cobre gris con venillas o motas de calcopirita y calcopirita, rellenando fracturas en gangas.*

1.4.k



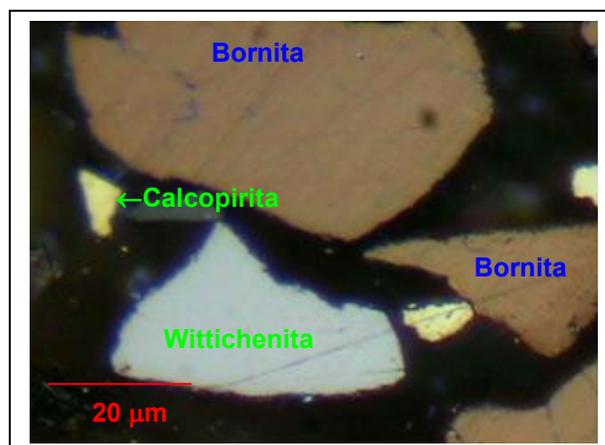
*Calcopirita en crecimiento de geometría simple con cobre gris y esfalerita, rellenando fracturas en gangas.*

1.4.l



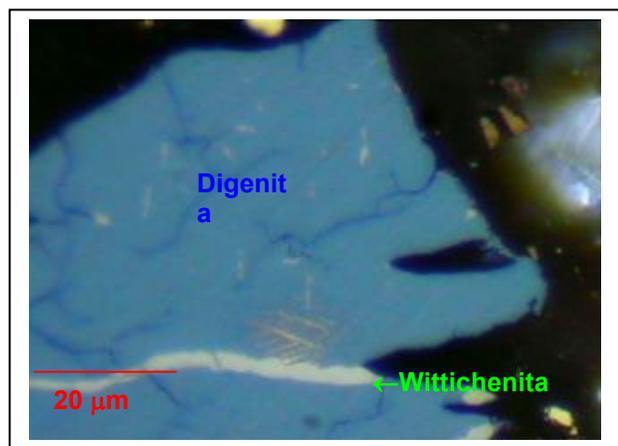
**Concentrado Bulk Inclusiones alargadas de wittichenita en bornita.**

1.4.m



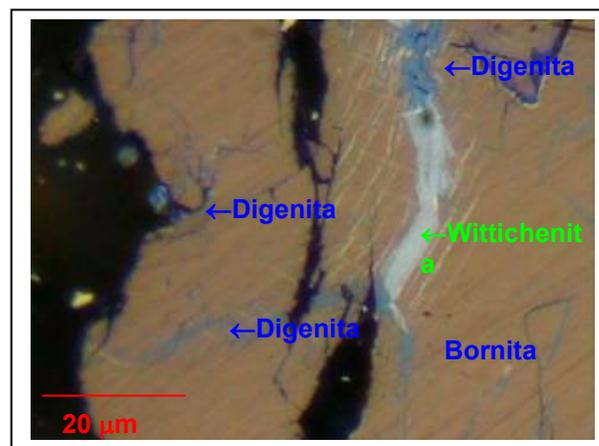
**Concentrado Bulk Partículas libres de wittichenita y bornita.**

1.4.n



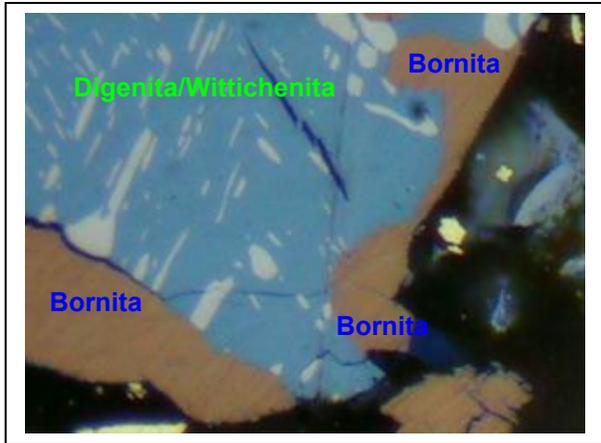
**Concentrado Bulk. Venilla de wittichenita en digenita.**

1.4.o



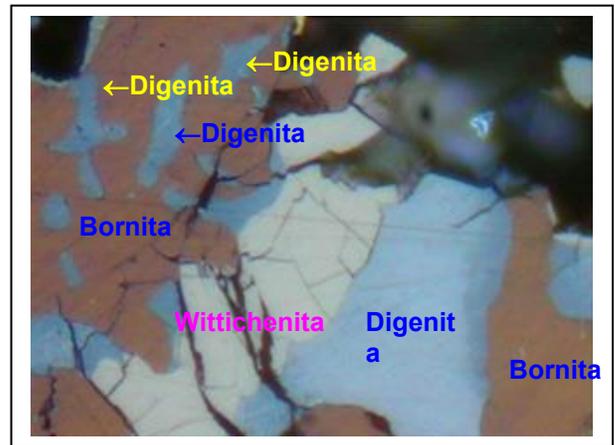
**Concentrado Bulk. Venillas de wittichenita y digenita en bornita.**

1.4.p



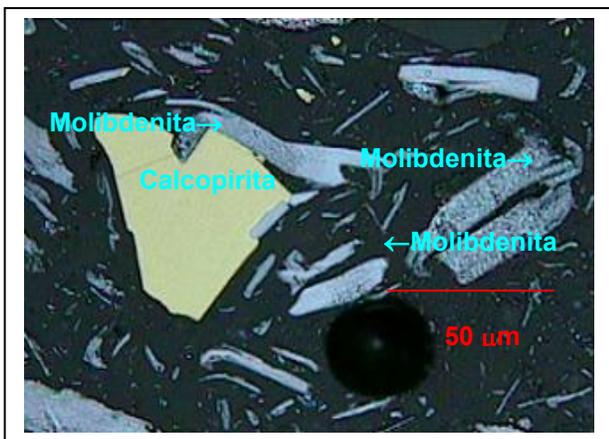
**Concentrado Bulk.**  
Inclusiones de wittichenita en digenita, digenita asociada con bornita.

1.4.q



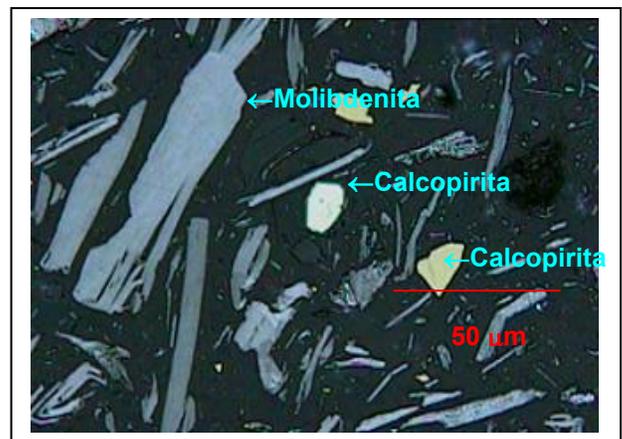
**20 µm**  
**Concentrado Bulk.**  
Playa de wittichenita asociada con covelita y digenita.

1.4.r



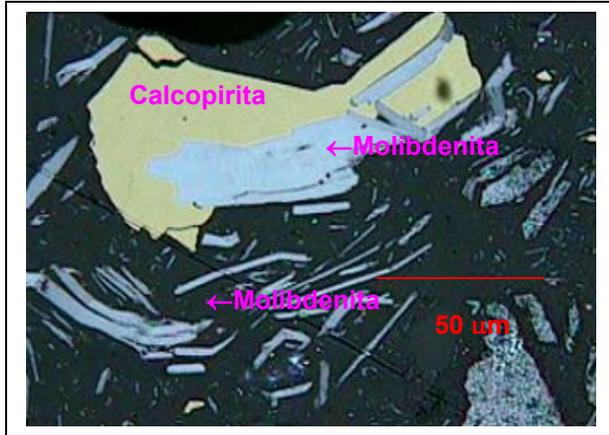
Partículas libres de molibdenita. Molibdenita en borde de calcopirita.

1.4.s



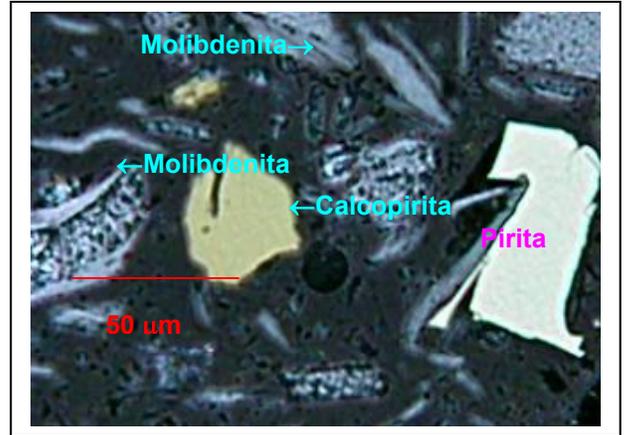
Partículas libres de molibdenita, calcopirita y pirita.

1.4.t



*Partículas libres de molibdenita. Calcopirita con listones de molibdenita.*

1.4.u



*Partículas libres de molibdenita, calcopirita y pirita.*

### **1.3. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO EN ANAMINA.**

#### **1.3.1. MINA – CHANCADO.**

El proceso comienza en la mina con la extracción del mineral, este mineral es acarreado hacia la chancadora giratoria en camiones CAT 793-C de 240 toneladas que alimentan a la chancadora Primaria Giratoria de 60” x 89” marca Fuller , este mineral ingresa a la chancadora con un tamaño no mayor a 1.5 m y sale con un tamaño de menos 6 pulgadas, luego es transportado por medio de la faja CVB-001 de 2.7 Km. de longitud que a su vez alimenta al Apilador Radial, que se mueve sobre una plataforma rodante (sobre rieles), la cual descarga hacia 2 stock piles de 50,000 toneladas de capacidad viva y 260,000 toneladas de capacidad total cada una.

#### **FOTOGRAFÍA N° 1.1 DEPÓSITO DE MINERAL EN ANAMINA**



## FOTOGRAFÍA N° 1.2 STOCKPILES DE MINERAL ANTAMINA



### 1.3.2. MOLIENDA – CLASIFICACIÓN.

Debajo de las Pilas de almacenamiento de mineral se encuentran 6 alimentadores de placas “Apron Feeders”, 3 alimentadores por pila, los que se encargan de extraer el mineral y alimentar a la faja CVB-004 que transporta el material hacia el molino SAG de 38’ x 19’ pies y 21,000 Kw de potencia, cuyo producto es menos de ½”, la cual se distribuye hacia 3 cajones de bomba, que envían la pulpa hacia los nidos de ciclones, estos están conformados por 14 ciclones cada uno de 26” diámetro (D-26) las cuales clasifican los gruesos hacia 3 molinos de bolas de 24’ x 35’ pies y de 11,190 Kw de potencia cada uno. Estos molinos trabajan en circuito inverso con los nidos de ciclones, se llama inverso porque la pulpa es alimentada al ciclón y no al molino. Cabe mencionar que los 4 molinos trabajan con velocidad variable.

Los finos de los ciclones van a la flotación con un tamaño promedio de 100 micrones (P80) para minerales de Cobre-Zinc, y de 150 micrones (P80) para minerales de Cobre solo. El circuito de molienda (también incluye equipos e instalaciones para cargar la bolas en forma automática hacia los molinos, el molino SAG utiliza bolas de 5” de diámetro, y los molinos de bolas de 2”,5” y 3”.

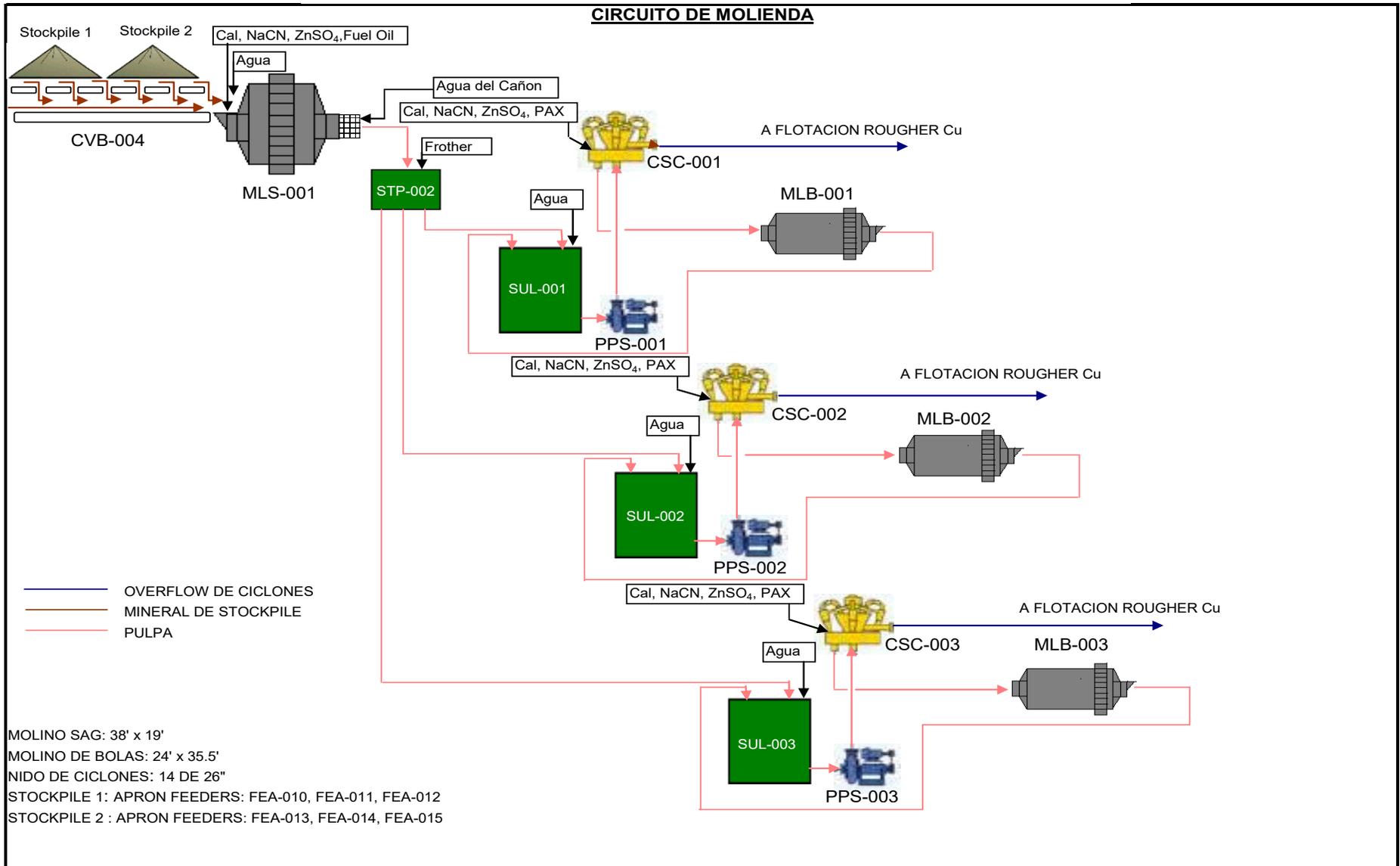
Para monitorear el P80 se cuenta con 3 analizadores de tamaño de partícula en línea “PSI-200”.

### **FOTOGRAFÍA N° 1.3**

#### **PLANTA DE MOLIENDA - ANTAMINA**



DIAGRAMA DE FLUJO CIRCUITO DE MOLIENDA-ANTAMINA



### **1.3.3 FLOTACIÓN.**

#### **1.3.3.1. FUNDAMENTOS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.**

La Flotación es una técnica que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especie de valor y la ganga. Específicamente se basa en la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de la superficie de las partículas, cuya magnitud permite que dichas superficies sean mojadas preferentemente por el aire o por el agua.

Así la técnica para lograr una separación efectiva se basa en la adhesión de algunos sólidos a las burbujas de gas, generada en la pulpa por algún medio externo en la celda de flotación. Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye el relave.

La condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las que tienen que ser capaz de soportar la agitación y la turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas al contrario de las partículas que constituyen las colas que son hidrofílicas.

Al contrario de otros métodos de concentración es posible modular la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema, mediante la adecuada selección de reactivos agregados.

En el proceso de flotación están involucradas tres fases: La fase líquida (generalmente agua), la fase gaseosa (generalmente aire) y la fase sólida que dada la complejidad del sistema es distinta para cada tipo de mineral a flotar ya que depende de las características físicas, químicas y mineralógicas del sólido. De esta forma si en la pulpa se dispersa aire en forma de burbujas las partículas más hidrofóbicas se ubicarán en la interfase aire agua formando agregados estables con las burbujas los cuales debido a su menor densidad

global ascenderán hasta la superficie de la pulpa para formar en ella una capa de espuma mineralizada. Las partículas hidrofílicas permanecerán en el seno de la pulpa.

La concentración por flotación es el resultado de varios procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfases sólido-líquido, líquido-gas y sólido-gas.

**- Propiedades interfaciales de los sólidos:**

- Solubilidad
- Potencial Zeta
- Área superficial
- Conductividad
- Grado de liberación
- Tamaño de partícula
- Fuerzas Superficiales
- Hidrofobicidad natural
- Propiedades electroquímicas
- Propiedades de la doble capa
- Densidad de carga superficial
- Signos de la carga superficial
- Iones determinantes del potencial
- Propiedades de la, estructura iónica y cristalina

**- Propiedades iónicas del medio:**

- pH
- Temperatura
- Fuerza iónica
- Tensión superficial
- Presencia de activadores
- Aniones , cationes y surfactantes

**- Propiedades del sistema de flotación:**

- Agitación
- Flujo de Aire
- Diseño de celda
- Flujo de alimentación
- Variables operacionales
- Configuración de los bancos de celdas

**- Propiedades de los reactivos y gases:**

- Concentración
- Largo de cadena
- Propiedades iónicas
- Composición química
- Solubilidad
- Propiedades espumantes
- Mecanismo de adsorción

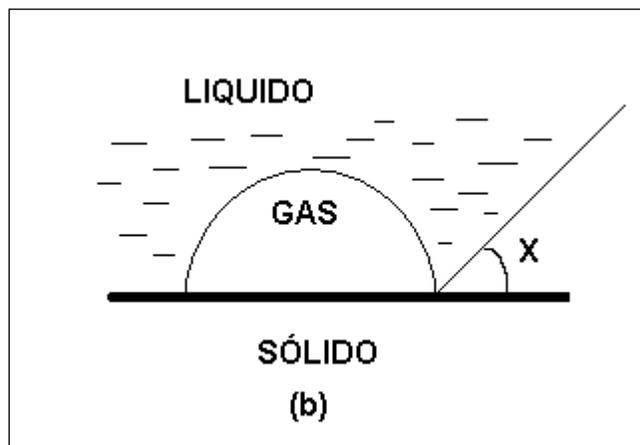
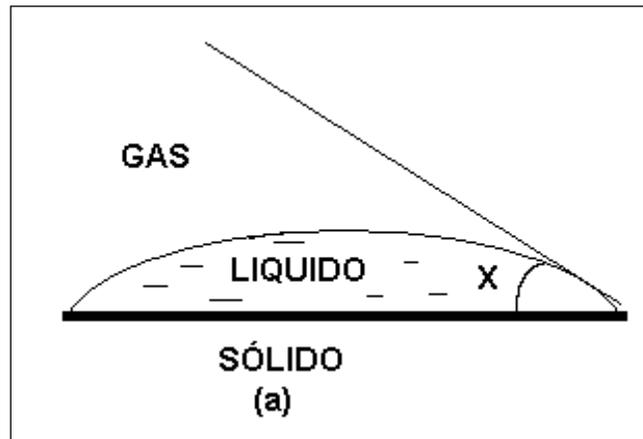
**a) Termodinámica del proceso:**

La característica de mojabilidad de un sólido por un líquido, está determinada por el ángulo de contacto  $X$  : ángulo que forma el plano tangente a la interfase líquido –gas y el plano formado por el sólido en el punto de contacto de las fases sólida, líquida y gaseosa (figura I).

**Figura I**  
**CONTACTO TRIFÁSICO SÓLIDO-LÍQUIDO-GAS**

(a) Gota de líquido

(b) Burbuja de gas



En este caso se tienen dos situaciones extremas:

- Si el ángulo de contacto es cero, el líquido moja completamente al sólido y se dice que el sólido es hidrofílico o aerofóbico.
- Si el ángulo de contacto es  $180^\circ$  el gas ha desplazado al líquido y se dice que el sólido es aerofílico o hidrofóbico.

Así para que la flotación ocurra debe existir el contacto entre las fase sólidas y gaseosa lo que sucede cuando existe un ángulo de contacto finito mayor que cero en el límite de las tres fases.

Esta condición depende de la naturaleza de cada fase, naturaleza que se manifiesta a través de las tensiones superficiales.

La tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares que conforman las moléculas del líquido.

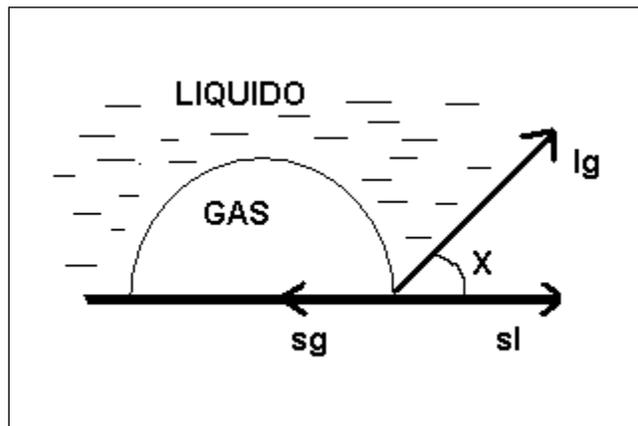
Las fuerzas de dispersión son fuerzas atractivas débiles que existen en toda la materia independiente de la naturaleza química, Los gases son un ejemplo típico de materia que presenta fuerzas de dispersión como fuerzas atractivas. En el otro extremo el enlace metálico es característico de los metales fundidos.

Así mientras mayores sean las fuerzas atractivas de los enlaces que forman las moléculas de una sustancia mayor será la tensión superficial de esta. Por otro lado cuando se pone en contacto dos fases de distinta naturaleza la interacción de sus energías superficiales se conoce como tensión interfacial.

En un sistema de flotación, se tendrán entonces tensiones interfaciales sólido-gas, sólido-líquido y líquido –gas.

La situación para flotación con un ángulo de contacto finito se muestra en la figura II.

**Figura II**  
**RELACIÓN DE EQUILIBRIO DE UNA BURBUJA DE GAS EN CONTACTO**  
**CON UN SÓLIDO INMERSO EN UN LÍQUIDO**



La relación de este ángulo de contacto o mojabilidad, con las tensiones interfaciales, es la ecuación de Young:

$$\cos X = \frac{sg - sl}{lg}$$

En un sistema de equilibrio la adhesión partícula-burbuja será favorable si  $\cos X > 0$ , esto es,  $\cos X < 1$ , lo que significa que el criterio de flotación se alcanza si:

$$sg - sl < lg$$

Condición que no se encuentra generalmente en superficies minerales en contacto con agua, así la clave de flotación está en tratar las partículas minerales con agentes tensoactivos los cuales se adsorben en la interfase mineral-solución. La acción del colector es disminuir  $sg$  en una cantidad menor que la disminución de  $sl$ . La acción del espumante se centra en la disminución de la tensión interfacial líquido-gas con lo cual mejora las condiciones de espumación del sistema de flotación.

### **b) Análisis dinámico de la adhesión partícula-burbuja:**

El ángulo de contacto es una condición termodinámica o de equilibrio del sistema. Pero en la flotación, para que el establecimiento de un ángulo de contacto ocurra, se deben producir en forma previa una serie de fenómenos:

- Aproximación de la burbuja del gas al sólido. Proceso que está gobernado por la hidrodinámica de la celda de flotación: Agitación, geometría de la celda, tamaño de partícula, etc.
- Adelgazamiento del film de agua que rodea la partícula.
- Ruptura del film y desplazamiento del agua.
- Establecimiento del ángulo de contacto.

Así, el análisis termodinámico solo es válido si se cumplen las etapas anteriores, y por lo tanto, revela solo una tendencia o probabilidad de que ocurra el proceso.

Entonces la flotación, desde este punto de vista, se puede establecer como la consecuencia de una serie de procesos que pueden o no ocurrir, y la probabilidad de flotación  $P$ , se puede expresar como:

$$P = P_c * P_a * P_p * P_f$$

$P$  : Probabilidad de flotación

$P_c$  : Probabilidad de colisión partícula-burbuja.

$P_a$  : Probabilidad de adhesión partícula-burbuja.

$P_p$  : Probabilidad de que la partícula permanezca unida a la burbuja y sea llevada a la superficie de la pulpa.

$P_f$  : Probabilidad de que el agregado partícula-burbuja sobreviva a la acción limpiadora de la espuma, y aparezca en el concentrado.

De este modo, la flotación es una función del ángulo de contacto, tamaño de la partícula, radio de la burbuja, densidad de la partícula, y el tiempo de contacto durante la colisión, puesto que solo alguno de los choques partícula-burbuja serán efectivos.

**c) Fenómenos eléctricos de interfase:**

Al poner en contacto un sólido finamente molido, con un líquido polar, como el agua, las propiedades que determinan su comportamiento, son las propiedades superficiales, determinadas por la naturaleza de cada una de las fases presentes.

Entre estas propiedades superficiales, están la carga superficial y el potencial eléctrico generado en la interfase.

Estos efectos son especialmente importantes en suspensiones acuosas, donde su existencia conduce a una distribución no uniforme de las especies cargadas en la solución (iones), y que están adyacentes a la superficie cargada.

Los iones de carga opuesta, llamados contraiones, son atraídos hacia la superficie por fuerzas electrostáticas, generando dos capas de signo contrario: la superficie del sólido (mineral) y la superficie adyacente a la solución, lo que se conoce con el nombre de Doble Capa Eléctrica (DCE).

### **1.3.3.2. CIRCUITO DE FLOTACIÓN COBRE BULK.**

El proceso de Flotación empieza en el cajón distribuidor que recibe los tres O/F o finos de los nidos de ciclones, este distribuye la carga en las 3 líneas del circuito de cobre, filas “A, B, y C”. Estas líneas se conocen como flotación Rougher.

Para las etapas de flotación rougher y scavenger se cuenta con celdas de 130 m<sup>3</sup> de volumen “OK-130”, para la Rougher son en total 21 celdas tanque mientras que para el Scavenger son 5; luego el concentrado producto de esta etapa se envía a una clasificación donde el grueso alimenta a 2 molinos verticales de 746 Kw de potencia y de 3.2 x 13.06 m “Remolienda”, el que trabaja en circuito cerrado con los ciclones de 15” de diámetro. Los finos de estos ciclones pasa a la primera limpieza bulk con 4 celdas columnas de 4.3 x 14 m.

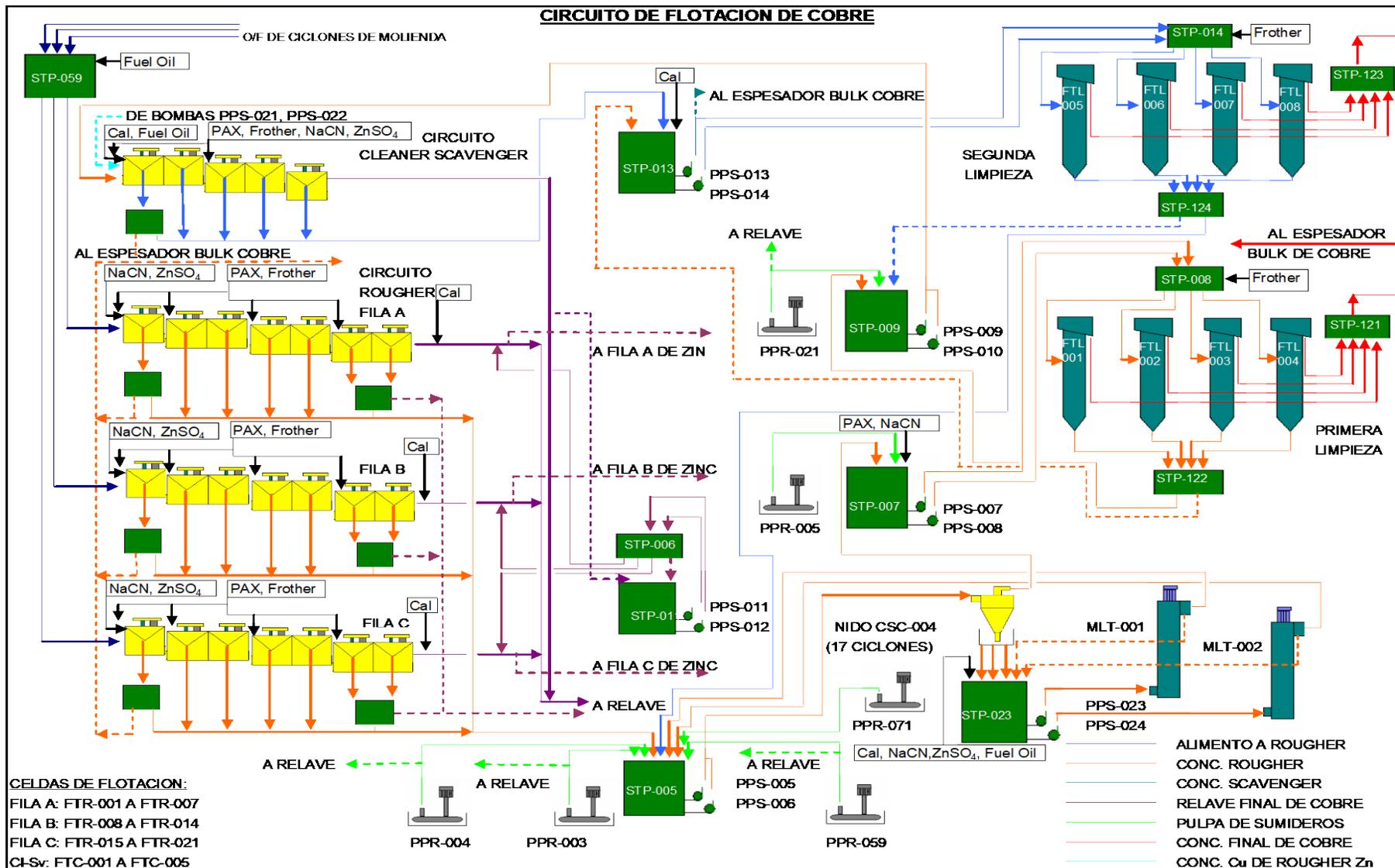
El concentrado de primera limpieza, ya es el concentrado final cuya ley se estima en un promedio de 30% de Cu; la cola o relave de la primera limpieza va a la flotación Scavenger o desbaste la que se encarga de enviar el concentrado a la segunda limpieza que consta también de 4 celdas columna de 4.3 x 14 m cuyo concentrado se une con el concentrado de la primera limpieza, llegando a formar el producto final de concentrado Bulk o de cobre, el cual va al espesador de Bulk o Cobre dependiendo de la calidad del mineral tratado y el concentrado obtenido.

Las colas de la segunda limpieza se envían nuevamente a la clasificación cerrando el circuito (ver Figura N° 1.6)

Asimismo las colas de Rougher y Scavenger se unen y pueden ir a la disposición de relaves directamente o en caso de contener Zn va al circuito de flotación de Zinc.

**FOTOGRAFÍA N° 1.4**  
**PLANTA DE FLOTACIÓN COBRE - ANTAMINA**





### **1.3.3.3. CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE ZINC.**

De manera similar que en la flotación de cobre se tiene el mismo arreglo de las celdas de 130 m<sup>3</sup> “Rougher – Scavenger”.

En las 3 líneas del circuito rougher de Zinc, las primeras celdas OK-130 hacen la función de acondicionador.

El concentrado rougher se envía a una clasificación donde los gruesos alimentan a 2 molinos verticales de 746 Kw de potencia y de 3.2 x 13.06 m el que trabaja en circuito cerrado con el nido de ciclones de 15” de diámetro “Remolienda”; y las colas de esta etapa conforman el relave final junto con las colas scavenger. Los finos de los ciclones pasan a la primera limpieza que está constituido por 5 celdas columnas de 4.3 x 14 m. El concentrado de esta etapa es el concentrado final de Zinc, el que debe tener una ley promedio de 54% de Zn.

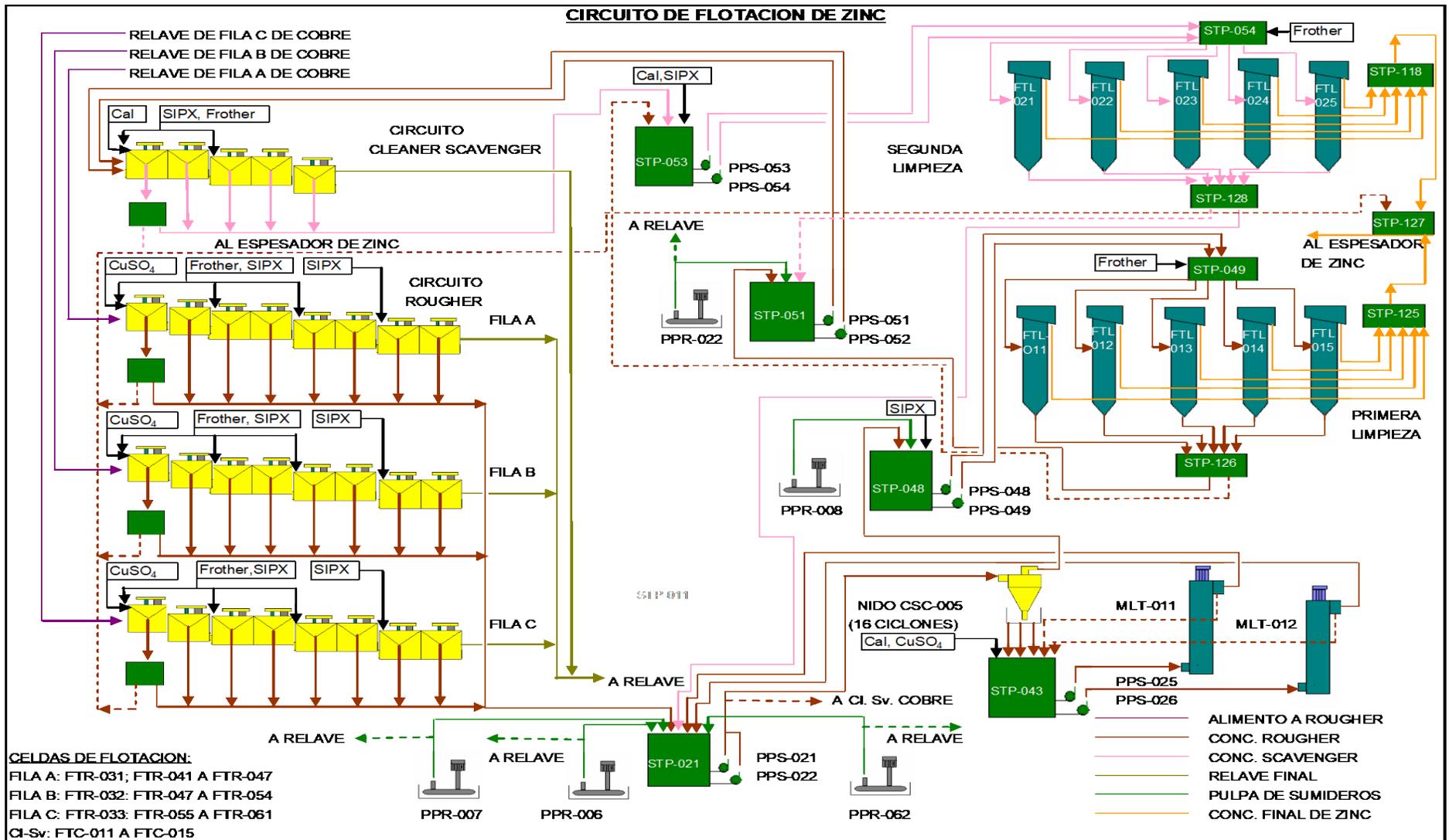
La cola o relave de la primera limpieza va a la flotación de Scavenger o desbaste, cuyo concentrado va a la segunda limpieza que consta también de 5 celdas columna de 4.3 x 14 m, cuyo concentrado se une con el concentrado de la primera limpieza, las que forman el Concentrado final de Zinc.

El concentrado de Zinc es enviado al espesador de Zn.

Las colas de la segunda limpieza retornan nuevamente a la clasificación cerrando el circuito (ver Figura N°1.7)

**FOTOGRAFÍA N° 1.5**  
**PLANTA DE FLOTACIÓN ZINC - ANTAMINA**





#### **1.3.3.4. CIRCUITO DE FLOTACIÓN BISMUTO / MOLIBDENO.**

En el espesador Bulk se sube el porcentaje de sólidos por medio de la sedimentación natural, y con ayuda de reactivos llamados floculantes, las que aglomeran partículas pequeñas y las convierten en partículas grandes haciéndolas sedimentar rápidamente.

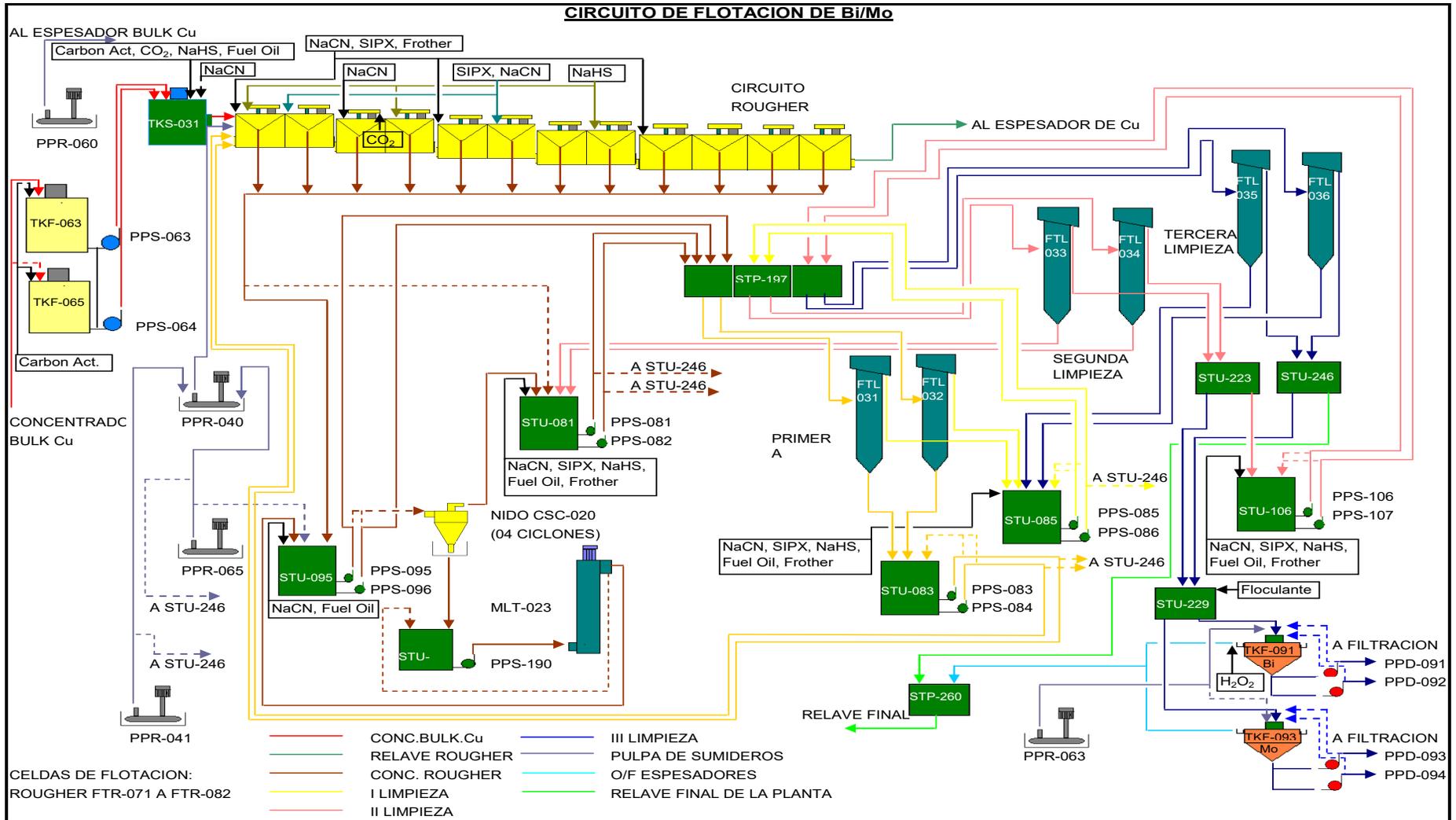
Cuando se obtiene una pulpa de 60% de sólido, se bombea a los tanques de almacenamiento de concentrado bulk con Molibdeno o Bismuto, dependiendo del mineral que se está tratando en la Planta.

Luego de estos tanques el concentrado Bulk es bombeado hacia la flotación conocida como Rougher de Bismuto o Molibdeno, El relave de esta etapa es el concentrado final de Cobre, el cual es direccionado hacia el espesador de Cobre.

El concentrado rougher de Bi/Mo pasa por tres etapas de limpieza, de donde se envía hacia los espesadores de Bismuto o Molibdeno, dependiendo lo que se está flotando (ver Figura N° 1.8).

**FOTOGRAFÍA N° 1.6**  
**PLANTA DE FLOTACIÓN ROUGHER MOLIBDENO-BISMUTO**  
**ANTAMINA**





#### **1.3.4. OPERACIONES EN MINERODUCTO.**

La operación del Mineroducto comienza en Espesadores: Bulk, Cobre y Zinc.

La característica principal de la pulpa que se debe almacenar, es que debe tener 60% de sólidos, tanto para el concentrado de Cobre y el de Zinc.

El almacenamiento del concentrado de Cobre se realiza en 3 tanques y el de Zinc en 2 tanques. Luego el concentrado almacenado se bombea hacia las bombas Wirth de tipo pistones, las que se encargan de enviar la carga hasta el punto más alto, posterior a este punto la pulpa se desplaza por gravedad hasta el puerto totalizando los 306 km. de longitud que tiene el mineroducto, que cuenta con 3 estaciones de válvulas disipadoras, 2 estaciones de válvulas, y 4 estaciones de monitoreo de presión; los cuales envían los datos de presiones, flujos, posición, etc. por medio de la fibra óptica a lo largo de toda la tubería. Cabe destacar que el bombeo se hace por batch o tandas.

Además los envíos de concentrados son separados por medio de agua.

Previo al envío del concentrado de Zinc, en cabeza de mineroducto o estación principal de bombeo, se adiciona una solución salina de NaCl para alertar en la estación terminal “Puerto” la llegada del concentrado de Zinc, de esta forma evitar que se mezcle con el de Cobre.

#### **1.3.5. OPERACIONES EN PUERTO.**

En Puerto la llegada del concentrado es monitoreada también por el sistema SCADA la misma del mineroducto, la cual indica el tiempo de aproximación del concentrado al puerto además el puerto cuenta con un densímetro en línea el que va tomando los sólidos de la estela (mezcla de agua y sólidos) avisando que el concentrado está llegando al puerto. El concentrado de Zn además es avisado antes de llegar por una solución salina en el agua que es puesta por la gente de mineroducto en el bombeo para advertir de que está llegando Zn, esta salinidad es confirmada en el puerto por un indicador de conductividad la que avisa esta llegada. Una vez advertidos de la llegada, la carga es recepcionada en un cajón

distribuidor el cual deriva la carga al cajón distribuidor de Cu o al de Zn. Cuando es derivado al de Cu este cajón puede derivar al clarificador de Cu o al tanque de almacenamiento de Cu bajo Bi o al tanque de Cu alto Bi, también se puede enviar la carga compartida a ambos lados controlando con una válvula tipo pinch el flujo al clarificador, de igual forma sucede con el distribuidor de Zn este cajón puede derivar o bien al clarificador de Zn o al tanque de almacenamiento de Zn, también se puede enviar la carga compartida a ambos lados controlando con una válvula tipo pinch el flujo al clarificador de Zn, cabe destacar que ambos cajones tienen también dirección directa a la planta de tratamiento de efluentes esto es usado cuando se está derivando agua por el mineroducto. Los tanques de almacenamiento tanto los 2 de Cu como el de Zn derivan su carga al tanque de alimentación de los filtros el cual alimenta a 4 filtros de tipo prensa marca LAROX de 18 placas cada una, las cuales filtran el concentrado separando el sólido del líquido es decir de la alimentación que es con 60% de sólidos se llega a obtener el queque con una humedad de tan solo 8%, esta torta es luego descargada a la faja #1 luego a la faja # 2 en donde por medio de un tripper se almacena el concentrado, en donde se tiene separaciones para los 3 tipos de concentrados que se obtienen Cu bajo Bi, Cu alto Bi y Zn luego de este almacén por medio de cargadores frontales se alimentan a unos sistemas de captación móviles el cual por medio de una faja alimentan a la faja # 3 en la que se provee de un muestreador en línea, luego de esto se envía a la faja # 4 donde se tiene la balanza que se encargara de pesar el concentrado que será enviado al barco, luego y al final de la faja # 4 se tiene el equipo sofisticado del Shiploader o cargador de barcos, el cual se encarga de colocar todo el concentrado dentro del buque sin ni un solo derrame de concentrado esto se logra por medio de unos brazos hidráulicos replegables y movibles en todos los sentidos, este equipo será el encargado de colocar el concentrado eficientemente y bien distribuido dentro del buque es uno de las últimas tecnologías en el mercado. Finalmente el buque se llevara nuestro concentrado a diversos destinos de acuerdo con nuestros contratos de venta.

El agua extraída por los filtros es colectada y enviada al tanque de agua filtrada, el cual por medio de bombeo envía con poquísimos sólidos a los clarificadores tanto de Cu como Zn

según corresponda a lo que se esté filtrando en ese momento. Los clarificadores una vez que obtengan los sólidos correspondientes 60% se enviarán a los tanques de almacenamiento para su posterior tratamiento según lo ya descrito si no tienen sólidos suficiente solo permanecerán recirculando hasta conseguirlo.

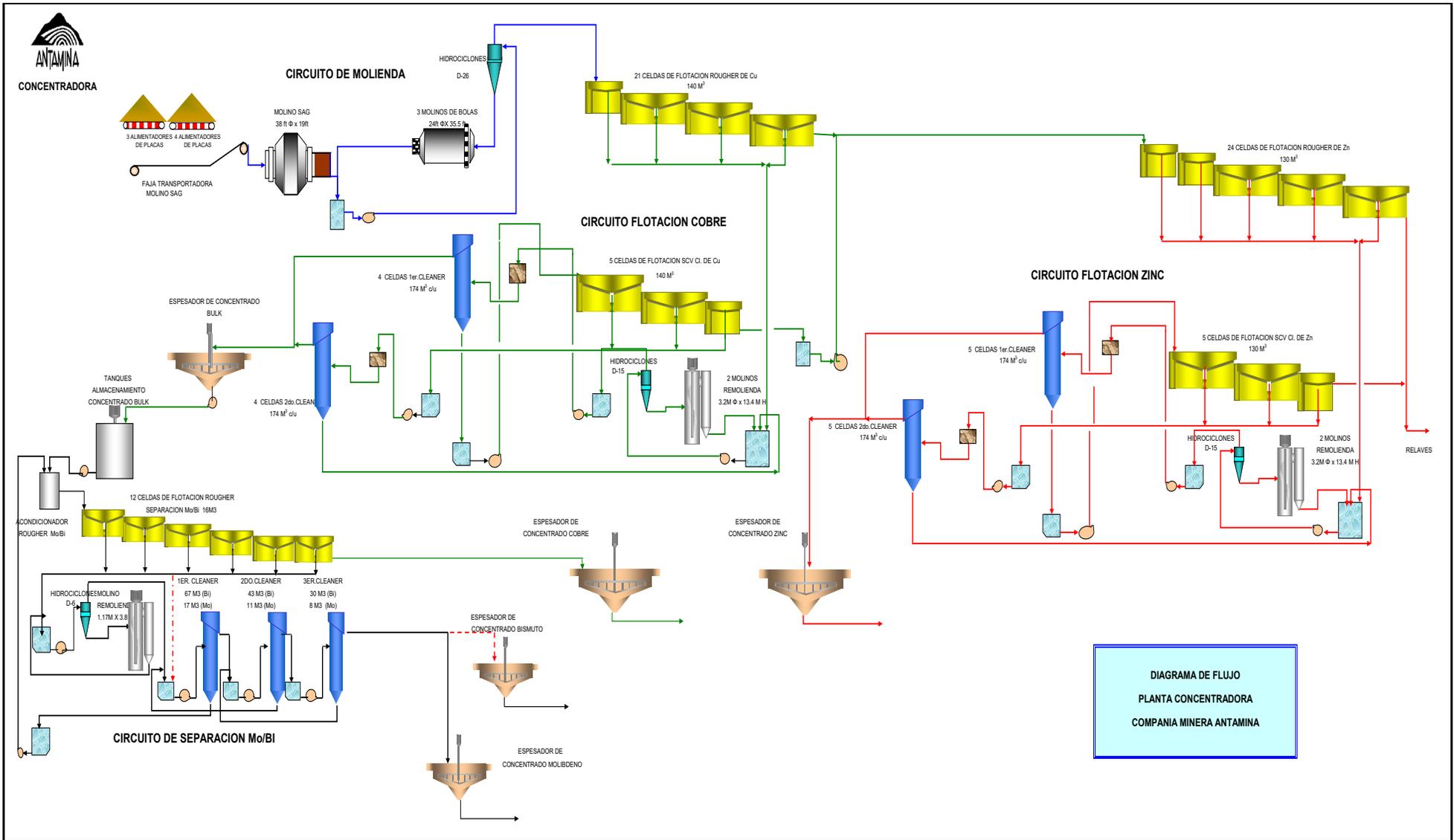
### **1.3.6. TRATAMIENTO DE EFLUENTES.**

El over flow o el agua que se obtiene del clarificador de Cu es enviada a la poza de tratamiento de agua ya que solo en el Cu de alto Bi se tiene a consecuencia de la flotación partes por millón (ppm) de CN (cianuro), las cuales deben ser tratadas para poder ser enviadas a la irrigación. El tratamiento se hace de la siguiente manera el agua de la poza es enviada por medio de bombeo a unos tanques reactores, donde se le hace reaccionar con H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> (peróxido de hidrógeno) que se encarga de la destrucción del CN y lo convierte en CNO y con SO<sub>4</sub>Cu (sulfato de Cobre) que sirve como catalizador para acelerar la reacción. Luego de pasar estos 3 tanques pasa a un clarificador cuya bomba de U/F under flow una de ellas envía la carga a un tanque de pre-mezcla, cuya función es la de plantar una semilla para la precipitación de metales disueltos y precipitarlos en el espesador; las otra bomba de U/F se encarga de llevar la carga acumulada en el clarificador al clarificador de Cu. Cuando esta carga ya ha sido acumulada y se necesita evacuar el clarificador, es importante tener en cuenta que siempre se debe tener una cama mínima en el clarificador para que este funcione adecuadamente. El O/F del clarificador pasa a un tanque llamado Standpipe o tubo parado por su semejanza a este, el cual se encarga de bombear a unos filtros de arena en el que queda retenido los sólidos en suspensión y solo pasa el agua clara, esta es llevada a un tanque en donde se recupera el agua para ser usada en el proceso del puerto como agua de proceso por rebose pasa a otro tanque en donde se tienen analizadores en línea de CN para ver si el agua bombeada hacia la poza de irrigación esta adecuadamente tratada, ya que esta agua va a irrigar muchas hectáreas de árboles en plan de forestación que tiene pensada Antamina, cabe mencionar que los filtros de arena mencionados anteriormente son retro-lavados con la misma agua producida por estos y esta agua de lavado es llevada

nuevamente a la poza de tratamiento de agua en donde se cierra el proceso de tratamiento de aguas.

#### **1.4. DESCRIPCION METALÚRGICA Y CONTROL DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS EN PLANTA CONCENTRADORA ANTAMINA.**

El Diagrama de Flujo de las Operaciones y Procesos en Concentradora (Figura 1.9), consiste de un circuito de molienda, circuito de cobre, un circuito de zinc, y un circuito de separación. Este diagrama de flujo es capaz de manejar todos los tipos de menas en Antamina. El circuito de cobre estará siempre operando en tanto que todas las menas tengan valores de cobre. No todas las menas tienen zinc y en consecuencia, cuando no existe zinc en la mena, el circuito de zinc puede apagarse. El circuito de separación estará probablemente funcionando todo el tiempo ya que invariablemente todas las menas contienen bismuto o molibdeno. El circuito de separación es capaz de separar bien sea bismuto o molibdeno del concentrado de cobre.



#### **1.4.1. CIRCUITO DE MOLIENDA Y METALURGIA DE LA FLOTACIÓN.**

El circuito de molienda tiene una capacidad de diseño de 3241 tph con una disponibilidad del 90%. El mineral es extraído a través de alimentadores ubicados por debajo del área de acopio de mineral grueso en un túnel de recuperación que se localiza longitudinalmente al área de acopio. Hay dos áreas de acopio y cada una de ellas tiene tres alimentadores de velocidad variable que extraen el mineral y lo descargan a la faja transportadora que alimenta al molino SAG.

La faja transportadora descarga en un solo molino SAG accionado por un motor de velocidad variable sin engranajes de 20100 Kw. El molino SAG opera conjuntamente con tres molinos de bolas. La pulpa va del trommel del molino SAG a un distribuidor que alimenta a tres bombas de alimentación a ciclones. Estas bombas alimentan a tres nidos de ciclones de los molinos de bolas. Cada nido de ciclones cuenta con catorce ciclones que operan en circuito cerrado con un molino de bolas. Los finos de los tres nidos de ciclones pasan a la flotación de Cobre. El 80% del producto final del circuito de molienda pasan por una malla 150 micrones si se procesa mineral de Cobre sólo y 100 micrones para minerales de Cobre – Zinc.

Los tres molinos de bolas cuentan con motores Gearless (sin engranaje) de velocidad variable de 11500 Kw.

El molino SAG y los molinos de bolas cuentan con sistemas de lubricación. Los sistemas de lubricación están incorporados y cuentan con depósitos de aceite y filtros, intercambiadores de calor, bombas circulantes y demás accesorios. Cada uno de los sistemas de lubricación cuentan con un sistema de elevación hidráulica que proporciona aceite a presión suficientemente alta para hacer flotar al molino con toda su carga antes de su arranque y después de una breve parada.

Posterior a la molienda, se desarrollan los procesos metalúrgicos de flotación para la recuperación de Cobre, Zinc, Molibdeno, Plomo /Bismuto, para lo cual se tienen estrategias y parámetros a controlar.

#### 1.4.1.1. MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN EN EL MOLINO SAG.

En esta etapa se usa un trommel integral equipado con aberturas de 13 mm y un spray de retorno a chorro de agua para cerrar el circuito. El material que tiene un tamaño mayor a la abertura del trommel regresa al molino SAG para ser molido nuevamente.

El termino molino SAG es el acrónimo de molienda semiautógena. El termino de molienda autógena significa que toda la acción de molienda es realizada por partículas de mineral que son frotadas entre si. En este tipo de molino una parte de la molienda es autógena mientras que la otra es realizada por bolas de molienda, de ahí el término semiautógena (SAG).

La friabilidad de los minerales en áreas de extracción adjuntas al depósito varia considerablemente, incluso dentro de las zonas del mismo tipo de mineral. Por ello el mineral es procesado en campañas.

Los controles a tomar en cuenta durante la molienda SAG son:

- Porcentaje de sólidos en el molino SAG (64 – 75%)
- Flujo de agua del trommel del molino SAG (190 –350 m<sup>3</sup>/h)
- Régimen de adición de lechada de cal al molino SAG
- Alimentación de bolas al molino SAG (30 TM/día)
- Carga circulante SAG ( 20 % )
- Sonido del molino SAG (25 – 55 %)
- Consumo de potencia SAG (10 – 18 MW )
- Consumo de potencia MB ( 9.8 - 10.8 )
- Velocidad del molino SAG (2 – 10 RPM )
- Velocidad de molino bolas (2 - 11.2 RPM )
- Carga circulante molinos bolas ( 250 % )
- Presión de los descansos SAG (4800 – 5650 Kpa)
- Presión de los descansos MB ( 6200 - 5500 Kpa )
- Tamaño corte P80 Cu : 150 um / Cu-Zn : 100 um ).

**Control de densidad de pulpa del molino SAG:**

El objetivo de este lazo de control es mantener el porcentaje de sólidos deseado en el molino. La eficiencia de molienda es una función de la densidad de pulpa en el molino. Para controlar la densidad de la pulpa en el molino, se agrega agua en proporción a la carga de mineral que ingresa al molino. Al mismo tiempo, se agrega también agua en la descarga del molino, donde el material de tamaño excesivo es retornado con agua al molino SAG. Ambas adiciones son consideradas en el cálculo de densidad.

**Control de flujo de agua al trommel del molino SAG:**

El objetivo primario de adición de agua al trommel es retornar el material de tamaño excesivo con agua al molino SAG para su molienda. Si no se usa el volumen de agua adecuado, se puede acumular este material en el trommel, lo que podría parar el circuito por atoro.

**Control del régimen de adición de lechada de cal al chute de carga del Molino SAG:**

EL objetivo de este control es asegurar el acondicionamiento de la pulpa para la flotación del Cobre y deprimir la pirita. Es un ajuste grueso del pH proporcional al tonelaje alimentado.

**Control de régimen de alimentación de bolas al molino SAG:**

El objetivo de este lazo de control es asegurarse que el peso de alimentación es entre 6 a 12 % del volumen del molino en todo momento, dependiendo del tipo de mineral que está siendo tratado.

**Control del sonido del molino SAG:**

El objetivo de este parámetro es optimizar la velocidad del molino y proporcionar el nivel de sonido adecuado en el área alrededor del casco. Los medidores de impacto alrededor del casco miden el flujo de impacto de material libre que cae( bolas y rocas) en el molino. Un molino sobrecargado casi no suena mientras que un molino vacío tiende a ser ruidoso.

**Control de la velocidad del molino:**

La variable que más impacto tiene sobre los demás indicativos es la velocidad del molino , con la cual se puede controlar los otros parámetros tales como el sonido y la presión en los descansos.

**Control de consumo de potencia del molino:**

Este parámetro de operación es de importancia ya que nos permite decidir cuándo se llega a puntos de sobrecarga del molino con respecto a la presión en los descansos.

**Control de la presión de los descansos del molino / Peso del molino:**

Este parámetro de operación es de importancia porque nos indica cuan cargado o descargado está el molino y nos permite modificar las variables para su control.

La evaluación de todos estos parámetros permite controlar y optimizar sus parámetros de operación para lograr una operación estable en el tiempo.

**1.4.1.2. MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN EN LOS MOLINOS DE BOLAS.**

La descarga del molino SAG es enviado a un cajón que divide el flujo hacia tres bombas centrífugas 30” x 28 “ que alimentan al nido de ciclones ( 14 ciclones de 26” ).

El material fino irá a la etapa de flotación mientras que los gruesos serán el alimento a los molinos de bolas.

EL objetivo de los nidos de ciclones y de los molinos de bolas es asegurarse que la fineza de la molienda en la pulpa de finos que va al circuito de flotación cumpla con el rango objetivo de operación para la más eficiente flotación de cobre y Zinc.

La fineza de molienda es informada por el analizador de tamaño de partícula y este valor nos indicara cuan bien se está realizando la operación o de lo contrario nos indicara que tenemos

que revisar nuestros parámetros de tonelaje tratado , agua de alimentación al cajón de bombas, presión en los nidos etc.

Los siguientes parámetros son importantes durante la molienda en los molinos de bolas:

- Nivel del cajón de bombas de alimentación a ciclones
- Control de presión de alimentación a los ciclones
- Control del tamaño de partículas en el rebalse de los ciclones
- Control de alimentación de bolas a los molinos.
- Además son controlados la velocidad de los molinos, la presión en los descansos y el consumo de potencia en cada uno de ellos.

**Nivel del cajón de bombas de alimentación a ciclones:**

Este lazo de control debe mantener el nivel del cajón adecuado en el cajón de bombas con el fin de asegurar que los nidos estén operando de manera estable. Este control se realiza mediante la variación de la velocidad de la bomba para controlar el nivel deseado.

**Control de presión de alimentación de ciclones:**

EL objetivo del control de presión es mantener la presión adecuada y constante para que de como resultado un tamaño de partícula adecuado de la pulpa que va a flotación. Este lazo involucra la apertura o cierre de ciclones para mantener la presión deseada.

**Control del tamaño de partículas en el rebalse de los ciclones:**

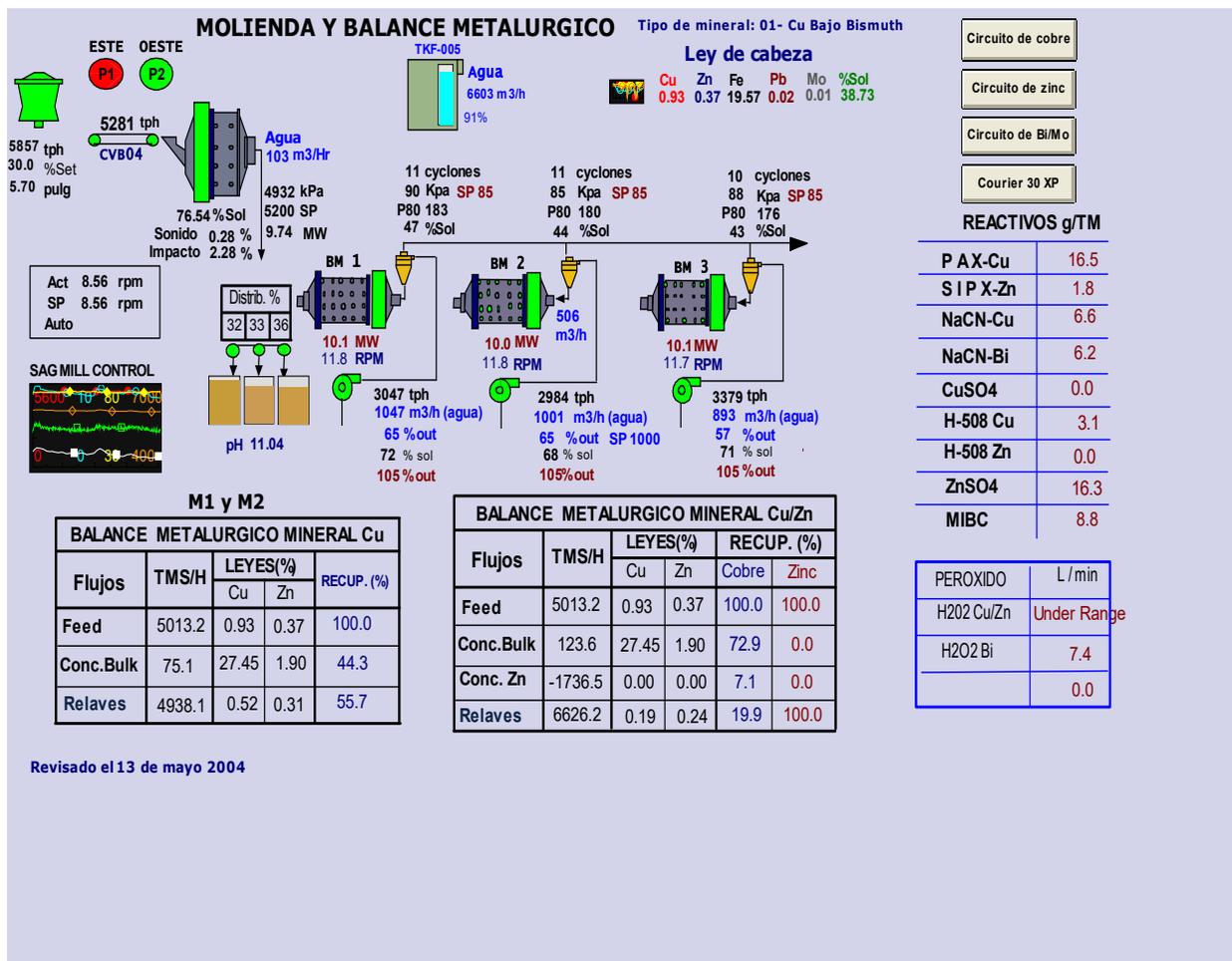
El tamaño de partícula en la pulpa es controlado con la adición de agua en los cajones de bombas de alimentación a los ciclones. Para ello se monitorea en el analizador de tamaño el tamaño y densidad del rebalse controlándose la adición de agua para obtener los valores deseados.

**Control de alimentación de bolas a los molinos:**

El objetivo de este lazo de control es mantener la carga de bolas adecuada en el molino para maximizar la producción del molino.

**FIGURA N° 1.10**

**PARÁMETROS DE CONTROL EN TIEMPO REAL  
CIRCUITO DE MOLIENDA**



### **1.4.1.3. METALURGIA DEL CIRCUITO DE COBRE:**

El Circuito Flotación está configurado como si siempre estuviera manejando una mena Cu-Zn con moderada pirita. El Zinc (como la esfalerita) es tal vez el principal problema metalúrgico en el circuito de cobre, con la pirita en segundo lugar. El bismuto y molibdeno son los mayores problemas desde una perspectiva metalúrgica total, pero son sólo problemas menores desde una perspectiva del circuito de cobre, ellos tienen poca influencia en cómo se opera el circuito de cobre.

La metalurgia estándar del Cu añade cal al circuito de molienda a un pH de 10.0 para flotación Rougher de Cu. También se añade una pequeña dosis de NaCN para ayudar en la depresión de Zn y pirita. El PAX (Xantato Amílico de Porasio) es el colector de rougher. El PAX es un colector muy fuerte y no selectivo. Todo el concentrado de rougher se envía al molino de remolienda para remoler con más cal y NaCN. Dos etapas de limpieza a un pH de 11 son suficientes para producir un concentrado de alto grado (30% Cu). El Limpiador Scavenger de residuos se descarta. La molienda para menas de sólo Cu requiere un P80 de 150 micrones. En la molienda para menas de CuZn se trabaja con un P80 de 100 micrones.

#### **- Efecto del pH y la Cal:**

Un pH de 10.0 es ideal para la flotación rougher de Cu. Este pH es suficientemente alto para deprimir la pirita adecuadamente sin tener ningún efecto depresor en el Cu. Este pH es típico para la mayoría de menas Cu y existe una fuerte base electroquímica para este nivel de pH. Si el pH es muy bajo, <9.6, la pirita va a flotar fácilmente y va a perturbar el circuito Cu, y también podría perturbar el circuito de Zn. Si el pH es muy alto, > 10.4, la flotación de Cu se volverá lenta y pueden esperarse altos relaves. Un pH más alto puede también incrementar la flotación de Zn en el concentrado rougher. En las etapas de limpieza, se usa un pH de 11. Este pH es ajustado para el rechazo de la pirita más que para cualquier otra cosa. Si el rechazo de la pirita es un problema, sería beneficioso aumentar el pH en etapa cleaner por encima de 11.0.

El control de cal y/o pH es una de las variables más importantes para controlar la flotación en las menas en Antamina.

**- Efecto de NaCN:**

El NaCN se agrega como depresor tanto para la esfalerita como para la pirita. Uno de los mecanismos más importantes de la depresión por NaCN es la formación de complejos de cualquier ion de Cu en solución. El NaCN reacciona fácilmente con el Cu para formar complejos de  $\text{Cu}(\text{CN})_{2-4}$ , el cual previene que el Cu active la esfalerita. El NaCN también se usa típicamente para la depresión de sulfuro de Fe (pirita, pirrotita).

En las menas más simples de Cu, es posible que el NaCN tenga poco efecto en los resultados metalúrgicos. En general se encontrará que una pequeña dosis de NaCN mejorará la metalurgia de Cu para todas las menas.

**- Efecto del PAX y SIPX:**

PAX (xantato amilico de potasio) es el colector primario en el circuito de cobre El PAX es el más fuerte de los xantatos comercialmente disponibles. Éste se requiere primariamente para las menas de Cu sólo. El PAX es generalmente menos selectivo que el SIPX, pero no hubo una mayor pérdida en la selectividad Cu-Zn usando PAX al procesar las menas de CuZn. El dosaje del PAX es dependiente de la ley de cabeza tanto para el circuito de Cu como el de Zn. Si las cabezas son más altas, se requiere de más colector.

El uso del Xantato, en comparación a la mayoría de otros colectores, usualmente facilita la operación de los circuitos de separación subsecuentes.

El Xantato Isopropílico de sodio (SIPX) es usado como colector de los minerales de zinc.

**- Efecto de la Pirita:**

El contenido de la Pirita en la mena variará desde casi nada hasta un muy alto nivel de pirita en la mena. La receta estándar de pH 10.0 con cal y NaCN es adecuada para manejar todos los niveles de pirita en la mena. Mientras más alto sea el contenido de pirita, será más importante mantener el pH a 10.0 en los roughers. Un bajo pH llega a ser un problema serio para menas con alta pirita. Se puede esperar que la dosis de cal sea más alta con menas de alta pirita ya que la pirita consumirá algo de la cal durante la molienda. Esto es normal.

**- Efecto del Zn:**

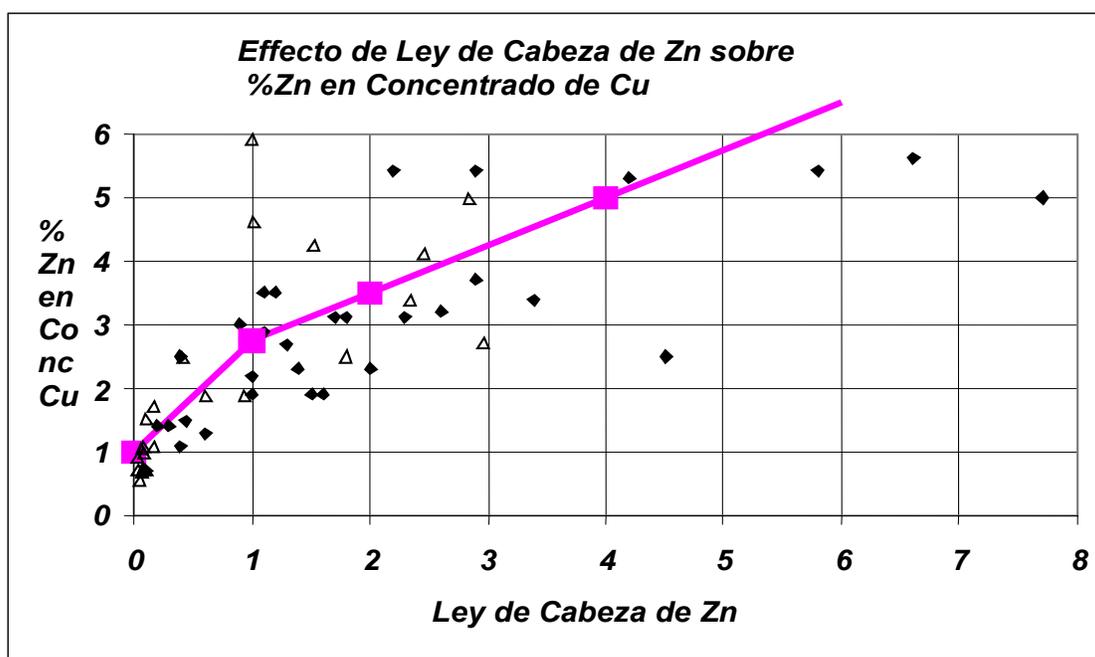
Los niveles cambiantes de Zn en la alimentación del molino probablemente influirán más que nada en la metalurgia del circuito de Cu. Las menas más simples de Cu no tienen Zn y por lo tanto el circuito puede ser flotado muy agresivamente para la recuperación de Cu. Si la alimentación del molino contiene Zn entonces el circuito no puede ser operado tan agresivamente porque la contaminación de Zn llega a ser demasiado alta en el concentrado final. Una vez que la ley de cabeza de Zn sube por encima de 0.3%, el circuito de Cu debe ser operado como si la mena fuera una mena CuZn, al margen de si se opere el circuito de Zn o no. Se espera que la recuperación de Cobre sea 3% menos para menas CuZn. Hay dos razones para esto, el circuito de cobre no puede ser flotado tan agresivamente porque la contaminación de zinc llega a ser demasiado alta en el concentrado de cobre, y existen algunas texturas mineralógicas Cu-Zn difíciles (la *enfermedad* de la calcopirita que es esencialmente puntitos de calcopirita en la esfalerita) el cual tiende a reportar al circuito de zinc en vez del circuito de cobre. Mientras más alto sea el Zn en la alimentación, se espera que sea más alta la contaminación de zinc en el concentrado de cobre (ver Figura 1.11). Las menas más difíciles de procesar son aquellas que tienen ley de cabezas similares de Cu y Zn. Las menas con este tipo de alimentación deben ser operadas muy bien ya que cambios muy pequeños como 2% en la recuperación de cobre probablemente empujaran fuera de especificación al concentrado de Cu o al concentrado de Zn debido a una alta contaminación cruzada.

Leyes de cabeza más altas de Zn tolerarán que más cobre vaya al circuito de Zn, mientras que altas leyes de cabeza de Cu tolerarán más Zn en el concentrado de Cu. A leyes de cabeza similares de Cu-Zn, existe muy poco espacio para maniobrar en la recuperación de Cu, y tienen que cumplir estrechamente con las metas.

También debe indicarse que se ha observado que cualquier muestra de mena CuZn con muy bajo contenido de pirita puede ser propenso a activar la flotación de esfalerita en el circuito de Cu. No existe otra explicación para esto excepto que parece ser verdad. El ejemplo clásico de esto son las menas CuZn de la zona de Bornita. Estas menas invariablemente requieren el esquema de reactivos  $ZnSO_4/NaCN$  para controlar la flotación de Zn en el circuito de Cu. Este paquete de reactivos será discutido ampliamente en la sección de menas oxidadas.

Finalmente, el Zn llega a ser muy problemático cuando la mena se vuelve aún ligeramente oxidada. Esto será discutido en la sección de menas oxidadas.

**FIGURA 1.11**  
**EFFECTO DE LA CABEZA DE ZINC EN LA CONTAMINACIÓN DEL**  
**CONCENTRADO DE COBRE**



Por lo tanto, las cabezas variables de Zn en la mena tendrán posiblemente el mayor impacto en la metalurgia general. El mayor reto para los operadores y metalurgistas será el ser capaz de responder apropiadamente y rápidamente a la mena.

#### **- Efecto de Pb y Bi:**

En la mayor parte, Pb y Bi tienen poco efecto directo en la metalurgia del circuito de Cu porque los niveles son muy bajos,  $>0.01\%$  en la alimentación. El Pb y el Bi generalmente flotan moderadamente bien en el concentrado de Cu y por eso es la necesidad del circuito de separación para remover estas impurezas del concentrado final. El problema verdadera con el Pb y el Bi está en el circuito de separación.

#### **- Efecto de Mo:**

Generalmente el Molibdeno tiene poco efecto en el circuito de Cu, salvo que, para una recuperación exitosa de Molibdeno, debe añadirse fuel oil. Se requieren pequeñas dosis en la molienda primaria y remolienda para una recuperación exitosa de Molibdeno. Las dosis deben ser minimizadas porque el fuel oil tiene un efecto negativo en la selectividad de todo el circuito Cu. Se añadió una dosis de 25 g/ton en la molienda primaria, y se añadió 3 g/ton a la remolienda y el cleaner Scavenger. Como al Bi y Pb, el Molibdeno se convierte en un problema en el circuito de separación, donde es removida del concentrado de Cu como un concentrado de Moly, vendible como un subproducto. Generalmente, el 75% de los valores de Moly se encuentran en el 25% de la mena. En ocasiones, las cabezas de Molibdeno serán muy altas,  $> 0.1\%$  Mo.

#### **- Efecto de la Oxidación de la Mena:**

Pueden notarse dos efectos principales en una mena oxidada:

- La recuperación es más baja porque la recuperación de Cu no-sulfurado es muy pobre y si hay Zn en la mena, entonces la selectividad será difícil.

Se espera que Antamina tenga el enfoque que no se recuperará el Cu no-sulfurado. El ensayo de cabeza de  $Cu_{sol}$  es un buen indicador del grado de oxidación en la muestra. Por lo tanto, si la ley de cabeza de Cu para una mena oxidada es 1% Cu y el contenido de  $Cu_{sol}$  es 0.5%, entonces debe esperarse una recuperación del 50% Cu para la muestra.

Cuando se introduce Zn en la matriz de la mena oxidada la metalurgia se convierte en un reto. En las menas oxidadas, algunos minerales están empezando a descomponer y como consecuencia están liberando iones de metal en la mena. Los iones de Cu son rápidamente cogidos por la esfalerita y por lo tanto parte de la esfalerita puede estar pre-activada aún antes que la mena sea extraída. El esquema estándar cal+NaCN no retarda que la esfalerita activada flote en el circuito de Cu y una alta contaminación de Zn en el concentrado de Cu resulta. Se ha observado en algunas pruebas que la esfalerita pre-activada flota aún mejor que los minerales sulfuros de Cu. Por esta circunstancia, se requiere un esquema distinto de reactivo,  $ZnSO_4+NaCN$  a un pH neutral. En este esquema de reactivos, se añade el NaCN para formar un complejo con los iones de Cu que estén libres en solución. El  $ZnSO_4$  es efectivo a un pH neutral porque forma un precipitado  $ZnSO_4$  básico en la esfalerita, el cual evita su flotación. El precipitado  $ZnSO_4$  básico es estable sólo en un pH de 6.5 a 8.2, por lo tanto la necesidad de un pH neutral.

#### **1.4.1.4. METALURGIA DEL CIRCUITO DE ZINC.**

La metalurgia del circuito de Zn es generalmente muy buena, y normalmente no existen problemas importantes, más que la variación en las cabezas Zn.

La alimentación al circuito Zn es el combinado de los relaves del rougher de Cu y del Cleaner Scavenger. Estas corrientes están condicionadas con cal y  $CuSO_4$  a un pH de 11.0. La dosis de la cal para obtener un pH 11.0 es bastante baja porque el circuito de Cu ya se opera a un pH de 10 a 11. La dosis de  $CuSO_4$  depende de las cabezas, y se ha desarrollado una muy buena relación para Antamina para predecir la dosis  $CuSO_4$ . Xantato es el colector y un concentrado de Zn rougher es flotado. El concentrado rougher es remolido con una pequeña cantidad de cal y  $CuSO_4$  antes de cleaning, a pH 11.5. Para producir un

concentrado > 55% Zn, son adecuadas dos etapas de limpieza. El relave del Zn rougher y el relave cleaner scavenger se combinan en un relave final para su eliminación en la laguna de relaves. El objetivo de remolienda de Zn es 80% pasando 50 – 60  $\mu\text{m}$ . Una de las cuestiones más interesantes será reconocer el color de la espuma en el circuito de Zinc. El contenido de hierro en la esfalerita en Antamina es altamente variable desde ~0% a 10% Fe. El efecto de esto es cambiar el color desde casi plata, amarillo pálido /crema a anaranjado, rosado, rojo y finalmente a rojo oscuro. Esto también tiene un efecto en cuál será la calidad de concentrado final. Se espera que el grado de concentrado varíe de 52% Zn hasta 62% Zn, con un promedio de ~ 57% Zn.

#### **- Efecto de la cal y el pH:**

La Cal es un reactivo importante en el circuito de Zn, para controlar los sulfitos de Hierro. Los pHs son típicos para un circuito de flotación de Zn, pH 11.0 en rougher y pH 11.5 en cleaner. No deben haber mayores necesidades de ajustar este pH. Un pH más alto tenderá a hacer lenta la flotación de Zn, y posiblemente hacer aguada la espuma. Muy rara vez, un pH más alto puede ser beneficioso en la cleaner, pero esto es más un signo de desproporción de reactivos en los roughers que un problema en cleaning.

#### **- Efecto de $\text{CuSO}_4$ :**

Generalmente, si la dosis de  $\text{CuSO}_4$  es correcta, el circuito de Zn es uno de los circuitos de flotación más fáciles de operar. Se requiere del  $\text{CuSO}_4$  para activar la esfalerita para flotación. El mecanismo es un intercambio de iones en la superficie de la esfalerita, el Cu adhiriendo a la esfalerita mientras que el Zn es sacado. Efectivamente la esfalerita obtiene un forro de Cu en su superficie y por lo tanto flota como los minerales de Cu. El reto es añadir suficiente  $\text{CuSO}_4$  para activar la esfalerita, pero no demasiado, que puede empezar a activar otros minerales como la pirita.

Los indicios de un dosaje incorrecto de  $\text{CuSO}_4$  son:

- La pirita flota mejor que la esfalerita por una insuficiencia crónica,
- La esfalerita gruesa no flota si el dosaje es ligeramente insuficiente
- Espuma muy pesada, pero luce rica en esfalerita si existe una sobredosis. Es muy difícil limpiar debido a la activación de la pirita.

Debemos mencionar que la pirrotita es un consumidor de  $\text{CuSO}_4$  y debe ser contabilizado si existen cantidades apreciables en la mena. La asignación general es de 15 g/t para cada % de pirrotita en la mena. El depósito en Antamina tiene pirrotita muy ocasionalmente, y por ello generalmente puede ser ignorado.

#### **- Efecto del Cobre:**

El Cobre en el circuito de Zn tiene un efecto negativo en la metalurgia. El problema mayor está en llegar el grado de concentrado. Las condiciones en el circuito de Zn son similares a aquellas en el circuito de cobre (como deben ser desde que activamos la esfalerita con  $\text{CuSO}_4$ ) y por lo tanto cualquier Cu que aparece en los cleaners de Zn invariablemente reportará al concentrado de Zn. La calcopirita es el principal mineral de Cu en Antamina. Si el % de Cu en el concentrado de Zn sube en 1% Cu, se debe esperar una reducción en el grado de concentrado de Zn del 2%. Una pequeña cantidad de Cu en la espuma de Zn también cambia dramáticamente el color de la espuma y desde allí el circuito ya no es nunca más diagnosticado fácilmente por el ojo.

Generalmente, el Cu en el circuito Zn sólo será un problema en menas con  $\text{Cu}:\text{Zn}>1$ . En estas menas una pequeña pérdida en la recuperación de Cu del circuito de Cu puede ser suficiente para perturbar significativamente el circuito Zn. Una regla aproximada para las menas de Antamina es que la cantidad de recuperación de Cu tolerada en el concentrado de Zn es similar al valor de cabeza de Zn. Por ejemplo, para una mena de cabeza de Zn de 1%, puede tolerarse una recuperación de Cu del 1% en el concentrado Zn. Por lo tanto, si se espera un 94% de recuperación de Cu en el circuito Cu, pero sólo se logra un 92%, es probable que una recuperación extra del 2% de Cu reportara al concentrado de Zn. El

resultado final es que se producirá un concentrado de Zn significativamente contaminado, el cual puede no ser vendible si no es mezclado con concentrados buenos. La producción de buenos concentrados de Zn de cabezas de Zn menores a 0.6% será difícil debido al efecto de Cu.

#### **1.4.1.5. METALURGIA EN EL CIRCUITO DE SEPERACIÓN Cu-Bi y Cu-Mo.**

El circuito de separación es un componente clave en el Proceso de Antamina. El circuito es esencial para reducir el contenido de Bi en el concentrado de Cu sino gran parte del concentrado de Cu producido en Antamina no sería de buena calidad y por lo tanto no sería comercial. La remoción del Bi también tiene un efecto secundario beneficioso, al remover Pb del concentrado. El circuito de separación también será usado para recuperar el Molibdeno del concentrado de Cu. Generalmente, cuando existen altos niveles de Molibdeno la Mena, los niveles de Pb y Bi son muy bajos, y viceversa. Sólo muy ocasionalmente la Mena contiene elevados niveles naturales de Bi y Mo, en cuyo caso el circuito de separación es operado en modo de remoción Bi y tanto el Bi y Mo son removidos del concentrado de Cu final.

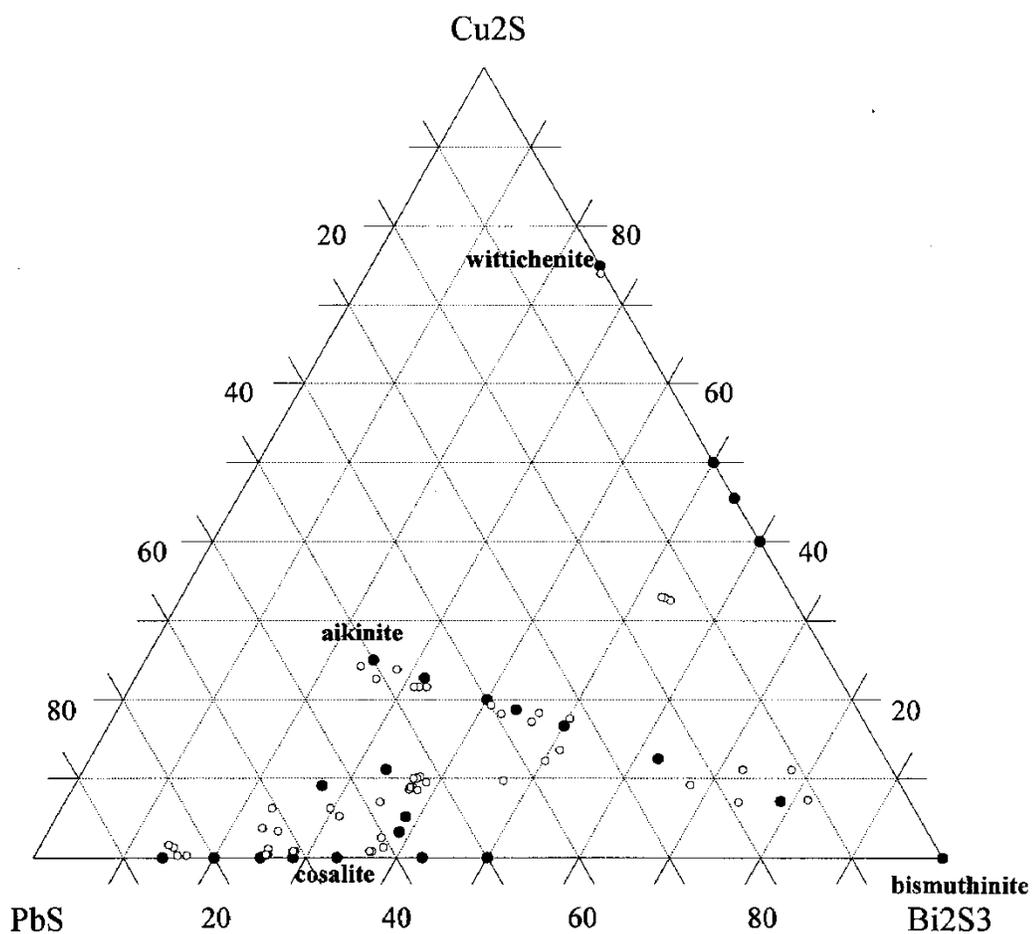
La química básica del circuito de separación es similar para operación en modo Bismuto o en modo Molibdeno; la depresión de Cu con un agente reductor. En modo Bi, el depresor es NaCN. En modo Molibdeno el depresor es NaSH.

#### **Separación de Bismuto:**

La mineralogía del bismuto en Antamina es bastante compleja y variable. La Figura 1.12 presenta un diagrama de fase de los minerales de bismuto identificados en el Depósito de Antamina. La mayor parte de ellos yace en un triángulo definido por la bismutinita ( $\text{Bi}_2\text{S}_3$ ), cosalita ( $\text{Pb}_2\text{Bi}_2\text{S}_5$ ) y aikinita ( $\text{CuPbBiS}_3$ ). Se encontró que todos los minerales en este triángulo separan favorablemente. En la zona de Bornita, la mineralogía llega a ser mayor en la familias de wittichenita y emplecita ( $\text{Cu}_3\text{BiS}_3$ ,  $\text{CuBiS}_2$ ). Estos minerales

generalmente están íntimamente asociados con los minerales Cu y tienen poca oportunidad de liberarse de los minerales Cu. Han habido muy pocos granos liberados de wittichenita y emplecita observados, y por lo tanto, su respuesta en el circuito de separación es desconocido.

**FIGURA 1.12**  
**COMPOSICIÓN DE MINERALES DE BISMUTO IDENTIFICADOS EN LAS**  
**MUESTRAS EN ANTAMINA**



Se usa un esquema de depresión por NaCN para la separación de minerales de Bi del concentrado de Cu. Se añade el NaCN hasta que se deprime el Cu. Esto puede ser medido mediante el redox de la pulpa. Cuando el redox está por debajo  $-200$  mV (Ag-AgCl, Au ref) los minerales Cu se deprimen. Una pequeña dosis de carbón pulverizado es usualmente beneficioso para controlar la textura de la espuma, la cual puede ser muy espumosa debido al alto Na del NaCN. Se añade Xantato si el circuito debe ser “jalado” para hacer flotar a los minerales Bi. Se debe mencionar que al airear la pulpa (. incrementando el redox) usualmente revive la flotación de Cu, tal que se sugiere una etapa de adición de NaCN en el banco de roughers. Se limpia dos veces el concentrado de rougher a fin de producir un concentrado de Pb+Bi con valores mínimos de Cu. Se requerirá la adición por etapas de NaCN y posiblemente carbón a lo largo de los cleaners para controlar la flotación de Cu y la textura de la espuma. Debe notarse que muchos minerales Ag discretos reportarán al concentrado Bi+Pb. El color de la espuma en el circuito puede ser un indicador razonable del su desempeño. El color de la calcopirita es verde mientras que muchos de los minerales de Bi tienden a ser de color plateado.

Si existe Molibdeno en la mena, también flotará bien en el circuito de separación en modo Bi. El esquema NaCN era una técnica de separación de Moly temprana, la cual ahora ha sido reemplazada por el esquema más común NaSH. Si el concentrado de Bi tiene un contenido significativo de Molibdeno, es posible separar el Mo del Bi al añadir NaSH. El NaSH deprime eficientemente el Bi y el Mo continúa flotando.

### **Separación del Molibdeno:**

La separación del Molibdeno sigue el procedimiento estándar, el que la industria prefiere, NaSH y gas de nitrógeno para separación de Molibdeno del Cu. El mecanismo para la depresión del Cu es el mismo que para la separación del Bi, añadir un agente reductor para reducir el redox a un nivel donde el Cu no flote. El gas de nitrógeno se usa para minimizar la adición de NaSH. Si se usa aire como gas de flotación, entonces el NaSH reacciona con el oxígeno y no está disponible para reducir el redox. Se añade  $\text{CO}_2$  para controlar la textura de la espuma a través

de la modificación del pH. Si el pH es muy bajo ( $< \text{pH } 8$ ) se liberará  $\text{H}_2\text{S}$ . El Molibdeno es por naturaleza hidrófobo, y se requerirá usualmente un poco de fuel oil para ayudar a la flotación. El Moly flota mejor cuando se le mantiene tan grueso como posible.

#### **1.4.1.6. OPERACIÓN DE LOS CIRCUITOS DE FLOTACIÓN DE COBRE Y ZINC.**

Los factores involucrados en la flotación se pueden dividir en los impuestos por las restricciones físicas determinados por los tipos de celda y configuraciones y las principales variables de flotación: aire y adición de reactivos. Las restricciones físicas tales como densidad de pulpa, altura de espuma y arreglo del circuito, una vez definidas no se emplean para el control de rutina, pero lo que se controla frecuentemente, se limita al aire y a los cambios en la dosificación de reactivos y en menor extensión al tonelaje alimentado (ver Figura 1.13)

##### **Circuitos de Flotación:**

Sin importar la configuración del circuito, buenos resultados en la flotación se obtienen sólo si la etapa previa de molienda ha sido bien controlada.

Se emplea el arreglo: circuito rougher abierto seguido de un circuito cerrado de limpieza que incluye una etapa de remolienda. El objetivo primario del circuito rougher es la recuperación, mientras que el del circuito de limpieza es conseguir el mejor grado de concentrado.

En nuestra configuración el control de cargas circulantes es bastante crítico.

##### **Celdas:**

Aparte del suministro de aire, los controles físicos en las celdas son el nivel y la densidad de pulpa, el nivel de la pulpa en la celda y por lo tanto la profundidad de la espuma se controla automáticamente por válvulas dardo en los cajones de descarga.

Para la flotación rougher donde la recuperación es el principal objetivo, debería tenerse una cama de espumas poco profunda, ya que esto permite que el mineral sea removido tan pronto como alcanza la superficie de la celda. Para la flotación de limpieza, la profundidad

de las espumas es mayor para permitir que las partículas de mixtos y ganga drenen de las espumas a la pulpa.

La máxima densidad de pulpa en un circuito de flotación es definida en la sección de molienda. Existe un compromiso entre el tonelaje tratado, la eficiencia de clasificación y la recuperación. Altas densidades de pulpa implican mayores tonelajes tratados, menor eficiencia de clasificación y mayores tiempos de retención en las celdas. Mayor tiempo de retención sube la recuperación, pero la menor eficiencia de clasificación tiende a incrementar la proporción de mixtos en el alimento a la flotación y esto reduce la recuperación. Para moliendas gruesas, altas densidades de pulpa (alrededor de 40 % de sólidos) son ventajosas, ya que incrementan la sustentación o flotabilidad de las partículas en la pulpa, facilitando que se mantengan en suspensión. Moliendas finas y flotaciones de limpieza requieren menores densidades para acentuar la diferenciación entre los minerales valiosos y no valiosos y reducir el entrapamiento físico en la espuma.

#### **Aire:**

Las principales variables de operación son el flujo de aire y la adición de reactivos. Estos factores deben ser manipulados para mantener los grados deseados, recuperaciones y flujos en todo el circuito. Las tasas de flujo en diferentes puntos del circuito son tan importantes para una buena operación como la correcta adición de reactivos y la manera más rápida de cambiarlas es cambiar el suministro de aire a las celdas. El flujo de aire debería siempre considerarse como la primera opción para tener el circuito balanceado, antes de optar por el recurso de cambiar la adición de reactivos, que podría requerir más de una hora para que sus efectos sean percibidos.

#### **Reactivos:**

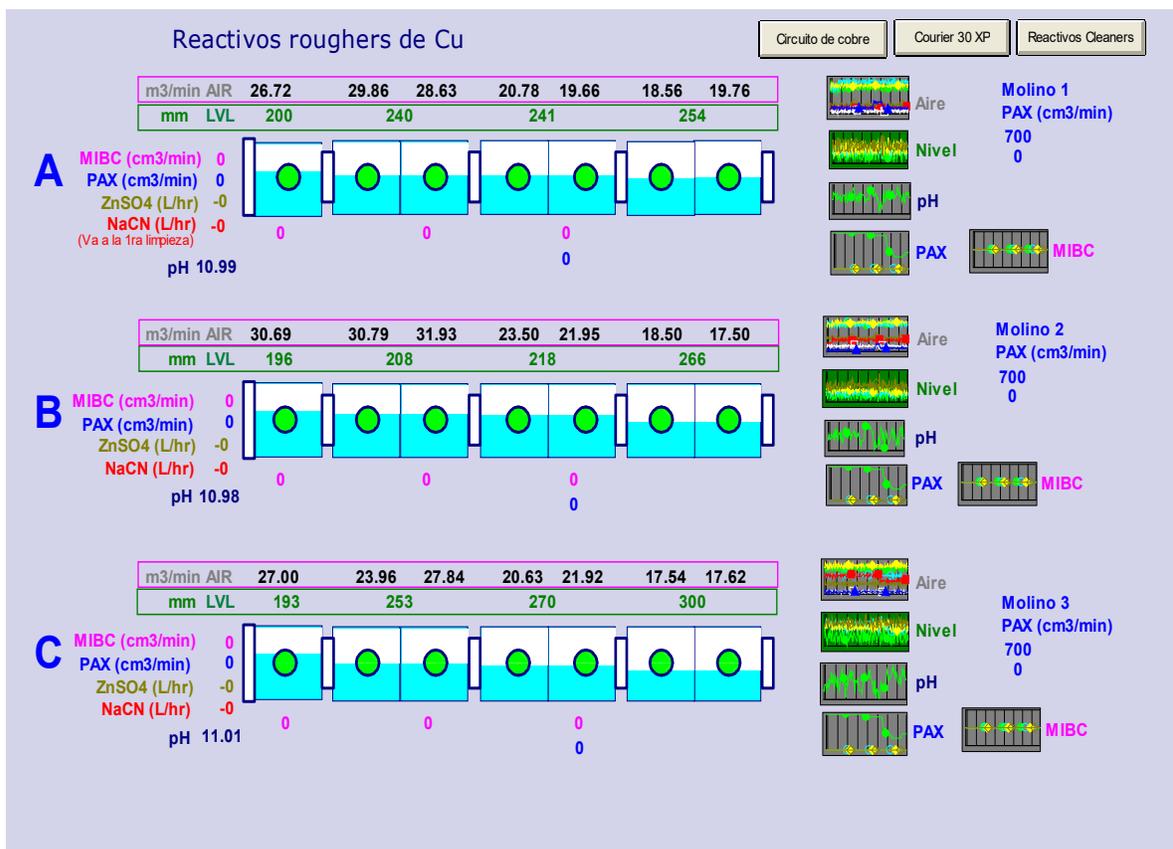
En un esquema simple, donde un solo mineral es flotado, los únicos reactivos que usualmente se emplean son colectores y espumantes, quizás algo de cal o ácido para controlar el pH. En tales sistemas simples, el colector normalmente se ajusta ante variaciones en el grado de cabeza.

En flotaciones diferenciales donde dos o más sulfuros son flotados selectivamente en sus respectivos concentrados, la situación es mucho más compleja ya que las interacciones de colectores, depresores y activadores tienen que ser controladas.

Siempre debemos estar atentos a lo siguiente:

1. Demasiado colector o poca cal producen espumas ajustadas.
2. Poco colector o demasiada cal producen espumas livianas y débiles.
3. Demasiado cianuro produce espumas ligeras y débiles.
4. Demasiado espumante produce alta remoción de espumas con pulpa.
5. Poco espumante origina que las espumas revienten y la celda se asiente.
6. Demasiado activador o poca cal producen espumas ajustadas en el circuito de zinc.
7. Poco activador o demasiada cal producen espumas livianas y débiles.

**FIGURA 1.13**  
**PARÁMETROS DE CONTROL EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN**  
**ROUGHER COBRE**



### Estrategias de Control:

La relación entre grado de concentrado y recuperación usualmente es bastante bien conocida. El grado requerido de concentrado final será determinado por consideraciones de mercado y el objetivo será obtener la más alta recuperación posible acorde con ese grado de concentrado. Para propósitos de control los flujos “clave” son el concentrado

rougher y las colas de primera limpieza. Manteniendo los flujos de masa y ensayos de estos dos flujos dentro de límites, uno podría razonablemente esperar una operación sin altibajos.

Los cambios en los grados de cabeza usualmente son los trastornos más notables. La elevación del grado de cabeza se reflejará inicialmente en la mayor ley de concentrado rougher y la primera respuesta debería ser incrementar el aire a las celdas rougher para evacuar más concentrado. Las celdas de limpieza tendrán que evacuar también mayor cantidad de espumas para contrarrestar el incremento de carga circulante en las colas de limpieza. Puede ser necesario también un incremento en la adición de colector. En el caso de muy altos grados de cabeza (dos o tres veces la de diseño) puede ser necesario hacer un bypass en algunas de las celdas y derivar el producto como concentrado final para evitar que el circuito se sobrecargue. Si esto no es posible puede reducirse el tonelaje tratado.

Aunque el empleo de aire como se ilustró líneas arriba es muy importante en la flotación diferencial, las adiciones de reactivos juegan un rol mucho más crítico. Un ejemplo de ello es la flotación de un mineral de cobre-zinc-pirita, en la que se obtiene primero un concentrado de cobre, después un concentrado de zinc. En este caso se empleó cianuro de sodio y sulfato de zinc como depresores del mineral de zinc y pirita en el circuito de cobre, se usó sulfato de cobre como activador de la esfalerita en el circuito de zinc y xantato isopropílico de sodio como colector en ambos circuitos. En este circuito cualquiera de las siguientes condiciones podrían ocurrir, juntas o aisladamente:

1. Demasiado zinc en el cobre, pero poca o nada de pirita.
2. Demasiado zinc y pirita en el cobre.
3. Demasiado cobre en el zinc.
4. Demasiada pirita en el zinc.
5. Demasiado zinc en las colas.

Analizadas separadamente, las razones para estas condiciones podrían haber sido:

1. (a) Insuficiente depresor. (b) demasiado colector.
2. (a) Insuficiente depresor.
3. (a) demasiado depresor. (b) insuficiente colector en el circuito de cobre.
4. (a) Insuficiente depresor. (b) demasiado sulfato de cobre. (c) demasiado colector en el circuito de zinc.
5. (a) demasiado depresor. (b) insuficiente sulfato de cobre. (c) insuficiente colector en el circuito de zinc.

Hay por lo tanto, algunas posibles soluciones para mantener un balance correcto. En la práctica a menos que hubiera variaciones muy fuertes en los grados de cabeza, podría mantenerse un control razonable ajustando solamente los niveles de depresores y colectores.

### **Control de los Concentrados:**

- El concentrado producido es enviado a los espesadores, donde la pulpa es espesada y enviada al puerto mediante el mineroducto a 65 % de sólidos. La granulometría de estos productos es crítica para esta operación ya que de ser grueso el material bombeado, este podría asentarse y ocasionar serios problemas. Antes de abrir los diverting box en la flotación rougher debe comunicarse a los operadores del mineroducto para que ellos realicen un monitoreo constante de los tamaños de partícula. El tamaño apropiado es de 100 % pasante la malla 100.
- Concentrados sucios con mucho fierro, también podrían ocasionar problemas en los espesadores, debido a su rápido asentamiento.
- Debemos evitar emplear cantidades excesivas de espumante para no afectar la operación en los espesadores, en caso contrario, el rebose estaría muy turbio, originando que la ley de cabeza suba (en la flotación de cobre) y pérdidas de valiosos cuando se flote zinc.
- La obtención de concentrados contaminados representa pérdidas considerables en el tratamiento posterior, por ejemplo el zinc se pierde en las escorias de los reverberos o perjudica a los refractarios si va asociado al concentrado de cobre.

## 1.5. ANALIZADORES EN LÍNEA.

Los Analizadores en Línea nos permiten obtener los valores en tiempo real de determinadas variables de entrada y salida las cuales influyen en la toma de decisiones para cambiar un parámetro de operación y por consiguiente tener un mejor control metalúrgico de las operaciones y procesos.

### Tipos de Analizadores:

Se tienen dos tipos de analizadores, indicados para diferentes tipos de trabajo, y necesidades de datos. En nuestro caso tenemos:

- Los Analizadores de tamaño de partículas **PSI 200** que nos ayudan a determinar el P80, malla de control, densidad de pulpa y % de sólidos en el caso de cabeza de mineral que ingresa al circuito de flotación y datos en remolienda.
- Analizadores de Leyes **Courier 30XP** que nos ayudan a determinar valores de elementos que tienen bastante influencia en cada circuito.

### 1.5.1. COURIER 30XP.

El proceso de muestreo para todas las corrientes principales en la planta es llevado a cabo con dispositivos automáticos enlazados al sistema del analizador de flujo. Este tipo de sistema asegura la rápida y exacta medición de las tendencias de toda la planta.

Sin embargo el equipo Courier 30XP necesita estar calibrado con datos reales de planta, acordes a las diversas especies minerales que son alimentadas a los circuitos de flotación.

- Dada la complejidad de nuestro yacimiento; este seguimiento, operatividad y formulación de ecuaciones de calibración resultan un trabajo muy delicado que demanda un amplio conocimiento tanto de sistemas, mantenimiento de equipos de muestreo, líneas de alimentación, equipo de análisis, además de dominio en especies mineralógicas, interrelación de elementos químicos constituyentes, y manejos de datos estadísticos. Con todo ello se logra que el análisis displayado en la pantallas, reproduzca los ensayos químicos y los % sólidos de la pulpa colectada

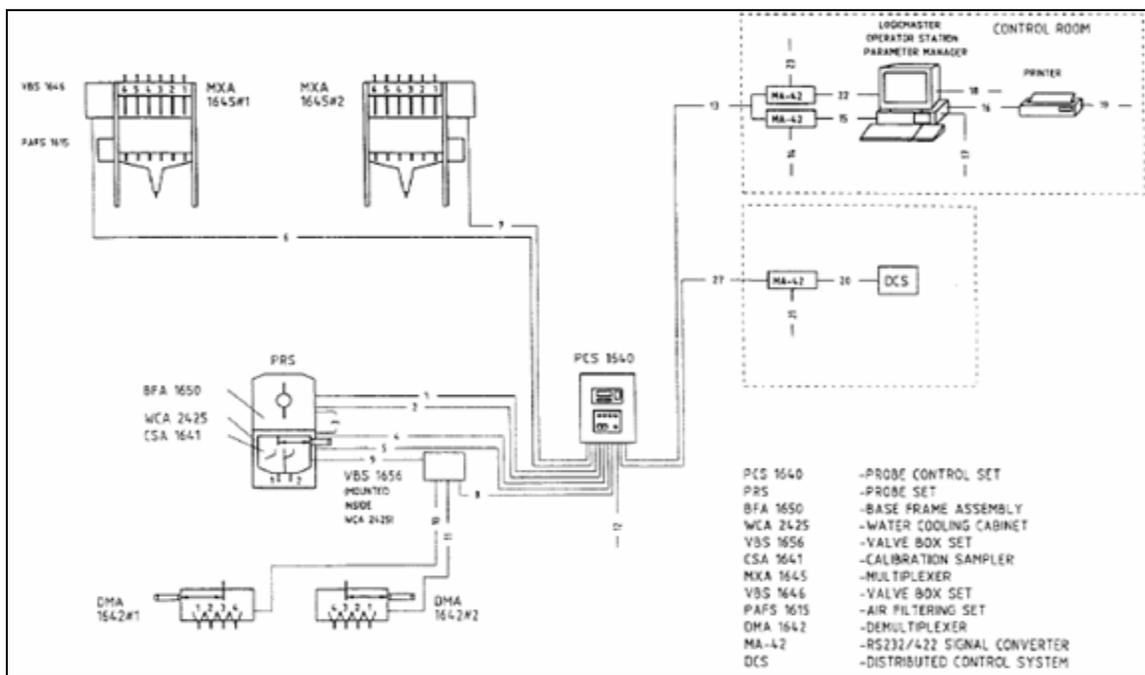
por el analizador. En nuestra planta contamos con tres Analizadores Courier, uno para Cobre, otro para Zinc y el tercero para Molibdeno y Bismuto.

El Courier 30XP consta de las siguientes partes.

- Muestreadores primarios desde donde la muestra es enviada por tuberías, algunas veces ayudados por bombas.
- Multiplexers, en nuestro caso contamos con 04 por cada analizador, pudiendo llamárseles cortadores secundarios.
- Cortador de Calibración
- Demultiplexers (son opcionales) que direccional la muestra a su punto de origen.
- Analyzer Probe con sistema de Agua de enfriamiento.
- El Probe Control Set
- Un Terminal de Configuración
- Una Estación de Operación

En la (Figura 1.14) se puede observar cómo es la comunicación del analizador.

**FIGURA 1.14**  
**COMUNICACIÓN DEL ANALIZADOR PROBE**



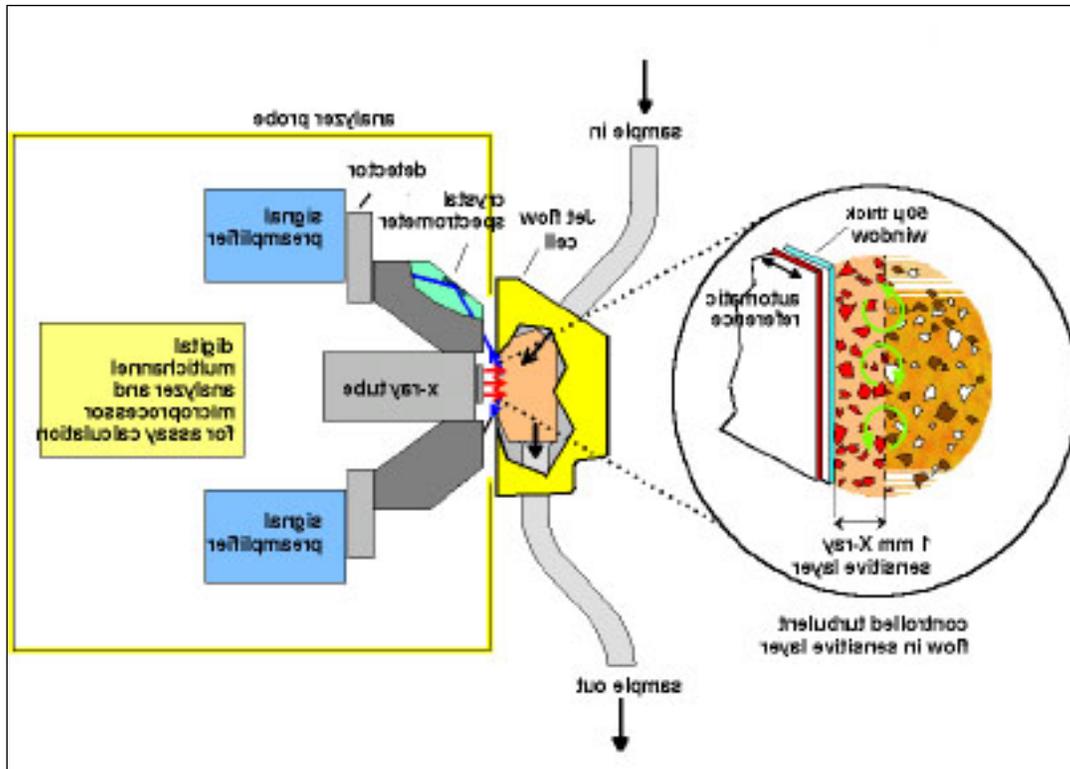
**Probe Analizador (Partes principales):**

Todas las partes del analizador están alojados en un gabinete impermeable compacto. Ver figura No. 1.15. La muestra a ser medida es alimentada a la celda de medición. La radiación primaria de rayos X es generada por el tubo de Rayos X. La radiación induce varios procesos de fluorescencia y scattering en los átomos de la muestra. Las bandas de energía de los diferentes espectómetros han sido seleccionadas para las correspondientes líneas de fluorescencia de los elementos a ser medidos. Los counters convierten proporcionalmente la radiación cuanta en pulsos eléctricos. Los pulsos son amplificados y pasados a las unidades de procesamiento de pulsos PPU. Después de medir los contenidos de los pulsos registrados estos son leídos por el procesador del probe. Los pulsos medidos son procesados y usados para el cálculo del ensaye.

El probe tiene interlocks de protección, los cuales son monitoreados constantemente, tales como:

- Temperatura del tubo de Rayos X
- Flujo del Agua de enfriamiento del Tubo de Rayos X
- Presión externa del Agua de enfriamiento
- Fuga de agua dentro del Probe
- Condición de la Celda de medición
- Posición de la compuerta de la celda de medición y cobertura del probe.

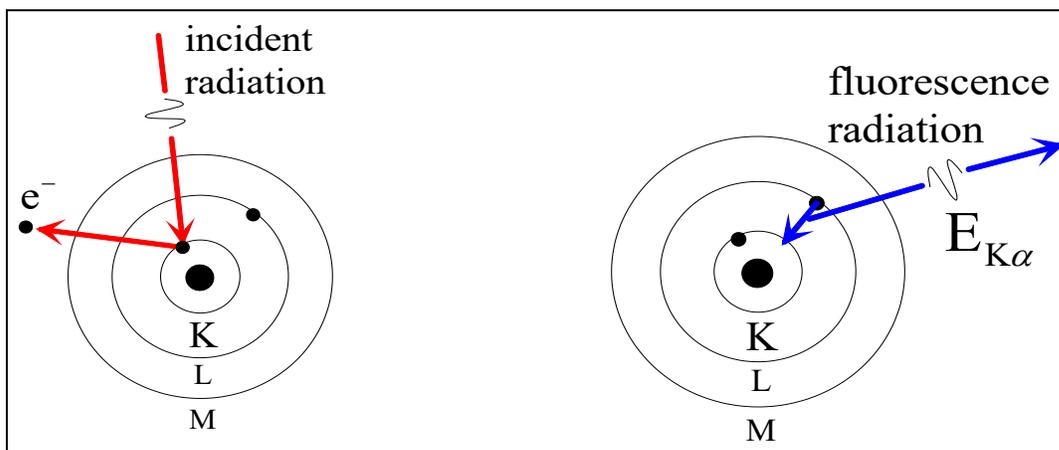
**FIGURA 1.15**  
**ANALYZER PROBE**



**Principio de Análisis (Figura 1.16)**

- La radiación generada por el tubo de Rayos X saca a los electrones de su órbita en el átomo ("excitación")
- Un electrón de un nivel más alto llena la posición dejada por el electrón anterior. La diferencia de energía entre los niveles es emitido como una fluorescencia de rayos X (Fotón).
- El fotón de energía es característica de cada elemento.
- El número de fotones está relacionado a la concentración en la muestra y es medido por un detector.

**FIGURA 1.16**  
**PRINCIPIO DE ANÁLISIS**



**Probe Control Set (PCS):**

El Probe Control Set sirve como un panel de control para el analizador y controles de los sistemas de muestreo. La conexión al Operator Station y/o tercera parte del Sistema Automático es a través del PCS.

- El PCS contiene los siguientes componentes:
- El Control Lógico Programable PLC es usado para controlar los actuadores del sistema de muestreo basado en órdenes dados por el Analyzer Probe.
- El PLC también sirve como punto de conexión para el Operator Station y la parte del Sistema de Automatización.
- Display y panel con teclas de funciones.
- El display y el panel con teclas de funciones proveen una interface local a el analizador para la mayoría de situaciones de operación del analizador.
- El display tiene 20 teclas de función.
- La unidad es usada para displayar el análisis operacional, datos de proceso, alarmas, sistema de mensajes para el usuario (por ejemplo muestras de calibración), e ingresar órdenes.

- Control de switches y indicador de luces.
- Llave para arrancar el Analyzer probe.
- Switch para poner en Mantenimiento del Probe.
- Luces que indican Power, X ray ON y OFF, alarma.
- Líneas de comunicación.
- Líneas de comunicación para el Terminal de Configuración, Operador Station y/o tercera parte del Sistema de automatización.

**Sistema de Calibración:**

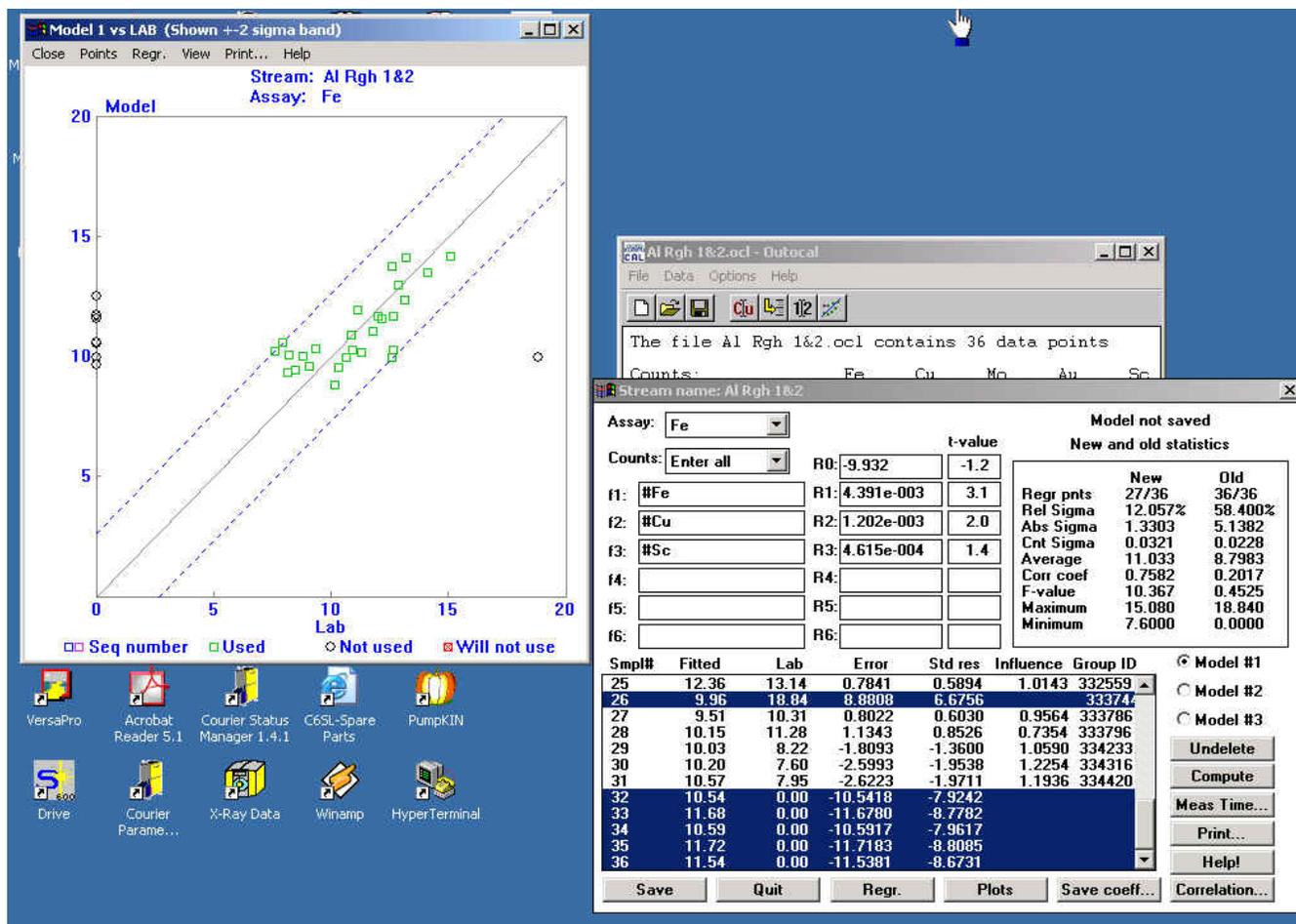
El Analizador 30XP produce intensidades de rayos X como resultado de la medición primaria. La medición de las intensidades depende de la concentración del elemento en la muestra. El contenido de sólidos tiene una fuerte influencia, también depende de la composición del mineral y el tamaño de partícula.

La calibración es un procedimiento para determinar fórmulas matemáticas para el cálculo del análisis. Cada análisis en cada flujo necesita su propia calibración.

Para calibrar el analizador, la muestra representativa es cortada del flujo de la celda de medición durante la medición de intensidades. Y es enviada a laboratorio para su ensaye.

El Análisis de regresión es aplicado para encontrar la fórmula matemática, para ajustar las intensidades de medición y los ensayos de laboratorio lo mejor posible. Esas fórmulas matemáticas son usadas en el analizador para el cálculo del análisis en tiempo real.

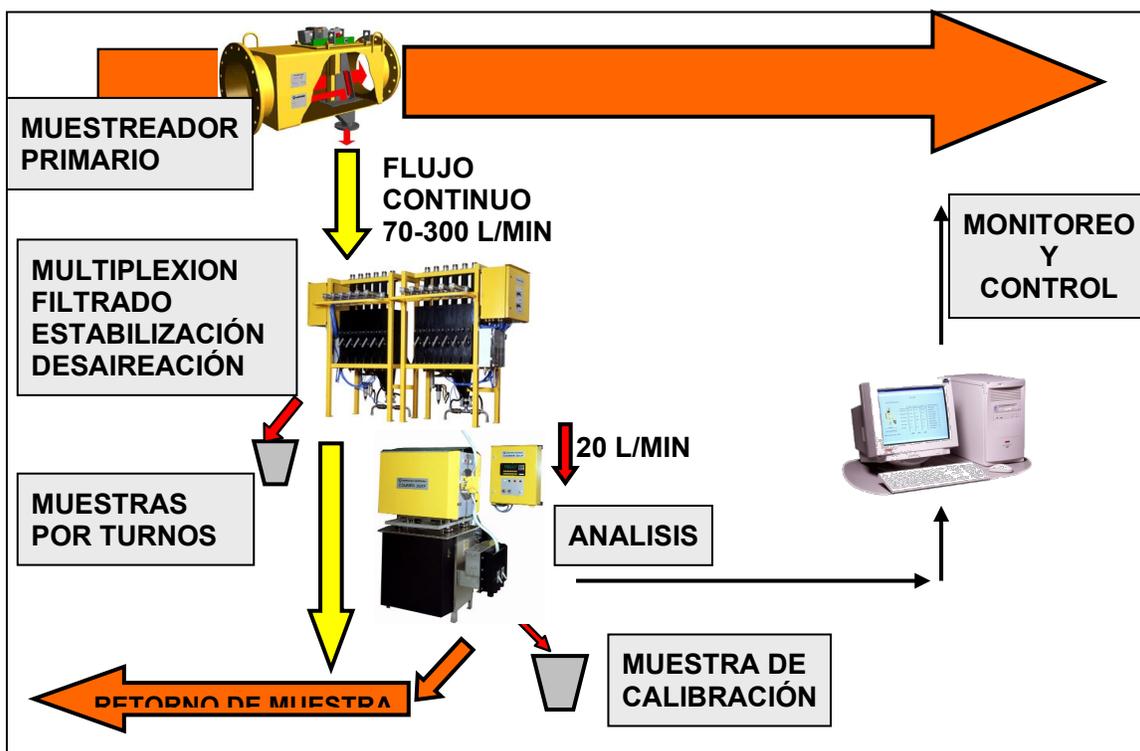
FIGURA 1.17  
PANTALLA DE CALIBRACIÓN DEL COURIER 30XP



### Multiplexer:

El multiplexer (MXA) trabaja como un cortador secundario con el analizador 30XP. Un multiplexer puede gobernar seis flujos de muestras primarias como máximo. Pistones cilíndricos son usados para dirigir la muestra deseada hacia el tanque de alimentación a la celda de medición. Asimismo las muestras de cada línea pueden ser cortadas usando los cortadores de muestra para guardia a intervalos que uno desee, coleccionar esa muestra de compuesto.

**FIGURA 1.18**  
**OPERACIÓN DEL COURIER**



### 1.5.2. ANALIZADOR DE TAMAÑO DE PARTÍCULA (PSI-200).

Es el analizador de tamaños de partículas, el cual tiene la finalidad de darnos los valores de P80 (viene a ser el 80% pasante de un tamaño de partículas determinado), %sólidos, al igual que el analizador en línea este debe estar calibrado, para ello se toman las muestras necesarias a las cuales se les hace el análisis granulométricos de los flujos colectados, luego son correlacionados obteniendo las respectivas ecuaciones que reproducen los parámetros ya mencionados.

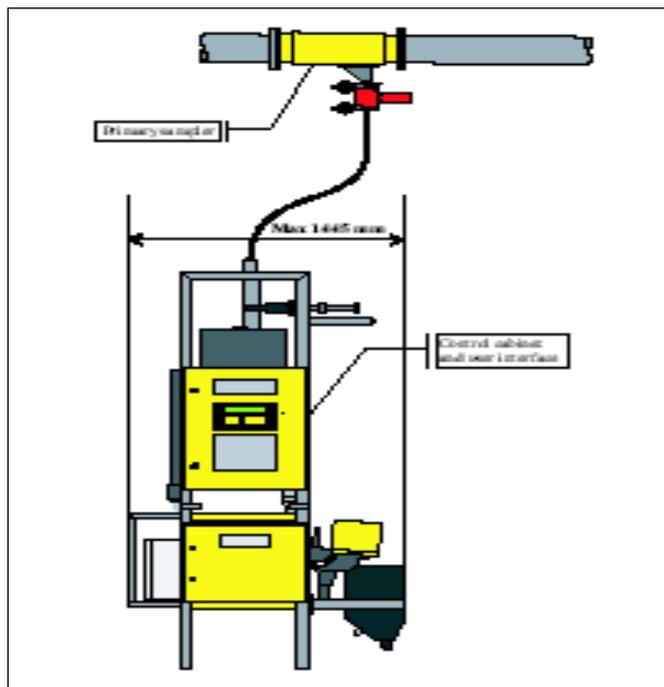
En el caso del % de sólidos está relacionados con la gravedad específica del mineral tratado.

El analizador de tamaño de partículas PSI 200 es un instrumento diseñado para la medición granulométrica en línea.

Su principio de medición está basado en la medición directa del tamaño de partícula mediante un sensor automático de alta precisión. Este instrumento requiere una muestra representativa de 70–170 litros / minuto extraída a partir del flujo de proceso. El resultado de la medición es desplegado localmente en una pantalla y enviada como señal análoga de mA. Existen dos versiones principales del instrumento: unidad de un solo flujo y de multiflujo.

Hay varias opciones disponibles para el muestreo primario, medición de densidad y despliegue remoto de resultados en una unidad PC.

**FIGURA 1.19**  
**ANALIZADOR DE PARTÍCULA (PSI-200)**



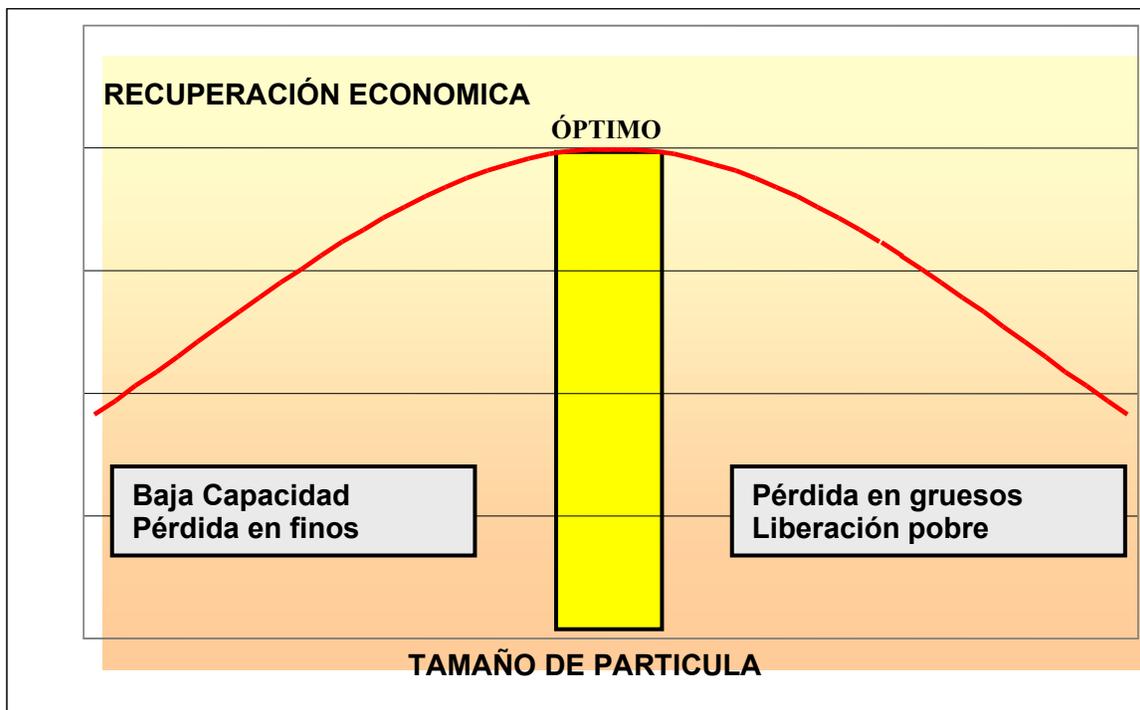
**Control de la molienda:**

El monitoreo y control del tamaño de partícula mejora la molienda y el rendimiento del circuito de molienda. También mejora la siguiente etapa del proceso al reducir el consumo de reactivos a un mínimo, aumentando la recuperación y la eficiencia del espesamiento / filtrado.

Una variable crítica para el circuito de molienda es el tamaño de partícula del producto. La práctica industrial vigente es medir el tamaño de partícula a partir del ciclón u otro rebalse de clasificación.

El Instrumento Indicador de Tamaño de Partícula PSI 200 entrega mediciones de tamaño de partícula y densidad de pulpa en tiempo real. El instrumento PSI 200 también puede ser utilizado en circuitos de remolienda, ya que no es sensible al aire atrapado en la muestra.

**FIGURA 1.20**  
**TAMAÑO DE PARTÍCULA ÓPTIMO**

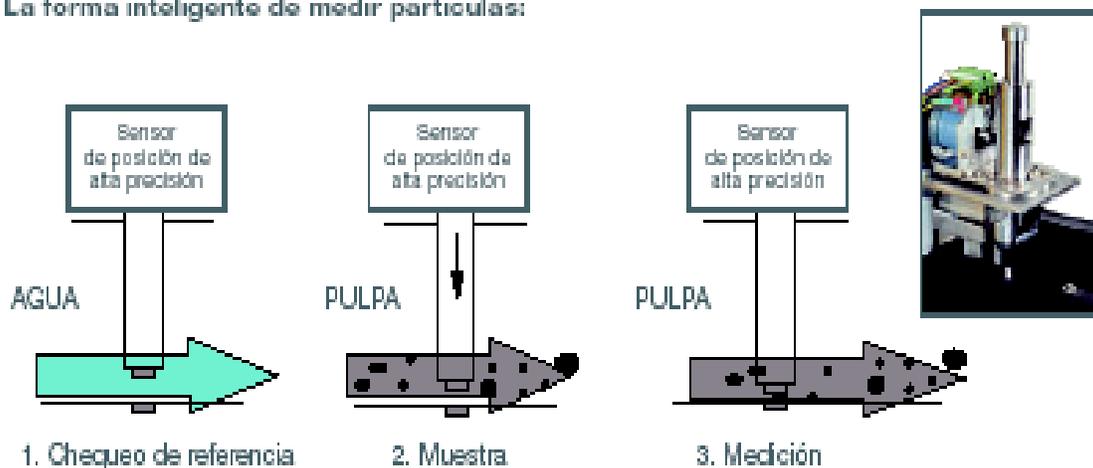


### Medición de tamaño de partícula:

El Instrumento indicador de Tamaño de Partícula, es un analizador en línea que sirve para medir la distribución de tamaño de las partículas suspendidas en la pulpa. Pueden medirse las partículas de tamaño de malla 500–25  $\mu\text{m}$  y con opción ultra-fina de hasta 5  $\mu\text{m}$ . Un flujo de muestra primaria es reducido a un flujo estable. Existe un tanque estabilizador que contiene una malla para remover la basura y control de nivel que permite evitar sobre tamaños, burbujas de aire y mantener un flujo continuo gravitacional que alimenta al sensor del PSI 200. El sensor del PSI contiene el mecanismo de medición directa de tamaño de partícula. La abertura del medidor es medida por un sensor de posición electrónico de alta precisión. La electrónica digital en base a una unidad PLC, convierte las mediciones del sensor en dos señales de salida de 4–20 mA por flujo medido. Estas señales corresponden a una clasificación de malla para tamaño de partículas, tal como la de un porcentaje que pasa por una malla de 74 micrones.

**FIGURA 1.21**  
**SECUENCIA DE MEDICIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA**

La forma inteligente de medir partículas:



**Calibración:**

El instrumento PSI 200 es calibrado mediante la medición de una serie de muestras. Las lecturas de la señal del sensor se correlacionan con los análisis de clasificación del laboratorio correspondientes. Una vez iniciado el procedimiento de calibración automático, las lecturas del sensor se almacenan y la muestra medida por el sensor es desviada por el muestreador de calibración a un balde de muestra. La calibración rápida requiere solamente de un par de muestras. Se requiere una gama de aproximadamente 20 muestras para llegar a una ecuación de calibración precisa. Los modelos de calibración y parámetros de configuración del sistema se ingresan a través de un teclado ubicado en el gabinete electrónico o estación del operador. Gracias a la medición de tamaño directa y al chequeo del cero automático, la calibración permanece estable por un largo período de tiempo.

## **CAPÍTULO II: BALANCES METALÚRGICOS EN LOS CIRCUITOS DE FLOTACIÓN**

Los balances metalúrgicos reflejan la operación en un determinado periodo de tiempo; a través de ello, podemos conocer la eficiencia de circuitos, de los equipos, la distribución de flujos másicos, cargas circulantes inherentes en el proceso, calidad de los productos a través de los circuitos, por ende el rendimiento global de la operación en análisis y enfocar la atención en los puntos críticos que tienen mayor influencia para el mejoramiento de la operación.

Para el balanceo y conciliación/convergencia de datos se utiliza los software “BilMat” y “MATBAL”.

El sistema “BilMat” y “MatBal” se utiliza para la conciliación y balance de materiales, haciendo uso de programas para el análisis de sistemas de gráficos en función de los errores asociados y determinación de la calidad en los ensayos para cada flujo de los circuitos en proceso

## **2.1. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE COBRE.**

A continuación se presenta el balance metalúrgico y diagrama del circuito de Cobre.

### **TABLA N° 2.1 BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO DE COBRE**

## BALANCE GENERAL CIRCUITO DE COBRE

M-1						TMSH= 3541										
No.	Puntos	%Distrib.	TMSH	G. esp.	%S	GPM	Ensayes Laboratorio					Ensayes Matbal				
							%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Mo	%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Mo
1	Feed Ro. A	33.33	1180	3.17	35.60	10027	1.19	0.23	11.63	0.32	0.04	1.21	0.18	11.26	0.09	0.03
3	Conc. A	1.63	58	3.97	22.50	853	25.16	1.46	28.67	1.64	0.20	22.00	1.83	29.48	1.66	0.14
4	Tail A	31.70	1122	3.15	36.60	9201	0.14	0.07	8.23	0.14	0.03	0.14	0.09	10.33	0.01	0.03
5	Feed Ro. B	33.33	1180	3.17	35.60	10027	1.19	0.23	11.63	0.32	0.04	1.21	0.18	11.27	0.09	0.03
7	Conc. B	1.70	60	3.97	18.12	1148	25.44	1.49	28.89	1.50	0.21	21.57	2.00	29.63	1.53	0.16
8	Tail B	31.63	1120	3.15	36.20	9316	0.12	0.06	8.32	0.14	0.02	0.12	0.08	10.28	0.01	0.03
9	Feed Ro. C	33.34	1181	3.17	35.60	10030	1.19	0.23	11.63	0.32	0.04	1.21	0.18	11.26	0.09	0.03
11	Conc. C	1.44	51	3.97	25.18	657	26.56	1.96	27.30	1.92	0.26	24.55	2.25	27.80	1.98	0.17
12	Tail C	31.91	1130	3.15	37.00	9128	0.16	0.07	8.56	0.15	0.03	0.16	0.08	10.52	0.00	0.03
13	1st. Cl. Conc.	0.66	23	4.10	21.30	368	28.42	1.54	27.46	1.56	0.15	28.28	1.57	27.58	1.58	0.16
14	Tail 1st. Cl.	12.91	457	3.83	17.70	8978	23.43	1.35	27.65	2.23	0.67	24.35	1.45	27.57	1.97	0.64
15	2nd. Cl. Conc.	2.94	104	4.07	14.00	2660	30.71	2.39	28.07	2.02	0.09	29.98	2.89	30.23	2.25	0.12
16	Tail 2nd. Cl.	8.80	312	3.63	12.30	9228	25.56	1.20	28.89	1.93	0.90	25.58	1.15	26.78	2.08	0.86
18	Scv.Cl Conc.	11.75	416	3.83	27.50	4821	27.91	1.58	27.42	2.14	0.63	26.68	1.58	27.64	2.12	0.68
19	Scv.Cl Tail	1.16	41	3.55	10.80	1403	0.69	0.06	25.67	0.51	0.20	0.69	0.06	26.81	0.42	0.27

## EVALUACION DEL CIRCUITO

No.	FLOTACION	%RECUPERACION - MATBAL					No. CELDAS	VOLUMEN m <sup>3</sup>			FLUJO GPM	T. FLOT MINUTOS
		%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Mo		CELDA	BANCO			
1	Rougher A	88.92	49.72	12.80	91.05	21.19	7	130	910	10027	19.2	
2	Rougher B	90.92	56.67	13.41	87.91	24.58	7	130	910	10027	19.2	
3	Rougher C	87.63	53.99	10.66	96.28	22.77	7	130	910	10030	19.2	
4	1st. Cleaner	5.61	5.25	4.87	3.93	1.23	4	174	696	11887	12.4	
5	2nd. Cleaner	28.12	45.77	27.37	26.57	4.25	4	174	696	4821	30.5	
6	Scv. Cleaner	99.72	99.17	91.25	98.09	96.28	5	130	650	8978	15.3	
10	Total Circuito	88.27	53.00	9.51	86.04	13.42						
11	Radio Concentración	27.78										

No.	Puntos	%Distrib.	TMSH	G.Esp:	%S	GPM	Ensayes Laboratorio					Ensayes Matbal				
							%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Mo	%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Mo
Datos de compuesto general																
1	Feed General	100.00	3541	3.17	35.60	30083	1.19	0.23	11.63	0.320	0.040	1.21	0.18	11.26	0.089	0.033
2	Final Conc.	3.60	127	4.08	15.34	3028	29.40	1.70	28.42	1.620	0.107	29.67	2.65	29.74	2.13	0.12
3	Final Tail	96.40	3413	3.15	35.35	29291	0.15	0.06	8.39	0.010	0.027	0.14	0.09	10.57	0.01	0.03

## DOSIFICACION DE REACTIVOS

Alimentación al SAG: 3540.9 t/h  $K_{80} = 135 \mu$  %S = 35  
 Fecha y Hora de control de Reactivos : 12 Feb. 2002; 4 p.m.

REACTIVOS	cc/min	gr/tn
PAX (20%)	11240	37.9
MIBC (100%)	0	0.0
F-582 (100%)	150	2.5
NaCN (20%)	0	0.0
ZnSO <sub>4</sub> (20%)	0	0.0
SIPX (20%)	0	0.0

pH	FLUJO DE AIRE (m <sup>3</sup> /min)								ALTURA DE ESPUMA (mm)			
	Master	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
9.5	FILA A											
	20	20.4	26.3	28.2	20	19.9	18.1	17.7	330	379	355	300

pH	FLUJO DE AIRE (m <sup>3</sup> /min)								ALTURA DE ESPUMA (mm)			
	Master	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
9.7	FILA B											
	20	20.2	28.2	24.2	17.7	17.9	19.7	18.2	333	356	360.4	301.4

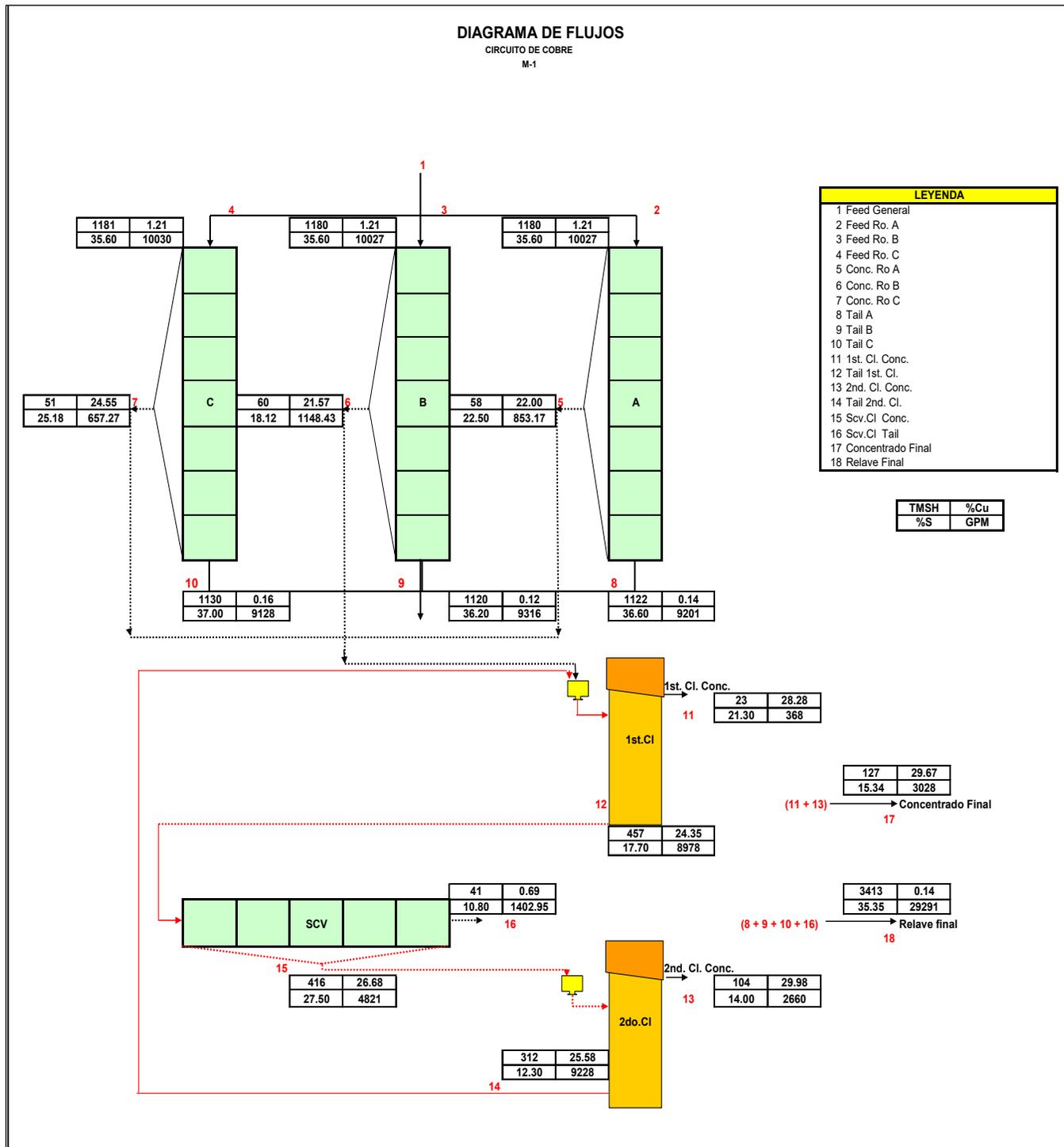
pH	FLUJO DE AIRE (m <sup>3</sup> /min)								ALTURA DE ESPUMA (mm)			
	Master	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
9.6	FILA C											
	20	22.2	26.1	23.6	22.2	19.7	20.3	17.9	328	318	312.7	309.3

pH	Primer Cleaner				
	FTL-001	FTL-002	FTL-003	FTL-004	
10	FLUJO AIRE (m <sup>3</sup> /hr)	754	763	750	755.1
	ALTURA ESPUMA (mm)	457	519	455	501
	FLUJO AGUA (m <sup>3</sup> /hr)	35	30	34.9	29.8

pH	Segundo Cleaner				
	FTL-005	FTL-006	FTL-007	FTL-008	
10	FLUJO AIRE (m <sup>3</sup> /hr)	648	752	748	770.3
	ALTURA ESPUMA (mm)	398	544	377.4	380.1
	FLUJO AGUA (m <sup>3</sup> /hr)	25.5	26.1	24.6	23.1

## GRÁFICA N° 2.1

## DIAGRAMA DE FLUJO - BALANCE METALÚRGICO CIRCUITO COBRE



**2.2. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE ZINC**

**TABLA N° 2.2**

## BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO DE ZINC

<b>BALANCE GENERAL CIRCUITO DE ZINC</b>														
Mineral		M4A					TMSH= <b>2050</b>							
No.	Puntos	%Distrib.	TMSH	G. esp.	%S	GPM	Ensayes Laboratorio				Ensayes Matbal			
							%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Pb
1	Feed Ro. A	34.47	707	3.33	35.26	6037	0.10	1.46	7.11	0.1	0.12	1.31	6.87	0.05
3	Conc. A	0.96	20	3.97	14.96	467	2.65	41.80	7.59	0.6	2.66	42.11	6.99	0.61
4	Tail A	33.51	687	3.29	31.28	6871	0.05	0.14	6.63	0.0	0.04	0.14	6.87	0.03
5	Feed Ro. B	34.20	701	3.33	35.26	5989	0.10	1.46	7.11	0.1	0.12	1.31	7.40	0.05
7	Conc. B	1.00	21	3.97	21.30	324	2.51	40.55	7.49	0.6	2.52	40.81	6.86	0.61
8	Tail B	33.20	681	3.29	33.41	6251	0.05	0.12	7.69	0.0	0.04	0.12	7.42	0.03
9	Feed Ro. C	31.33	642	3.33	35.26	5488	0.10	1.46	7.11	0.1	0.11	1.35	6.62	0.06
11	Conc. C	0.96	20	3.97	19.83	337	1.98	40.50	6.70	0.6	2.02	40.26	6.24	0.66
12	Tail C	30.38	623	3.29	30.98	6305	0.06	0.12	6.23	0.0	0.05	0.12	6.63	0.04
13	1st. Cl. Conc.	1.92	39	4.06	19.80	677	3.20	53.30	5.22	0.8	2.86	54.09	5.36	0.69
14	Tail 1st. Cl.	1.08	22	3.83	7.02	1201	1.71	17.10	9.03	0.5	1.71	16.42	9.45	0.56
15	2nd. Cl. Conc.	0.27	6	4.06	19.75	97	3.95	52.20	5.66	1.3	3.92	52.47	5.71	1.29
16	Tail 2nd. Cl.	0.09	2	3.63	5.10	139	3.91	22.50	11.12	1.2	3.96	22.74	11.26	1.22
18	Scv. Cl Conc.	0.36	7	3.97	14.89	178	4.18	47.75	7.44	1.4	3.93	45.13	7.08	1.27
19	Scv. Cl Tail	0.72	15	3.55	5.38	1055	0.61	1.89	10.17	0.2	0.59	1.90	10.64	0.20

EVALUACION DEL CIRCUITO													
No.	FLOTACION	%RECUPERACION - MATBAL				No. CELDAS	VOLUMEN m <sup>3</sup>		FLUJO GPM	T. FLOT MINUTOS			
		%Cu	%Zn	%Fe	%Pb		CELDA	BANCO					
1	Rougher A	63.18	89.43	2.83	35.97	8	130	1040	6037	36.4			
2	Rougher B	63.11	91.00	2.72	37.36	8	130	1040	5989	36.7			
3	Rougher C	54.23	91.25	2.88	36.34	8	130	1040	5488	40.1			
4	1st. Cleaner	74.79	85.39	50.17	68.54	3	174	522	1267	87.2			
5	2nd. Cleaner	75.10	87.55	60.74	76.35	2	174	348	178	413.3			
6	Scv. Cleaner	77.05	92.29	25.18	75.89	5	130	650	1201	114.5			
10	Total Circuito	56.74	89.51	1.70	33.61								
11	Radio Concentración	45.51											

No.	Puntos	%Distrib.	TMSH	G. Esp:	%S	GPM	Ensayes Laboratorio				Ensayes Matbal			
							%Cu	%Zn	%Fe	%Pb	%Cu	%Zn	%Fe	%Pb
Datos de compuesto general														
1	Feed General	100.00	2050	3.33	35.26	17514	0.10	1.46	7.11	0.050	0.12	1.32	6.97	0.050
2	Final Conc.	2.20	45	4.06	19.79	774	3.29	53.16	5.27	0.85	3.00	53.89	5.41	0.76
3	Final Tail	97.80	2005	3.29	30.50	20703	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00

DOSIFICACION DE REACTIVOS			
Punto de Adición	CuSO <sub>4</sub> 20% m3/hr	SIPX 20% cc/min	DOWFROTH 250(100%) cc/min
Linea Rougher A	0.47	450	10
Linea Rougher B	0.38	190	10
Linea Rougher C	0.4	190	10

pH	FLUJO DE AIRE (m3/min)									ALTURA DE ESPUMA (mm)				
	Master	Acond.	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Acond.	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
10.5	FILA A	29	28	21	23	17	17	15	14	191	178	242	231	290

pH	FLUJO DE AIRE (m3/min)									ALTURA DE ESPUMA (mm)				
	Master	Acond.	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Acond.	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
11.25	FILA B	28	29	17	21	18	17	15	15	194	221	253	242	292

pH	FLUJO DE AIRE (m3/min)									ALTURA DE ESPUMA (mm)				
	Master	Acond.	Celda 1	Celda 2	Celda 3	Celda 4	Celda 5	Celda 6	Celda 7	Acond.	Bco 1	Bco 2	Bco 3	Bco 4
10.56	FILA C	28	29	21	23	21	19	15	14	210	179	222	265	350

pH	1ra. Limpieza					
	Celdas	Celda 11	Celda 12	Celda 13	Celda 14	Celda 15
11.5	Aire m3/min			1253	1252	1201
	Nivel mm			308	305	313
	Agua de lavado m3/min			40	40	40

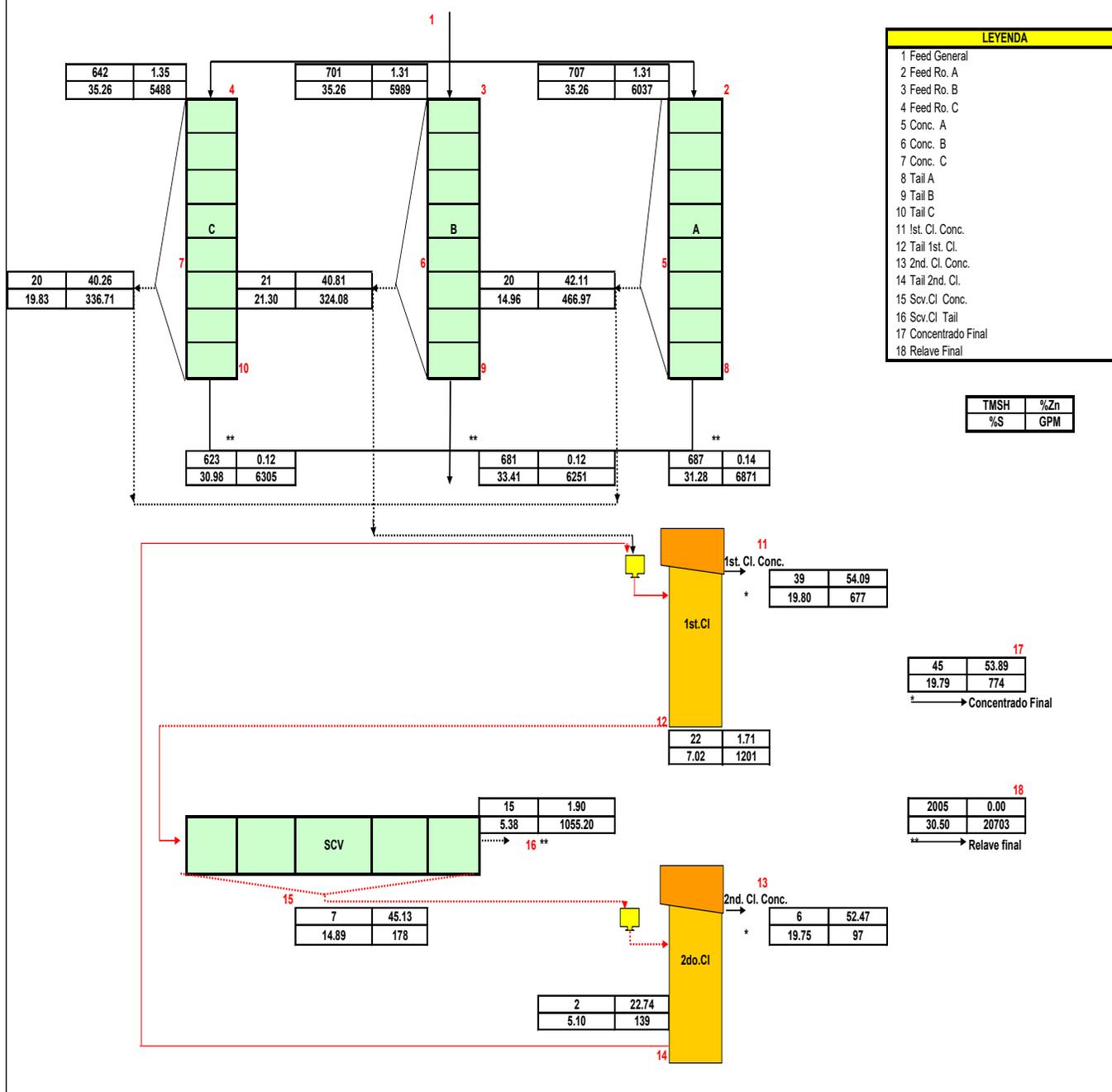
  

pH	2da. Limpieza					
	Celdas	Celda 21	Celda 22	Celda 23	Celda 24	Celda 25
11.68	Aire m3/min	1000		1003		
	Nivel mm	433		425		
	Agua de lavado m3/min	31.6		34.97		

GRÁFICA N° 2.2

### DIAGRAMA DE FLUJO BALANCE METALÚRGICO CIRCUITO ZINC

DIAGRAMA DE FLUJOS



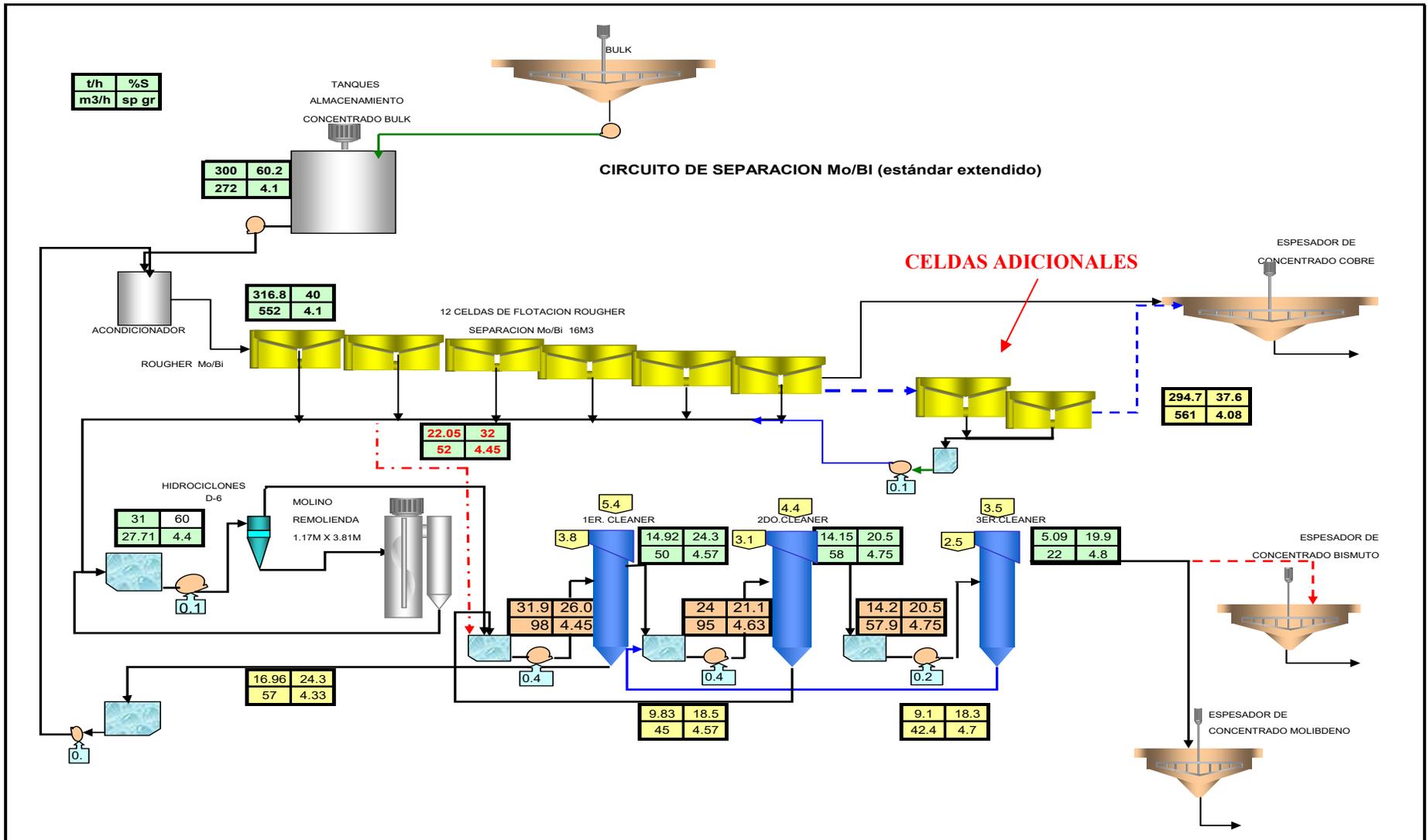
2.3. BALANCE METALÚRGICO EN EL CIRCUITO DE MOLIBDENO.

El Molibdeno en la cabeza tiene una proyección a incrementarse, así mismo la producción de Concentrado Bulk para minerales de tipo M1 (Cu-Mo), está aumentando en las últimas campañas, por lo tanto se hace necesario pasar un mayor tonelaje de concentrado al circuito de separación Cu-Mo, a continuación se presenta un balance en el circuito de separación teniendo en consideración un tonelaje alto (300TMSH) de concentrado Bulk y una cabeza de 1.04% de Mo, esto con el objeto de evaluar la necesidad de contar con celdas adicionales las cuales puedan cubrir la capacidad a tratarse, manteniendo un circuito estable y sin perjudicar la calidad y recuperación de Mo.

**TABLA N° 2.3**  
**BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO DE MOLIBDENO**

BALANCE GENERAL CIRCUITO Mo_CERRADO										
F (m3/hr)		271	%Stkf 63/65	60.2	TMSH	299				
DESCRIPCION	% DIST	TMSH	Sol %	Esp.G.	m3/hr	MATBAL ENSAYES				
						Cu%	Mo %			
Cabeza Rougher	100.00	299.44	60.2	4.10	271.00	27.70	1.04			
<b>Cabeza Rougher Comb.</b>	<b>105.66</b>	<b>316.37</b>	<b>40.0</b>	<b>4.10</b>	551.72	<b>26.65</b>	<b>2.32</b>			
Concentrado Rougher	7.36	22.03	32.0	4.45	51.77	6.57	32.01			
Relave rougher	98.30	294.35	37.6	4.08	560.64	28.16	0.10			
Alimentación 1st Cleaner	10.63	31.84	26.0	4.45	97.78	7.06	33.58			
Concentrado 1st Cleaner	4.98	14.91	24.3	4.57	49.69	5.72	43.35			
Relave 1st Cleaner	5.66	16.94	24.3	4.33	56.67	8.24	24.98			
Alimentación 2do. Cleaner	8.00	23.95	21.1	4.63	94.74	4.50	44.54			
Concentrado 2do Cleaner	4.72	14.14	20.5	4.75	57.79	1.96	49.71			
Relave 2do Cleaner	3.28	9.82	18.5	4.57	45.39	8.17	37.11			
Concentrado 3rd Cleaner	1.70	5.09	19.9	4.80	21.53	1.00	55.40			
Relave 3rd Cleaner	3.02	9.05	18.3	4.70	42.31	2.50	46.50			
Cabeza Rougher	100.00	299.44	60.2	4.10	1,083.76	27.70	1.04			
Concentrado Final	1.70	5.09	19.9	5.00	85.93	1.00	55.40			
Relave final	98.30	294.35	37.6	4.07	2,242.77	28.16	0.10			
EVALUACIÓN CIRCUITO										
FLOTACIÓN	% Recuperación		% Carga circulante		No. CELDAS	VOLUMEN m <sup>3</sup>			Flujo m3/hr	T. FLOT MIN
	Cu%	Mo %	Cu%	Mo %		CELDA	BANCO			
Rougher	1.72	95.99	1.68	135.88	11	16.14	178	552	15	
1st. Cleaner	37.92	60.43	55.40	51.67	2	67 y 17	84	97	41	
2nd. Cleaner	25.69	65.85	26.54	65.10	1	43 y 11	43	92	22	
3th. Cleaner	18.36	40.12			1	30 y 7	30	58	25	
Total Circuit	<b>0.06</b>	<b>90.54</b>								
Conc. Ratio	<b>58.84</b>									
DISEÑO			CONDICIONES ACTUALES			CELDAS ADICIONALES				
F (m3/hr)				271				2.6		
%Mo Cabeza				1.04						
Tpo Flot Ro (min)	20			15				adic= 4		

**GRÁFICA N° 2.3**  
**DIAGRAMA DE FLUJO BALANCE METALÚRGICO CIRCUITO MOLIBDENO-BISMUTO**



## **CAPÍTULO III: TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN Y PRUEBAS METALÚRGICAS**

A continuación se presentan dos importantes trabajos realizados en el Área de Metalurgia, con el objetivo principal de optimizar el proceso.

### **3.1 OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS CELDAS ROUGHER COBRE.**

#### **3.1.1. INTRODUCCIÓN.**

Los estudios preliminares y las pruebas de confirmación para la optimización de las celdas rougher cobre fueron desarrollados para identificar las mejores condiciones de operación de las celdas.

Las evaluaciones de las condiciones de aire y nivel en las celdas rougher de cobre mostraron que se pueden obtener mejores grado de concentrado y recuperación.

Se obtuvo buena relación entre el grado de concentrado de la celda y la velocidad superficial de gas, lo cual nos sirve para seleccionar el flujo de aire que es necesario para cumplir las metas metalúrgicas de las celdas.

Este trabajo también identificó el rango óptimo para el tiempo de retención de espuma para cada celda, lo que es útil para seleccionar el nivel de espuma adecuado.

#### **3.1.2. OBJETIVO.**

Identificar las mejores condiciones de operación de las celdas de flotación para optimizar la metalurgia de las celdas rougher de cobre con mineral M1.

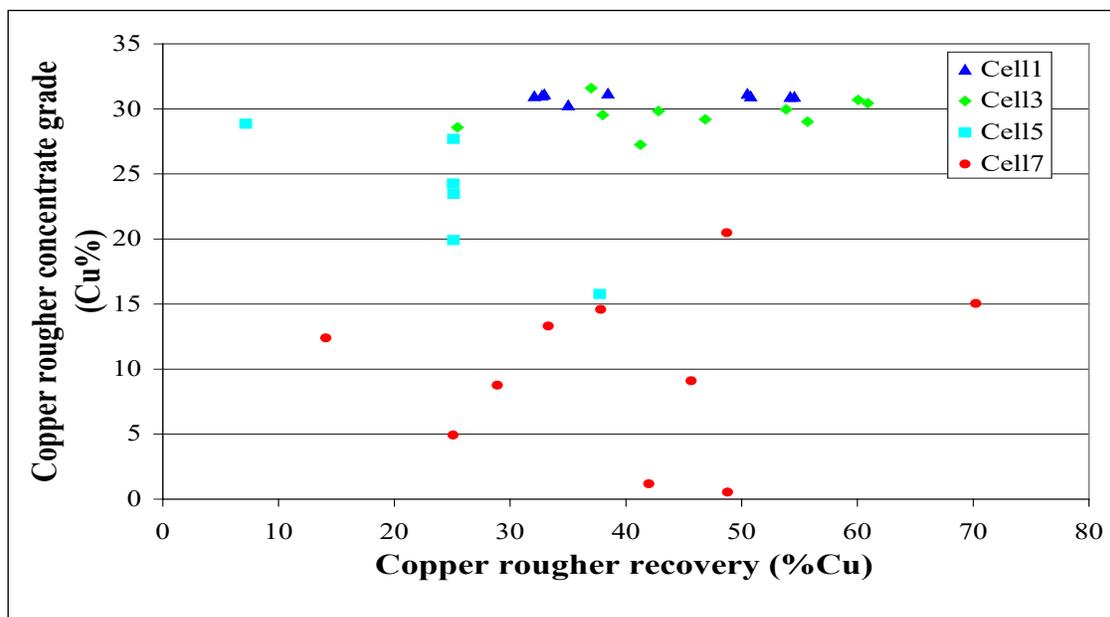
### 3.1.3. ANALISIS DE LAS PRUEBAS.

#### 1. Evaluación metalúrgica de las celdas rougher:

Con la finalidad de seleccionar las mejores condiciones de operación se realizó un estudio detallado de la performance metalúrgica de las celdas rougher de cobre.

Para esto se varió los parámetros de aire y nivel de espuma en las celdas, obteniendo diferentes grados y recuperaciones según se muestra en el gráfico 1.

**Gráfica 1.** Curva de grado vs recuperación en las celdas de los bancos rougher de cobre M1.



De la gráfica 1 se puede observar los valores óptimos de grado y recuperación para cada celda a ciertas condiciones de aire y nivel de espuma.

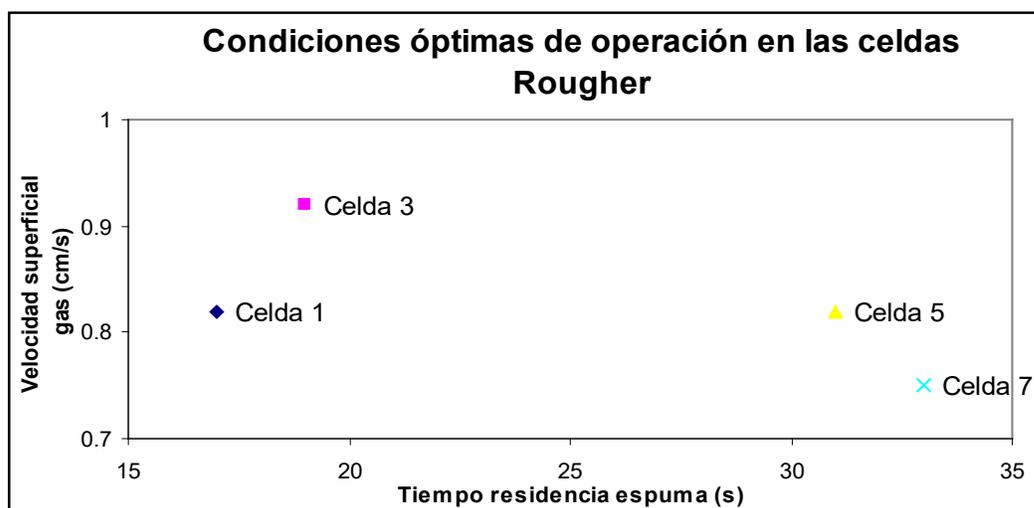
Por ejemplo en la celda 1 se obtiene grado mayor a 30 %Cu y recuperación mayor a 50% a una condición determinada de aire y nivel de espuma.

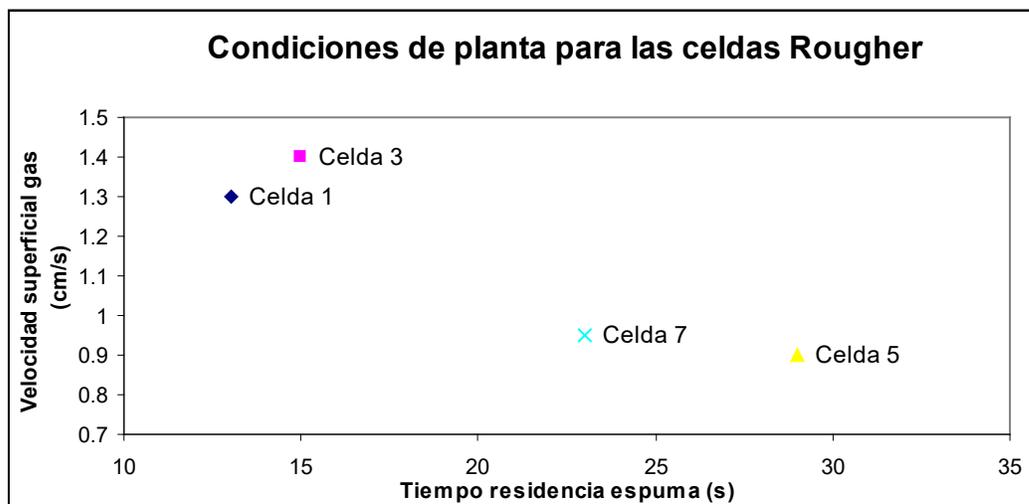
## 2. Condiciones óptimas de operación en las celdas:

El tiempo de retención de la espuma (FRT), que es el ratio del nivel de espuma y la velocidad superficial de gas (Jg), es una importante variable para la selección de nivel de espuma y flujo de aire en las celdas de flotación.

La Gráfica 2 muestra el rango óptimo de la velocidad superficial de gas y el tiempo de retención de espuma para las celdas rougher de cobre, también se compara las óptimas y las normales condiciones de nuestra operación.

**Gráfica 2.** Comparación de las condiciones óptimas y las actuales de operación en las celdas rougher de cobre M1.



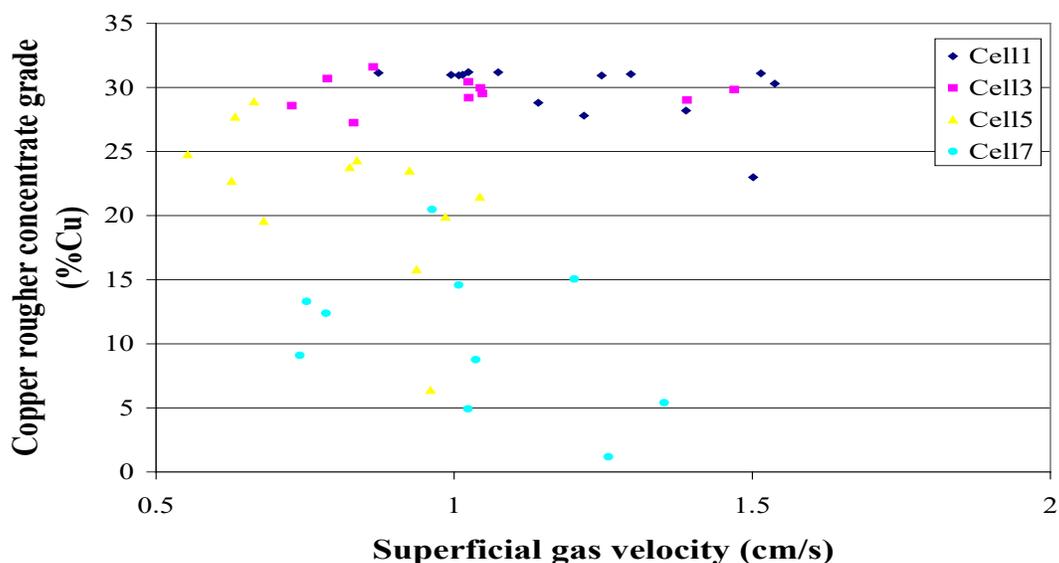


### 3. Relación del grado concentrado rougher versus velocidad superficial del gas:

La Gráfica 3 muestra la relación entre el grado de concentrado y la velocidad superficial de gas para las celdas rougher de cobre.

La dispersión de los datos fue debido a la significativa inestabilidad en el tonelaje de alimentación de mineral a la planta.

**Gráfica 3.** Relación entre la velocidad superficial de gas y el grado de concentrado de cobre para las celdas rougher de cobre M1.



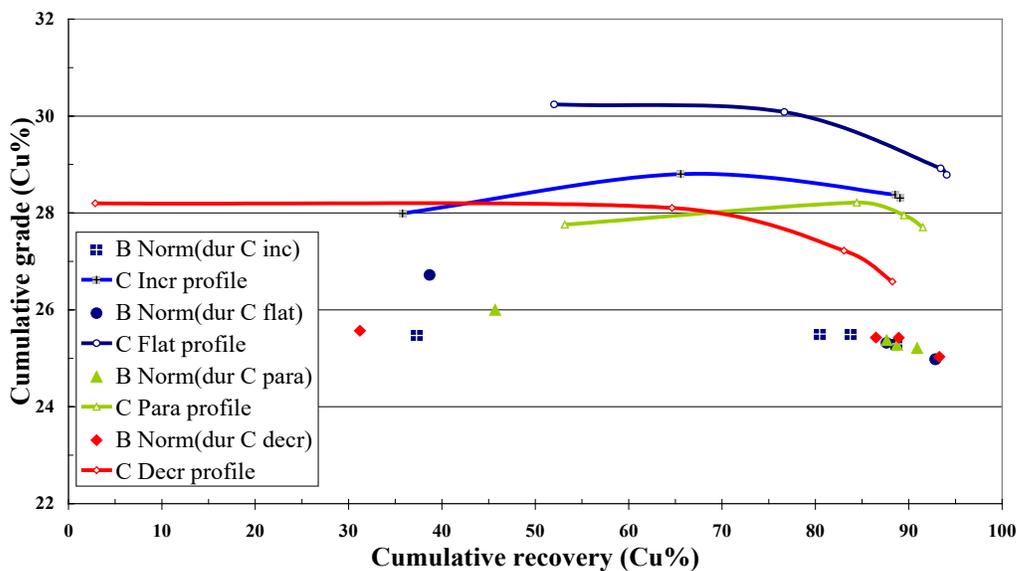
#### 4. Selección del perfil óptimo de la velocidad de gas:

Se estudiaron cuatro tipos de perfiles de la velocidad de gas, los cuales son: creciente, plano, parabólico y decreciente.

La Gráfica 4 muestra los resultados de los perfiles de la velocidad de gas para las celdas rougher de cobre M1.

Como se muestra en la Gráfica 4, es evidente que un perfil plano (pruebas preliminares) de la velocidad de gas dio mejores resultados metalúrgicos para las celdas rougher de cobre.

**Gráfica 4.** Comparación metalúrgica de los diferentes perfiles estudiados en la línea C con el perfil de operaciones normales de la línea B del banco rougher de cobre M1.



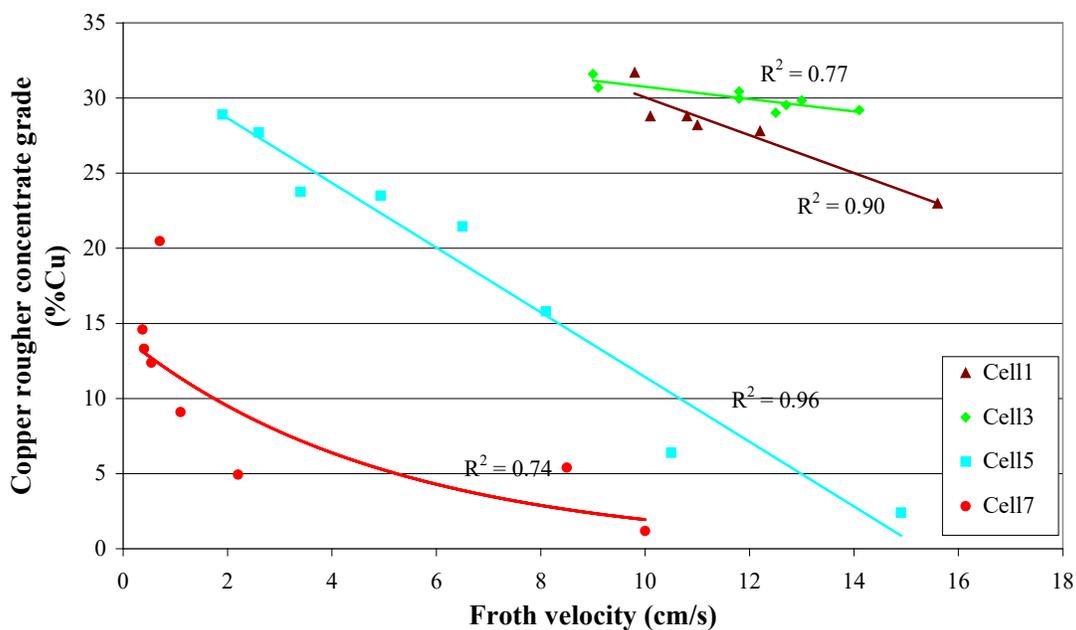
#### 5. Control y Medición de la burbuja en la espuma:

El sistema Metso Visiofroth fue usado para medir la estabilidad, el color, la velocidad, el tamaño de la burbuja en la espuma.

De todos estos parámetros, solamente la velocidad de la espuma será analizado en este reporte, ya que las pruebas han mostrado la buena correlatividad entre la velocidad de la espuma y la metalurgia.

La Gráfica 5 muestra la relación entre el grado de concentrado y la velocidad de espuma para el mineral M1.

**Gráfica 5.** Relación entre el grado de cobre y la velocidad de espuma en el banco rougher de cobre M1.



### 3.1.4. RESULTADOS.

1. De las evaluaciones metalúrgicas preliminares y de confirmación se obtienen los siguientes resultados de condiciones óptimas de aire y nivel de espuma (tabla 1).

**Tabla 1:** Condiciones óptimas de aire y nivel de espuma.

Celda	Aire (m <sup>3</sup> /min)	Nivel espuma (mm)
1	24	190
2	24	200
3	25	200
4	23	270
5	22	270
6	22	260
7	22	260

Como se observa en la tabla 1, el aire tiene un perfil plano a parabólico y el nivel de espuma un perfil creciente hasta el tercer banco, disminuyendo ligeramente en el último.

2. Comparación de grado y recuperación en el rougher de cobre de las condiciones óptimas y de planta con respecto al aire y nivel de espuma, estos resultados son de la etapa preliminar y de confirmación de las pruebas.

**Tabla 2** Comparación de grado y recuperación entre las condiciones óptimas y condiciones actuales

Etapa	Condiciones óptimas de prueba		Condiciones Planta	
	Grado Cu %	Recup Cu %	Grado Cu %	Recup Cu %
Preliminar	25.4	94.1	25.5	92.8
Confirmación	20.5	89.5	19.3	88.6

3. Resultados comparativos antes y después de la implementación recomendada, estos datos fueron obtenidos de los balances diarios.

**Tabla 3:** Resultados comparativos obtenidos con datos de balances diarios

Antes		Después	
Recup Cu	%Cu	Recup Cu	%Cu
<b>90.37</b>	<b>27.61</b>	<b>91.37</b>	<b>28.49</b>

En esta tabla 3 se puede ver la mejora de grado y recuperación que se obtiene una vez implementada las condiciones óptimas de aire y nivel.

### 3.1.5. CONCLUSIONES.

- Existe una buena relación entre el grado de concentrado de la celda y la velocidad superficial de gas.
- Esto nos sirvió para seleccionar el flujo de aire que es necesario para obtener las metas metalúrgicas de la celda, además se identificó el rango óptimo del tiempo de retención de cada celda rougher (nivel de espuma).
- Los estudios preliminares, confirmación y de implementación de operación de las celdas mostraron que un perfil plano a ligeramente parabólico de velocidad de gas (flujo de aire) con un incremento del perfil del nivel de espuma dio el mejor resultado metalúrgico, este perfil resultó en un incremento de 1.0% en la recuperación de cobre y aproximadamente un incremento de 1.5% en el grado de cobre para el rougher cobre.
- Por los estudios de la hidrodinámica y mezcla de las celdas se concluye que existe un alto volumen muerto y una dispersión axial en los bancos del rougher de cobre, lo que indica una inapropiada mezcla de la pulpa en las celdas y la no efectiva utilización de la capacidad de la celda.
- Estudios con el sistema de vigilancia Metso Visiofroth mostraron una buena relación en el grado de concentrado y la velocidad de espuma para los bancos rougher de cobre, esto sugiere que la velocidad de espuma puede ser usada como un parámetro de control de las celdas de flotación.
- Según los resultados de la etapa de implementación (tabla 3), se obtiene mejor recuperación y grado de cobre en 1.0% y 0.9% respectivamente, estos datos son obtenidos a partir de los balances diarios.

### 3.1.6. RECOMENDACIONES.

- Según los resultados de las pruebas preliminares, confirmación y de implementación, se obtiene una mejora en la metalurgia operando con perfiles de aire y nivel de espuma como se indican en la tabla 1, por lo tanto se recomienda trabajar bajo estas condiciones.
- Cabe indicar que los valores de estos perfiles obtenidos en las pruebas sólo me indican una tendencia con la que se debe operar las celdas rougher, el cual puede variar en números pero siempre manteniendo la tendencia de los perfiles.
- Los sensores de velocidad de gas de McGill nos servirán más adelante para establecer la relación entre el grado del flujo de aire y la velocidad superficial de gas en cada celda rougher.
- Un sistema de vigilancia de espuma en el circuito rougher de cobre permitirá a los operadores de la planta alcanzar mayor rapidez y eficacia en el control de los grados de concentrado que lo que se podría obtener con un control manual, especialmente cuando la variación en la alimentación de la planta es muy alta.
- Instalar deflectores (baffles) en las primeras celdas del banco rougher de cobre para mejorar la hidrodinámica y la mezcla de la pulpa., esto optimizará la utilización de la capacidad instalada en las celdas.

### 3.2. PRUEBA DE REACTIVOS PARA INCREMENTAR LA RECUPERACIÓN DE MOLIBDENO EN EL CIRCUITO BULK.

#### 3.2.1. OBJETIVO.

Incrementar la recuperación de molibdeno total (en la flotación bulk y separación), sin perjudicar el grado y la recuperación del cobre.

#### 3.2.2. ANTECEDENTES.

En la tabla No 1 observamos que la recuperación de Molibdeno en el circuito bulk alcanza 53% con calidad de  $>0.40\%$  Mo; en el circuito de separación la recuperación alcanza 76% con calidad de 51.73; la recuperación global en promedio de la campaña resultó en 27%. El reactivo propuesto deberá superar el 80% de recuperación en el bulk, 90% en el circuito de separación y 70% en total.

**Tabla No 1**  
**Resultados de Planta Concentradora**

Campaña	Mill Feed			Cu Conc			Conc Mo		Rec de Mo		
	dmt	% Cu	% Mo	dmt	%Cu	% Mo	dmt	% Mo	Global	Bulk	Sep
2004-2-M1-1	243483	1.35	0.023	10139	27.9	0.19				34.9	
2004-9-M1-2	1477725	1.49	0.032	72670	27.3	0.42	245	50.21	26.0	64.0	67.5
2004-11-M1-3	410754	1.07	0.018	13414	29.4	0.28				49.4	
2004-17-M1-4	110854	1.37	0.033	4818	28.0	0.51	132	52.59		67.0	91.6
2004-25-M1-5	1718239	1.43	0.035	80371	27.8	0.45	356	52.71	30.8	59.9	76.8
2004-31-M1-6	170240	1.49	0.032	7966	28.7	0.30				43.8	
2004-36-M1-7	1476735	1.36	0.054	75280	28.3	0.58	401	53.00	26.5	54.4	72.5
2004-38-M1-8	112834	1.20	0.028	4388	27.1	0.37	16.2	50.79	26.1	51.3	76.1
2004-40-M1-9	2060699	1.46	0.041	95511	26.7	0.43	430	51.04	26.3	49.6	68.5

#### 1. Mineral de Cabeza:

**Tabla No 2**  
**Ensayo Químico**

Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Bi PPM	Mo %	CuOx_CN %	CuOx_AC %
1.39	0.01	0.17	8.22	17	0.043	0.14	0.01

Ley de cabeza típico de Mineral M1.

## 2. Especies Mineralógicas:

La especies más importantes encontradas en la muestra son calcopirita, esfalerita, marcasita, molibdenita y gangas.

La **calcopirita** (cp), generalmente se encuentra como partículas libres. También en crecimientos de geometría simple con gangas, marcasita o esfalerita. Como finas diseminaciones o motas en esfalerita.

La **esfalerita** (ef), se encuentra como partículas libres, en crecimientos de geometría simple o con motas de calcopirita y en crecimientos de geometría simple con ganga.

Los sulfuros secundarios de Cu (SFsCu), se encuentran rodeando playas de calcopirita.

La **marcasita** (mc), generalmente se encuentra como partículas libres. También en crecimientos de geometría simple con calcopirita y gangas, menos frecuente con esfalerita.

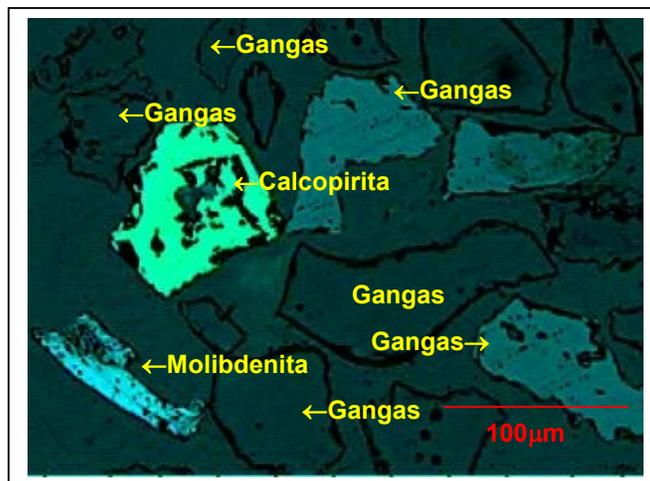
La magnetita (mt), generalmente se encuentra como partículas libres.

La **molibdenita** (mb), generalmente se encuentra como partículas libres. Menos frecuente como cristales listonados dentro de gangas.

Las **gangas** (GGs), generalmente se encuentran como partículas libres. Menos frecuente con playas de calcopirita, esfalerita, marcasita y sulfuros secundarios de cobre.

**Figura N° 1**

### **Especies Mineralógicas del Mineral en prueba**



### 3.2.3. ANÁLISIS DE LAS PRUEBAS.

#### 1. Análisis de Molienda:

Para determinar el grado de molienda para este tipo de mineral, M1, se realizaron pruebas de moliendabilidad en función del tiempo. Los resultados se muestran en la tabla No 3.

**Tabla No 3**  
**Tamaño de Partícula Vs Tiempo de Molienda**

Tamaño		Molienda 0 min		Molienda 12 min		Molienda 14 min		Molienda 15 min	
malla	micron	%	Passing	%	Passing	%	Passing	%	Passing
m70	210	49.7	50.3	1.8	98.2	1.1	98.9	0.8	99.2
m100	150	6.7	43.5	6.0	92.2	4.4	94.5	3.7	95.5
m150	106	6.7	36.8	16.4	75.7	13.8	80.7	13.5	82.0
m200	75	5.6	31.2	10.9	64.8	11.8	68.9	11.1	70.9
m270	53	5.9	25.3	14.1	50.7	15.1	53.8	15.6	55.3
m325	44	1.6	23.7	3.2	47.5	3.6	50.2	3.9	51.4
m400	37	2.5	21.2	6.0	41.5	5.9	44.3	6.3	45.2
-m400		21.2		41.5		44.3		45.2	
total:		100.0		100.0		100.0		100.0	
	<b>D80</b>		<b>600</b>		<b>117</b>		<b>108</b>		<b>100</b>
	<b>D50</b>		<b>209</b>		<b>51</b>		<b>44</b>		<b>43</b>

#### 2. Grado de Liberación:

En los párrafos siguientes se determinará el grado de liberación del cobre y molibdeno, también analizaremos los mixtos dobles y triples para su posible liberación con remolienda.

**Tabla No 4**

##### 1.- Peso retenido por mallas equivalente (no incluye -m400)

malla	% peso	% peso equ	% peso
m70	1.8	1.80	3.08
m100	6.0	6.00	10.27
m150	16.4	16.40	28.08
m200	10.9	10.90	18.66
m270	14.1	14.10	24.14
m325	3.2	3.20	5.48
m400	6.0	6.00	10.27
-m400	41.6		
	<b>100.00</b>	<b>58.40</b>	<b>100.00</b>

Se quita el peso de la -m400 y se corrige los pesos distribuidos.

Tabla No 5

## 2.- Grado de Liberación Total de las Especies Mineralógicas

mall	% peso	cp	ef1	mb	mc	GGs
m70	3.08	81.6	64.0	100.0	94.0	99.2
m100	10.27	97.1	100.0	100.0	99.2	99.9
m150	28.08	93.3	100.0	100.0	98.3	99.7
m200	18.66	97.0	67.4	100.0	99.0	99.8
m270	24.14	92.6	100.0	100.0	100.0	99.9
m325	5.48	93.5	81.3	100.0	98.0	99.9
m400	10.27	100.0	80.2	100.0	100.0	99.9
<b>Grado de Liberación:</b>		<b>94.6</b>	<b>89.7</b>	<b>100.0</b>	<b>99.0</b>	<b>99.8</b>

El grado de liberación óptimo es >75%, por lo tanto todas las especies se encuentran libres

Tabla No 6

## 3.- Distribución en Volumen de Especies Mineralógicas

mall	% peso	cp	ef1	mb	mc	GGs
m70	3.08	1.30	0.10	0.25	8	90.3
m100	10.27	3.45	0.20	0.75	10.45	84.95
m150	28.08	3.80	0.01	0.15	8.25	87.35
m200	18.66	3.85	0.25	0.2	8.75	86.95
m270	24.14	4.15	0.40	0.15	10.15	85
m325	5.48	4.40	0.45	0.55	8.25	85.45
m400	10.27	4.70	0.25	0.35	7.4	86.4
		<b>3.91</b>	<b>0.22</b>	<b>0.27</b>	<b>8.93</b>	<b>86.35</b>

El mineral con mayor volumen en la muestra son GGs, mc, cp, mb y ef1, consecutivamente

Tabla No 7

## 4.- Distribución Mineralógica en Peso

Nombre	Especie	Formula	Sp-gr	% volumen	factor	%peso
Calcolpirita	cp	CuSF <sub>2</sub>	4.20	3.91	16.41	5.55
Esfalerita	ef1	(ZnFe)S	4.00	0.22	0.88	0.30
Molibdenita	mb	MoS <sub>2</sub>	4.75	0.27	1.27	0.43
Marcasita	mc	FeS <sub>2</sub>	4.90	8.93	43.77	14.81
Gangas	GGs		2.70	86.35	233.15	78.91
			<b>2.95</b>	<b>99.68</b>	<b>295.47</b>	<b>100.00</b>

Las Gangas tiene mayor peso seguido de la marcasita

La molienda deberá tener P80=150 micrones para alcanzar grado de liberación >85 para el cobre y >90 para molibdeno.

### 3. Cinética de Flotación:

Para identificar el reactivo específico para recuperar Molibdeno utilizaremos el siguiente modelo:

$$R = RI[1 - \text{Exp}(-K(t + \theta))]$$

Siendo:

- Ri : Recuperación máxima posible.  
 K : Velocidad de Flotación.  
 Theta : Factor de corrección.

De la siguiente tabla No 8, se infiere lo siguiente: el reactivo Ap-3302 incrementa la velocidad de flotación en 5 puntos respecto al estándar (Fuel Oil), en la recuperación máxima se nota también un incremento de 6 puntos. El otro reactivo que merece atención es el CT-222 que incrementa la velocidad en 6 puntos y la recuperación máxima se mantiene.

**Tabla No 8**  
**Resumen Pruebas de Cinética**

<b>Cinetica del Molibdeno</b>				
	RI	Kx10 <sup>4</sup>	T <sub>opt</sub> (seg)	Recp
<b>Fuel Oil</b>	<b>91.45</b>	<b>14.60</b>	<b>180</b>	<b>86.15</b>
SF-323	89.54	15.94	180	85.54
Ar-404	91.66	16.49	180	87.98
<b>Ap-3302</b>	<b>96.89</b>	<b>19.30</b>	<b>180</b>	<b>94.64</b>
MC-340	95.54	18.49	180	92.95
MC-337	94.34	17.87	180	91.45
CT-246	92.25	15.48	180	87.73
<b>CT-222</b>	<b>91.07</b>	<b>20.94</b>	<b>180</b>	<b>89.54</b>

<b>Cinetica del Cobre</b>				
	RI	Kx10 <sup>4</sup>	T <sub>opt</sub> (seg)	Recp
Fuel Oil	95.21	19.26	180	92.98
SF-323	95.40	20.53	180	93.66
Ar-404	95.69	18.12	180	92.89
Ap-3302	96.31	18.71	180	93.80
MC-340	96.43	18.85	180	93.98
MC-337	96.20	17.76	180	93.19
CT-246	96.41	18.08	180	93.57
CT-222	95.38	23.46	180	94.40

Respecto a la Flotación del Cobre ambos reactivos no perjudican en la recuperación y el grado del cobre en el bulk se mantiene con el Ap-3302, pero con CT 222 el grado del cobre baja hasta 2 puntos.

#### 4. Prueba de Flotación en laboratorio:

Se realizaron 4 pruebas en ciclo cerrado para comparar su efecto de la dosificación de reactivos (prueba) en planta concentradora, y 2 pruebas de confirmación. Se sumo al conjunto de pruebas el reactivo Mc-Pac con la finalidad de uniformizar reactivos para diferentes tipos de mineral. En la tabla No 9 se muestra el resumen de dosificación de reactivos, el pH no tiene variación significativa, la dosificación de PAX y Cianuro se mantuvo constantes en las pruebas 01, 02, 03 y 04. En la prueba 05 y 06 la dosificación de Cianuro se bajo en la molienda para evitar la depresión del Molibdeno por cianuro de sodio, también se reemplazó el PAX en el Cl Scv.

**Tabla N° 9**  
**Resumen Dosificación de Reactivos**

	LCT-STD	LCT-02	LCT-03	LCT-04	LCT-05	LCT-06
<b><u>Molienda</u></b>						
P80	120 $\mu$	120 $\mu$	120 $\mu$	120 $\mu$	150 $\mu$	150 $\mu$
pH	10.8	10.5	10.8	10.8	10.8	10.8
NaCN	15	15	15	15	12.5	12.5
Colec Sec	Fuel Oil	Mc Pac	Ap-3302	Ct-222	Mc Pac	Ap-3302
	2.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5
<b><u>Rougher Bk</u></b>						
pH	10.8	10.5	10.8	10.8	11.0	11.0
PAX	5	3.5	3.5	3.5	3.0	3.0
<b><u>Cl Scv Bk</u></b>						

pH	10.9	10.8	10.9	10.9	11.1	11.1
NaCN	2	2	2	2	1.5	1.5
PAX	1.0	0.8	0.8	0.8	0	0
Colec Sec	Fuel Oil	Mc Pac	Ap-3302	Ct-222	Mc Pac	Ap-3302
	0	0	0	0	1	1
<b><u>Cleaner's</u></b>						
pH	11.0	10.8	11.0	11.0	11.2	11.2

En los siguientes cuadros mostramos los resultados de cada prueba en ciclo cerrado y el balance metalúrgico.

**Tabla N° 10**  
**Resultados de Prueba de Flotación Ciclo Cerrado**

Test	Reactivo	Ensayes, %		Recuperación, %	
		Cu	Mo	Cu	Mo
LCT-STD	Fuel Oil	26.59	0.711	94.0	84.42
LCT-02	Mc-Pac	28.60	0.773	96.6	90.70
LCT-03	Ap-3302	28.78	0.809	96.7	91.54
LCT-04	Ct-222	27.94	0.779	96.8	93.94
LCT-05	Mc-Pac	26.96	0.810	96.3	97.00
LCT-06	Ap-3302	27.57	0.803	97.0	91.82

En estas pruebas observamos que el Ap-3302 y MC PAC superan a la recuperación de Fuel Oil. El reactivo Ct-222 se descarta por presentar espumación excesiva.

## 5. Pruebas En Planta Concentradora Circuito Bulk.

### 5.1 Prueba en Planta del Aero Promotor AP-3302.

#### Seguimiento:

Las pruebas en planta se comenzaron manteniendo las condiciones actuales de operación, y dosificando 2 g/ton al ingreso de los molinos de bolas y 1 g/ton en la cabeza cleaner scavenger. Después de dos horas el molibdeno comenzó a reportarse en el concentrado bulk y consecuentemente el relave de molibdeno comenzó a bajar. La dosificación en los molinos se incrementado hasta alcanzar el equilibrio de 4 g/ton. Durante la operación con el reactivo no se ha tenido problemas en la espumas del rougher ni los espesadores que comúnmente ocurre con el Fuel Oil.

**Tabla No 11**  
**Seguimiento del Reactivo Ap 3302**

#### 02 setiembre 04

Hora	7:00 AM		11:00 AM		3:00 PM		6:00 PM	
NACN	3.6		4.5		6.2		7.5	
PAX	37		15.1		13.9		13	
H-508	9.1		7.5		8.7		8.4	
MIBC	12.6		23.8		13.5		9.6	
AP-3302 Feed Ball Mill	0		1		2		4	
AP-3302 Cab Cl Scv	0		1		1		1	
Ensayes	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo
Feed - Ro . Cu	1.00	0.045	1.03	0.042	1.53	0.050	1.02	0.0370
Conc - Ro. Cu	23.72	0.362	24.55	0.964	23.2	0.684	19.33	0.7600
Tail - Ro. Cu	0.06	0.013	0.05	0.006	0.06	0.010	0.09	0.0070
Tail - Scav . Cu	0.59	0.052	0.45	0.060	0.65	0.068	1.33	0.1240
Tail . Ro . Zn. Cu	0.04	0.014	0.03	0.005	0.05	0.008	0.08	0.0060
Conc.1er.Cl.. Cu	28.92	0.450	29.82	0.644	27.95	0.540	29.21	0.6120
Conc.2do.Cl. Cu	27.70	3.892	16.84	12.480	16.14	6.036	17.94	4.5360

#### 06 setiembre 04

Hora	11:00 AM		2:00 PM		5:00 PM	
NACN	12.5		12.9		13.3	
PAX	18.7		19.2		24.4	
H-508	3.2		3.3		3.3	
MIBC	5.8		6.3		8.1	
AP-3302 Feed Ball Mill	1		3		5	
AP-3302 Cab Cl Scv	1		1		1	
Ensayes	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo
Feed - Ro . Cu	0.88	0.015	1.14	0.014	1.52	0.0180
Conc - Ro. Cu	22.59	0.102	22.68	0.069	22.43	0.0630
Tail - Ro. Cu	0.09	0.007	0.11	0.005	0.12	0.0050
Tail - Scav . Cu	1.5	0.244	1.12	0.093	0.96	0.0980
Tail . Ro . Zn. Cu	0.11	0.006	0.1	0.006	0.1	0.0070
Conc.1er.Cl.. Cu	28.83	0.276	28.45	0.300	28.64	0.0600
Conc.2do.Cl. Cu	27.59	0.594	25.71	0.996	26.31	0.1150

En la Tabla N° 12 observamos el efecto del Ap 3302 sobre al concentración del molibdeno con cabeza alta es bueno. El molibdeno se reporta mayoritariamente en la segunda limpieza bajando el grado del concentrado de cobre.

**Tabla N° 12**  
**Análisis de las Muestras Especiales**

Reactivo	Fecha	Mineral	Cab		Concentrado		Recuperación	
		TPH	% Cu	% Mo	% Cu	% Mo	Cu	Mo
Ap 3302	2/9/2004 11am	3516	0.8	0.041	26.8	3.0	95.1	85.5
	2/9/2004 3pm	3524	1.4	0.055	26.7	1.3	97.2	84.2
	2/9/2004 7pm	3843	1.4	0.037	27.0	1.0	94.4	81.7
	2/9/2004 11pm	3729	0.8	0.052	28.2	0.6	88.3	85.8
	3/9/2004 3am	3968	0.7	0.055	29.5	0.7	93.3	81.2
	3/9/2004 7am	4297	0.8	0.058	27.0	2.7	96.2	84.8
Fuel Oil	3/9/2004 11am	4571	1.1	0.046	27.5	1.9	96.6	85.1
	3/9/2004 3pm	4865	1.2	0.039	29.8	0.6	93.4	70.7
	3/9/2004 7pm	4607	0.8	0.041	27.5	0.9	85.6	66.8
	3/9/2004 11pm	4586	1.5	0.043	27.7	0.5	92.4	71.7
	4/9/2004 3am	4603	1.3	0.048	28.8	0.7	92.8	55.9
	4/9/2004 7am	4821	1.2	0.035	26.4	0.7	92.9	72.4
Fuel Oil	4/9/2004 11am	4894	1.5	0.033	28.5	0.6	94.9	76.7
	4/9/2004 3pm	4784	1.8	0.040	28.4	1.5	94.1	82.9
	4/9/2004 7pm	5002	1.6	0.027	29.9	0.1	88.3	56.6
	4/9/2004 11pm	5004	1.3	0.023	26.1	0.8	92.7	74.4
	5/9/2004 3am	5015	1.0	0.012	25.9	0.8	89.3	58.7
	5/9/2004 7am	4997	1.0	0.013	28.6	0.1	93.2	63.8
Fuel Oil	5/9/2004 11am	5054	0.9	0.016	27.7	0.2	92.5	76.3
	5/9/2004 3pm	5058	1.0	0.009	27.9	0.2	94.0	67.5
	5/9/2004 7pm	5095	1.1	0.013	28.6	0.3	95.5	55.1
	5/9/2004 11pm	5221	1.0	0.013	26.5	0.3	93.0	24.0
	6/9/2004 3am	5273	1.0	0.004	28.0	0.3	92.9	50.3
	6/9/2004 7am	5296	0.9	0.008	27.5	0.3	91.0	63.2
Ap 3302	6/9/2004 11am	5301	1.0	0.012	28.5	0.2	91.1	76.0
	6/9/2004 3pm	5382	1.2	0.012	27.7	0.4	90.2	67.3
	6/9/2004 7pm	5329	1.3	0.015	27.8	0.3	90.8	74.3
	6/9/2004 11pm	5303	1.2	0.018	29.1	0.3	88.9	84.1
	7/9/2004 3am	4584	1.2	0.018	26.4	0.5	92.6	78.4
	7/9/2004 7am	3623	1.1	0.029	28.8	0.6	93.1	83.4
Fuel Oil	7/9/2004 11am	3502	1.4	0.031	28.8	0.2	93.8	79.9
	7/9/2004 3pm	4160	0.9	0.018	27.5	0.5	92.6	67.5
	7/9/2004 7pm	4592	1.1	0.023	25.7	1.3	92.3	48.3
	7/9/2004 11pm	4415	1.1	0.031	28.2	0.5	91.9	66.1
	8/9/2004 3am	4356	1.1	0.042	27.1	2.3	92.9	74.2
	8/9/2004 7am	4250	1.5	0.057	28.4	0.8	93.5	81.8
Ap 3302	8/9/2004 11am	4191	1.2	0.041	26.3	0.8	94.5	79.0
	8/9/2004 3pm	4649	2.1	0.040	24.4	0.6	94.3	78.8
	8/9/2004 7pm	4791	2.2	0.053	25.8	0.5	95.4	70.4
	8/9/2004 11pm	4726	1.5	0.088	28.1	0.6	95.5	73.7
	9/9/2004 3am	4270	1.6	0.056	27.0	2.4	95.9	75.4
	9/9/2004 7am	4066	1.7	0.059	27.7	1.2	94.3	80.5
Fuel Oil	9/9/2004 11am	4090	1.3	0.040	28.0	0.9	94.6	88.0
	9/9/2004 3pm	4421	1.4	0.047	28.9	0.3	94.5	84.9
	9/9/2004 7pm	4552	1.4	0.052	27.6	0.8	93.7	78.1
	9/9/2004 11pm	4291	1.5	0.052	30.0	0.5	93.8	69.7
	10/9/2004 3am	3449	1.0	0.059	26.9	1.1	92.6	59.0
	10/9/2004 7am	3547	1.3	0.071	29.2	1.9	95.4	71.2

### 3.2.4. ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE RESULTADOS.

#### 1. Análisis del Contenido Metálico en la Cabeza (TPH\*%Mo/100)

Source	DF	SS	MS	F	P
Factor	1	2.065	2.065	3.60	0.064
Error	46	26.362	0.573		
Total	47	28.427			

S = 0.7570    R-Sq = 7.26%    R-Sq(adj) = 5.25%

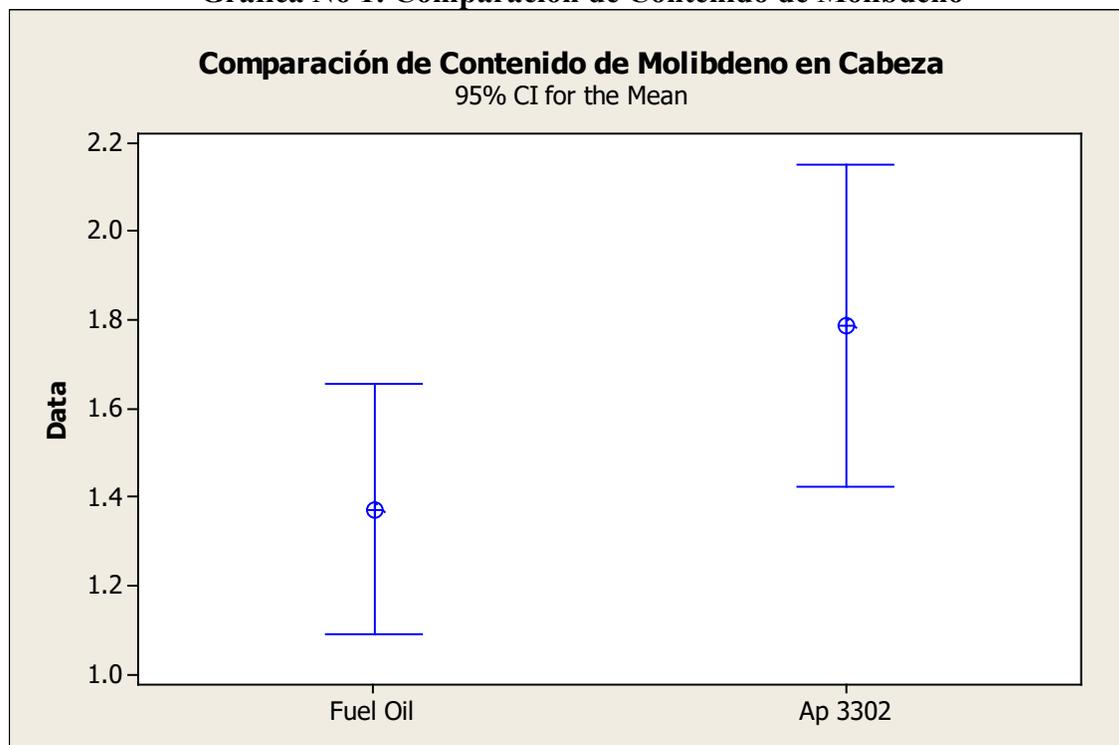
Level	N	Mean	StDev
1	26	1.3728	0.6984
2	22	1.7890	0.8214

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Pooled StDev = 0.7570

El contenido de molibdeno en la cabeza son iguales para el Fuel Oil y Ap 3302 la recuperación del molibdeno dependerá del tipo de reactivo.

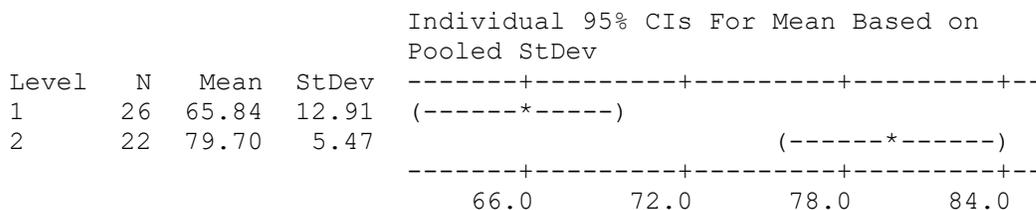
**Grafica No 1: Comparación de Contenido de Molibdeno**



## 2. Análisis en la Recuperación de Molibdeno

Source	DF	SS	MS	F	P
Factor	1	2288	2288	21.94	0.000
Error	46	4798	104		
Total	47	7087			

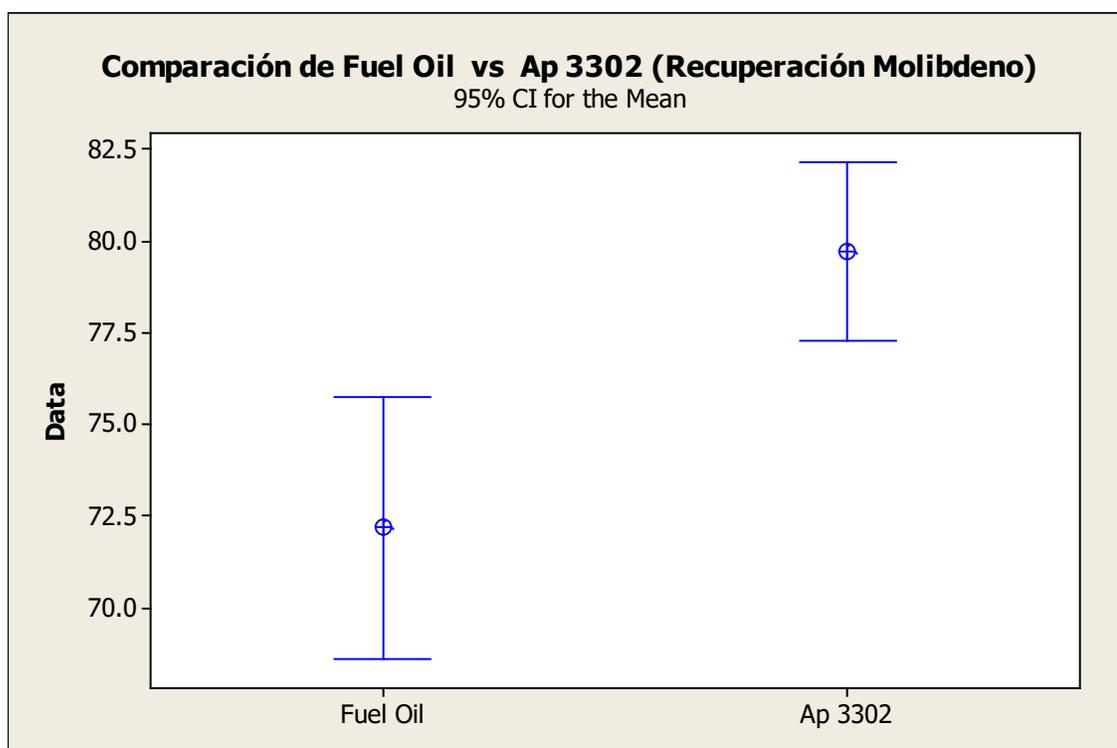
S = 10.21    R-Sq = 32.29%    R-Sq(adj) = 30.82%



Pooled StDev = 10.21

La dosificación del Ap-3302 es significativo para mejorar la recuperación de molibdeno en el Bulk, este reactivo ofrece +14% sobre el Fuel Oil.

**Grafica No 2: Comparación de Recuperaciones**



### 3. Analisis en la Recuperación de Cobre

Source	DF	SS	MS	F	P
Factor	1	6.58	6.58	1.24	0.271
Error	46	244.01	5.30		
Total	47	250.60			

S = 2.303    R-Sq = 2.63%    R-Sq(adj) = 0.51%

Individual 95% CIs For Mean Based on Pooled StDev

Level	N	Mean	StDev
1	26	92.738	2.265
2	22	93.482	2.347

Pooled StDev = 2.303

La recuperación de cobre no mejora ni empeora con el Ap-3302.

### 3.2.5. BALANCE METALÚRGICO.

El balance metalúrgico que presentamos es con el reactivo Ap 3302 en condiciones de equilibrio (6 g/ton total), porque es el que ofrece mejoras en la recuperación de molibdeno.

**Tabla No 13**

#### Condiciones de Muestreo

Puntos Adición	gr/tn
NACN	11.2
PAX	7.5
H-508	6
MIBC	14.2
ZnSO <sub>4</sub>	38.5
pH	10.8
AP-3302 Feed Ball Mill	4
AP-3302 Cab CI Scv	2

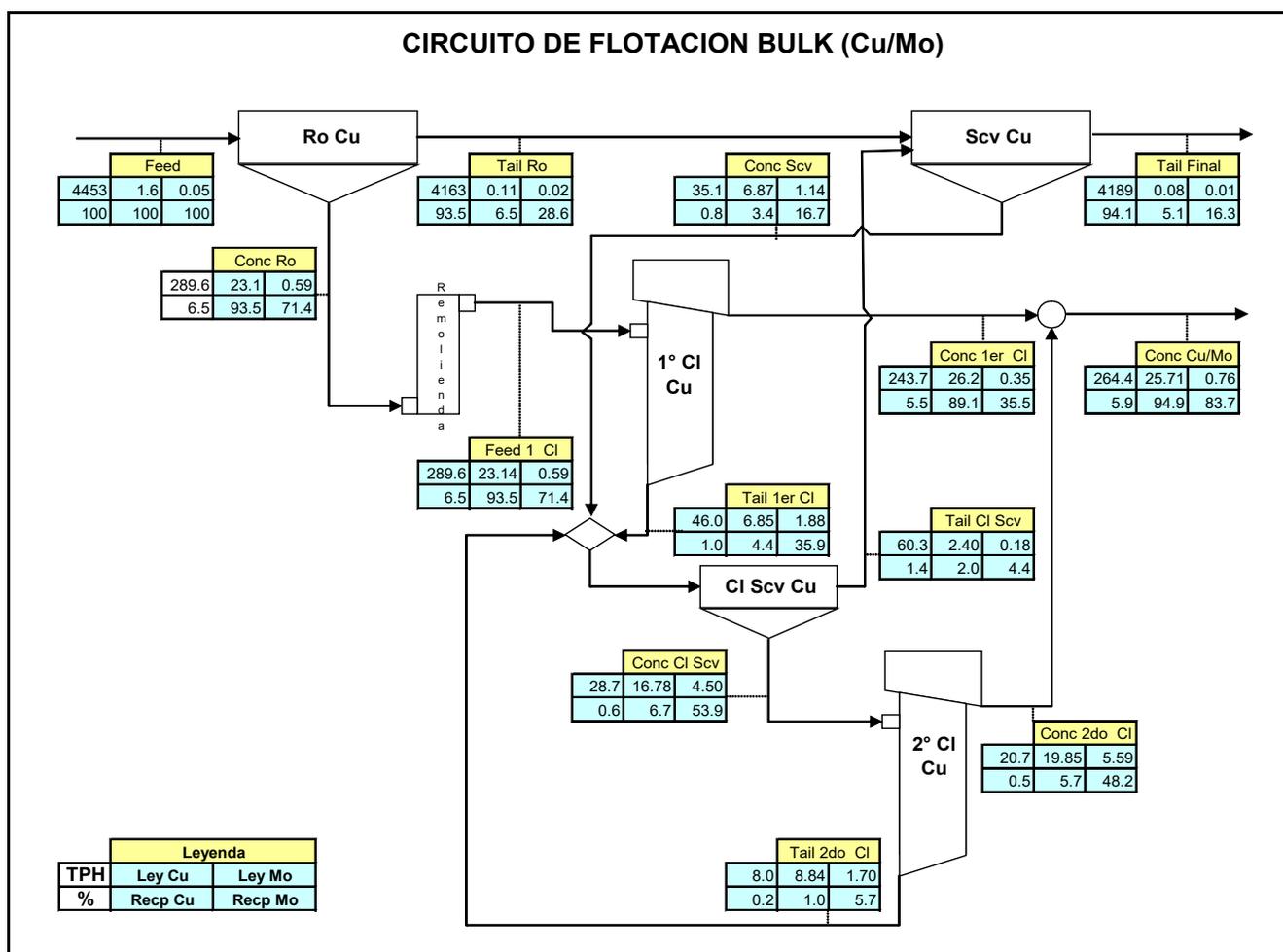
El circuito de flotación bulk Cu/Mo, opero bajos las condiciones de los reactivos mostrados en la tabla N° 13, la flotación rougher se extendió hasta el rougher de zinc (llamado en este balance Scv) para continuar recuperando cobre y molibdeno, el relave de la primera limpieza se desvió al cleaner scavenger (ver diagrama No 1).

**Tabla N° 14**  
**Cuadro de Balance Metalúrgico**

Flujo	Peso		Ensaye		Recuperacion, %	
	TMSPH	%	% Cu	Mo	Cu	Mo
Feed General	4453.0	100.0	1.61	0.054	100.0	100.0
Conc Ro	289.6	6.5	23.14	0.592	93.5	71.4
Tail Ro	4163.4	93.5	0.11	0.017	6.5	28.6
Conc Scv	35.1	0.8	6.86	1.145	3.4	16.7
Tail Scv	4188.6	94.1	0.09	0.009	5.1	16.3
Conc CI 01	243.7	5.5	<b>26.21</b>	<b>0.350</b>	<b>89.1</b>	<b>35.5</b>
Tail CI 01	46.0	1.0	6.85	1.876	4.4	35.9
Conc CI Scv	28.7	0.6	16.78	4.505	6.7	53.9
Tail CI Scv	60.3	1.4	2.40	0.176	2.0	4.4
Conc CI 02	20.7	0.5	<b>19.85</b>	<b>5.593</b>	<b>5.7</b>	<b>48.2</b>
Tail CI 02	8.0	0.2	8.84	1.696	1.0	5.7
Conc Bulk	264.4	5.9	<b>25.71</b>	<b>0.760</b>	<b>94.9</b>	<b>83.7</b>

En el balance apreciamos que la primera limpieza recupera solamente el 50% de Mo que ingresa a esta etapa, esto por la mayor cinética del cobre respecto al molibdeno y por el agua de lavado, pero la segunda limpieza recupera el 89% del molibdeno que ingresa, la cinética de flotación se invierte. Por lo que se sugiere incrementar la dosificación de Ap 3302 en el Scavenger.

**Diagrama No 1**  
**Circuito de Flotación Bulk**



### 3.2.6. CONCLUSIONES.

- El mineral M1 está constituido principalmente de Calcopirita, Esfalerita, Molibdenita, Marcasita y Gangas Insolubles. El mixto más importante es cp/GGs alcanzando su valor a 4.32%.
- En la molienda con P80=150 micrones el grado de liberación resulta en >85 para cobre y >90 para molibdeno.
- En las pruebas de cinética de los 7 reactivos estudiados, se identificaron al AP-3302 y Ct-222 como alternativos para mejorar la recuperación del molibdeno.
- De los reactivos Ap-3302 y Mc-C33 probados en Planta Concentradora, el que **ofrece +14 puntos de recuperación sobre el standar es el Ap-3302**. Este reactivo durante la prueba se observado que no perjudica la operación en la flotación y espesamiento.

### **3.2.7. RECOMENDACIONES.**

- Se sugiere implementar el reactivo Ap-3302 en Planta, con un sistema de dosificación controlada, con flujómetros y bombas para el reactivo en específico.
- Evaluar el comportamiento en planta, formación de espumas, fluidez de espumas, criterios operacionales y dosificaciones variables.
- Realizar el seguimiento en Planta mediante pruebas ON/OFF en campañas de mineral regulares para confirmar los resultados y beneficio.

**REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA:**

- [1] Astucuri T. Venancio "Introducción a la flotación de minerales, Perú - 1999.
- [2] Compañía Minera Antamina. Módulos de operación e información de los procesos, Perú – 2001.
- [3] Compañía Minera Antamina. Test Metalúrgicos con Minerales Complejos, Perú - 2004.
- [4] Compañía Minera Antamina. Reportes Mineralógicos- Metalúrgicos, Perú - 2004.
- [5] Elaboración y descripción propia de los procesos.