

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALURGICA



ESTUDIO METALURGICO DE UN MINERAL POLIMETALICO CON CONTENIDO DE ARSENICO Y BAJA LEY DE COBRE

INFORME DE SUFICIENCIA

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

PRESENTADO POR:

RAY OLIVER PALACIOS ALLACCACO

LIMA-PERU

2011

DEDICATORIA:

A MI PADRE POR EL ESFUERZO QUE ME HIZO CONTINUAR

A MI MADRE POR EL CARIÑO QUE ME DIO

A MI ABUELA POR LOS VALORES QUE ME ENSEÑO

RESUMEN

El presente trabajo tiene la finalidad de demostrar las pruebas que se realizan a un mineral polimetálico de cobre plomo zinc, mostrar los pasos a seguir para realizar el análisis y lograr su beneficio y obtener una recuperación de valores metálicos en cada uno de los concentrados. Se realizaron pruebas de diagnóstico, variando el pH de la pulpa, grado de moliendabilidad, reactivos colectores y depresores; probándose diferentes dosificaciones.

Las pruebas de moliendabilidad indican que se debe realizar la molienda a tiempos cortos y flotar el mineral más friable, luego de ello realizar la flotación de sulfuros de cobre, una remolienda al relave rougher para luego flotarlo en la etapa scavenger.

En la siguiente etapa de flotación se utiliza un circuito de dos limpiezas para el concentrado bulk, para el concentrado scavenger pasa a una etapa de limpieza, el concentrado de las limpiezas rougher pasa a dos etapas de limpieza obteniendo un concentrado bulk. El concentrado bulk pasa a una etapa de separación Cu – Pb, para ello con el respectivo análisis, se utiliza el dicromato de sodio para separar, logrando un concentrado de mineral de cobre y plomo de buena calidad.

En la etapa de flotación de sulfuro de zinc, se acondiciona la pulpa para modificar el pH, luego el sulfato de cobre y el colector. Se usa tres etapas de limpieza de concentrado rougher de zinc y el concentrado de mineral de zinc pasa a una limpieza donde el concentrado pasaría a las etapas de limpieza.

INDICE

INTRODUCCIÓN.....	8
1. ASPECTOS GENERALES.....	10
1.1. La Adsorción Física	11
1.2. Adsorción Química	11
1.3. Adsorción No Específica	11
1.4. Adsorción Específica.....	12
1.5. Teoría de la Doble Capa	12
1.5.1. Zonas de la Doble Capa Eléctrica	12
1.5.2. Iones Determinantes de Potencial	17
1.5.3. Potencial Zeta Ψ o Punto Isoeléctrico.....	18
1.5.4. Punto de Carga Cero	19
1.6. Teoría de la Solubilidad.....	20
1.7. Teoría Electroquímica de Flotación de Sulfuros.....	20
1.8. Teoría Electroquímica.	21
1.9. Reactivos Químicos	22
1.9.1. Colectores.....	23
a) Colectores no iónicos	24
b) Colectores iónicos	24
1.9.1.1. Colectores aniónicos orgánicos y sulfoácidos.....	25
1.9.1.2. Colectores anionicos de sulfuros bivalentes	25
1.9.2. Espumante MIBC (Metil-isobutil carbinol).....	28
1.9.3. Modificador de pH	28
a) cal.....	28
1.10. Flotación de minerales	29
2. PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	31

3.	ESTUDIO METALÚRGICO.....	36
3.1.	Caracterización Mineralógica.....	36
3.2.	Pruebas de Molienda	40
3.2.1.	Determinación de la Curva de Moliendabilidad.....	40
3.2.2.	Distribución Metálica en Función del Grado de Molienda.....	43
3.3.	Estudio Microscópico	45
3.3.1.	Grado de Liberación	47
3.4.	Flotacion Batch.....	47
3.4.1.	Flotación a Diferentes Grados de Molienda.....	48
3.4.2.	Evaluación de la Dosis de Cianuro como Depresor Secundario.....	51
3.4.3.	Pruebas de Evaluación del pH	53
3.4.4.	Pruebas de Ajuste y Limpieza de Concentrados	53
3.5.	Evaluación de la Remolienda del Relave Rougher Bulk	55
3.6.	Cinética de Flotación	59
3.7.	Pruebas de Flotación con Separación Cobre-Plomo	64
3.7.1.	Selección del Método de Separación Cu - Pb.....	64
3.7.2.	Prueba de Flotación con Separación Cu- Pb	65
3.8.	Pruebas de Ciclo Cerrado	68
3.8.1.	Comportamiento del Mineral	72
3.9.	Resultados Metalúrgicos.....	73
3.10.	Contaminantes Presentes en los Concentrados	74
3.11.	Caracterización de los Concentrados.....	74
3.12.	Análisis Mineralógico de los Productos de la Flotación.....	75
3.13.	Pérdidas Metálicas en el Relave final.....	75
4.	EVALUACION ECONOMICA	77
5.	IMPACTO AMBIENTAL.....	79
5.1.	Tratamiento del agua del circuito de separación Cu-Pb.....	82
5.1.1.	Reducción de cromo.....	82
5.2.	Potencial neto de neutralización.....	85
	CONCLUSIONES.....	88
	BIBLIOGRAFIA.....	91
	ANEXOS	93

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1.- Modelo de doble capa de Gouy-Chapman	13
Figura 1.2.- Modelo de Gouy-Chapman con doble capa eléctrica de Stern o capa adsorbida.	16
Figura 1.3.- Potencial Electrocinético en el plano de cizallamiento incipiente.	18
Figura 1.4.- Potencial Z de Galena como función del pH en la ausencia y presencia de Etil xantato (Z-11) y oxígeno.	22
Figura 1.5.- clasificación de colectores.....	25
Figura 3.1.- Porcentaje acumulado pasante y retenido de las pruebas de moliendabilidad. ..	42
Figura 3.2.- Distribución del contenido metálico acumulado en las mallas t: 10 minutos. ...	44
Figura 3.3.- Distribución metálica elemento a elemento en el alimento a flotación.	44
Figura 3.4.- Perdidas metálicas en relave al evaluar moliendabilidad.....	50
Figura 3.5.- Recuperación metálica en concentrados al evaluar moliendabilidad	50
Figura 3.6.- Grado de concentrados para las pruebas realizadas.	54
Figura 3.7.- Cinética de flotación circuito bulk	61
Figura 3.8.- Cinética de flotación circuito de zinc	61
Figura 3.9.- Cinética de flotación Bulk pesos y leyes de Pb y Zn	62
Figura 3.10.- Cinética de flotación Bulk Cu, Fe	63
Figura 3.11.- Cinética de flotación bulk, grado y recuperación de plata	63
Figura 3.12.- Cinética de flotación circuito de zinc, peso y leyes Zn, Fe	64
Figura 3.13.- Cinética de flotación de esfalerita	68
Figura 3.14.- Esquema planteado para los circuitos cerrados de flotación Bulk	70
Figura 3.15.-Esquema planteado para los circuitos cerrados de flotación Zinc.....	71
Figura 3.16.- Perdidas metálicas en relave final	76
Figura 5. 1.- marco lógico para la selección de procesos de tratamiento activo para aguas ácidas	85

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1.- Puntos de carga cero de varios óxidos.....	19
Tabla 2.1.-Leyes de los Concentrados Obtenidos.....	34
Tabla 3.1.- Análisis Mineralógico por Difracción de Rayos X.....	38
Tabla 3.2.- Análisis químico de las sales solubles.....	38
Tabla 3.3.- Análisis Químico del Mineral.....	39
Tabla 3.4.- Parámetros de Molienda.....	40
Tabla 3.5.-Granulometría de las Pruebas De Moliendabilidad.....	41
Tabla 3.6.-Parámetros de molienda del mineral.....	42
Tabla 3.7.- Distribución metálica por fracciones de tamaño.....	43
Tabla 3.8.- Distribución en peso para fracciones de 75 Y 37 micrones.....	45
Tabla 3.9.- Grado de liberación de la cabeza, $D_{80} = 124$	47
Tabla 3.10.-Parámetros de Molienda y Flotación.....	48
Tabla 3.11.-Evaluación de la moliendabilidad en flotación.....	49
Tabla 3.12.- Balance Metalúrgico D_{80} : 163 micrones.....	49
Tabla 3.13.- Balance Metalúrgico D_{80} : 135 micrones.....	49
Tabla 3.14.-Balance Metalúrgico D_{80} : 108 micrones.....	49
Tabla 3.15.- Balance metalúrgico 5g/t de NaCN.....	52
Tabla 3.16.- Balance metalúrgico 10g/t de NaCN.....	52
Tabla 3.17.- Balance metalúrgico 20g/t de NaCN.....	52
Tabla 3. 18.- Distribución Metálica a D_{80} : 124micrones.....	56
Tabla 3.19.- Cinética de Molienda.....	56
Tabla 3.20.- Cinética de Flotación – balance metalúrgico parcial.....	59
Tabla 3.21.- Balance acumulado de prueba de cinética de flotación.....	60
Tabla 3.22.-Balance metalúrgico de prueba de separación Cu – Pb, PCS-1.....	66
Tabla 3.23.-Balance metalúrgico de prueba de separación Cu – Pb, PCS-5.....	67
Tabla 3.24.- Comparación de leyes y recuperaciones de concentrados.....	67
Tabla 3.25.- Balance metalúrgico ciclo cerrado 1.....	73
Tabla 3.26.- Balance metalúrgico ciclo cerrado 4.....	73
Tabla 3.27.- Contaminantes en concentrados.....	74
Tabla 3.28.- Gravedad específica de concentrados.....	75
Tabla 3.29.- Perdidas Metálicas en el Relave Final.....	76
Tabla 4. 1.- Balance metalúrgico de la prueba.....	77
Tabla 4. 2.- consumo y costo de reactivos utilizados en la prueba.....	77
Tabla 5. 1.- ensaye de agua para pruebas de flotación.....	79
Tabla 5. 2.-Ensayos de agua en el concentrado de cobre.....	80
Tabla 5. 3.-Ensayos de agua en el concentrado de plomo.....	80
Tabla 5. 4.-Ensayos de agua en el concentrado de zinc.....	80
Tabla 5. 5.- Análisis químico de agua del relave final.....	81
Tabla 5. 6.- Caracterización de relave según prueba ABA.....	87

INTRODUCCIÓN

Se ha realizado el trabajo metalúrgico de flotación del mineral polimetálico con la finalidad de conocer los parámetros para su procesamiento a fin de obtener concentrados de cobre, plomo y zinc, con leyes y recuperaciones aceptables para su comercialización teniendo como mena de cobre minerales con contenido de arsénico y antimonio.

El presente informe está referido a las pruebas metalúrgicas efectuadas de un lote de mineral de aproximadamente 100 kg, del cuerpo mineralizado. El mineral presenta las siguientes leyes:

Porcentaje metálico en proporción de cobre de 0.12%, plomo con 1.71%, zinc con una ley de 1.97%, también tenemos a la plata que presenta 3.98 Onzas/t, el fierro da un ensayo de 3.33%.

Se realizaron pruebas metalúrgicas de flotación utilizando las variables de pH, granulometría de flotación, reactivos colectores y depresores, estas se evaluarán para determinar el comportamiento en la flotación y con estos datos se planteará los circuitos a utilizar para la concentración del mineral.

Se determinará si el mineral necesitara de una flotación unitaria o flash según su comportamiento y obtención de concentrado. Con ello evaluaremos el tipo de circuito a utilizar para el diseño industrial, para lo cual se realizarán pruebas cíclicas para lograr el equilibrio del circuito.

Además de obtener el concentrado bulk y el concentrado de mineral de zinc, se evaluará la separación de cobre plomo y determinar los parámetros de flotación. Para la separación se utilizará dicromato de sodio o la combinación de reactivos adecuada y analizaremos las características de las leyes de los concentrados obtenidos y sus contaminantes.

CAPITULO I

1. ASPECTOS GENERALES.

La flotación es un proceso que involucra el estudio de las propiedades de las interfaces entre agua mineral y aire. Una de las formas de caracterizar una interfase es por la medida de la adsorción. La adsorción puede definirse como la concentración de una entidad química (iones y moléculas) en una interfase solido-liquido, liquido-gas. La adsorción generalmente se expresa en moles o moléculas de adsorbido por área de interfase y es un fenómeno espontáneo y exotérmico.

Es común la clasificación de la adsorción, con base en la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente, en adsorción física (fisorción) y adsorción química (quimisorción).

1.1. La Adsorción Física

La adsorción física es resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van der Waals), caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas.

1.2. Adsorción Química

La adsorción química se debe a interacciones químicas primarias (por ejemplo, covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose compuestos de superficie. Una capa del espesor de una a dos moléculas se absorberá.

1.3. Adsorción No Específica

Ocurre como respuesta a la atracción puramente electrostática. Es rápida, y rápidamente reversible, no pudiendo revertir el signo de la carga original del adsorbente.

1.4. Adsorción Específica

La contribución electrostática puede ser irrelevante y especies adsorbidas específicamente pueden aumentar, reducir, anular o revertir la carga original del adsorbente. Es relativamente lenta e irreversible.

1.5. Teoría de la Doble Capa

Los fenómenos de adsorción en la interfase mineral-agua son controlados en la mayoría de los casos por la doble capa eléctrica. La carga eléctrica de los sólidos presentes en una pulpa acuosa atrae una “atmósfera” de iones de carga contraria, parte de la atmósfera es difusa. La carga de superficie, en conjunto con la capa difusa, constituye la doble capa eléctrica.

1.5.1. Zonas de la Doble Capa Eléctrica

Estas teorías tratan de explicar la distribución de los iones y la variación del potencial con la distancia a la superficie.

A) Modelo Elemental de Helmholtz.

La separación espacial de las cargas cerca de la superficie puede considerarse como doble capa eléctrica (iónica) que representa dos armaduras paralelas del condensador separadas por una capa intermedia del medio de dispersión que tiene cierto espesor medio.

B) Modelo de Gouy-Chapman.

Los iones se distribuyen en la fase y en el seno de la solución, atendiendo a su movimiento térmico.

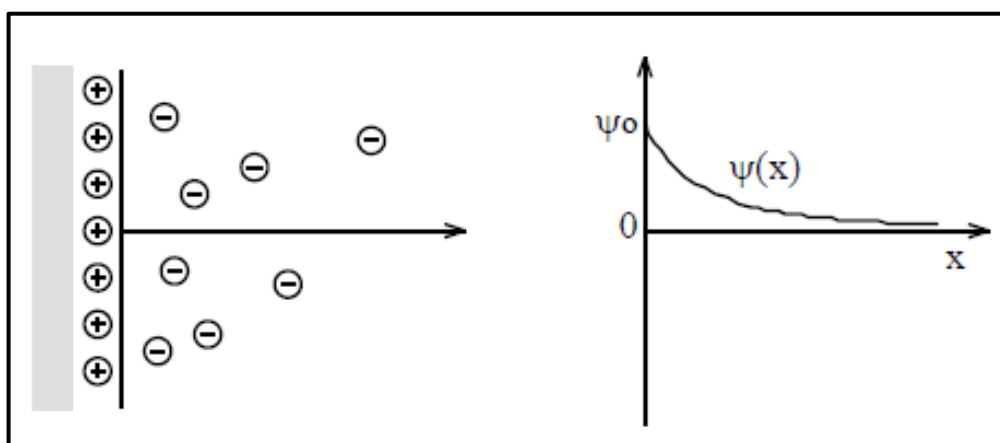


Figura 1.1.- Modelo de doble capa de Gouy-Chapman

El modelo de Gouy-Chapman está ilustrado en la figura 1.1, e incluye las siguientes variables:

- x: Distancia en la fase líquida (capa difusa) desde la interfase cargada. En el modelo unidimensional, se usará una sección de área unitaria perpendicular a la superficie.
- ψ : Potencial eléctrico el cual varía con x desde un cierto valor (promedio) ψ_0 en la interfase ($x = 0$) hasta cero (x infinito, es decir en el seno de la solución).
- C_i : Concentración del ion "i" de carga " $Z_i e$ " donde Z_i define la valencia con signo + ó -.
- k: Constante de Boltzman.
- R La constante de los gases.
- e La carga de electrón, y

F La constante de Faraday.

$$C_i = C_{i(x=\infty)} * \exp(-Z_i e \psi/kT)$$

Recordando que por multiplicación de ambos numerador y denominador por el números de Avogadro: $e/k = F/R$.

$$C_i = C_{i\infty} * \exp(-Z_i F \psi/RT)$$

C) Modelo de Stern.¹

La doble capa está formada por una capa fija, semejante al modelo de Helmholtz y una difusa, semejante al modelo de Gouy-Chapman.

El potencial al límite entre la capa de Stern y la capa difusa es entonces ψ_1 y no el potencial electrostático ψ_0 .

El tratamiento de la capa difusa es idéntico al caso anterior (Gouy-Chapman), pero con un cambio de referencia.

$$\psi = \psi_1 \exp (-[x - x_1]/\lambda)$$

La Figura 1.2 ilustra todos los casos posibles.

El primer caso corresponde a una interfase sólida cargada positivamente, con una capa adsorbida de Stern cargada negativamente, pero de carga insuficiente para asegurar la electro neutralidad. En consecuencia la capa difusa posee la carga negativa complementaria.

En el segundo caso la carga negativa de la capa de Stern excede la carga positiva de la interfase sólida. En tal caso la capa difusa posee una capa neta positiva. El tercer (el más común) y el cuarto caso ilustran los fenómenos correspondientes con una interfase sólida cargada negativamente.

¹ Tomado de "Introducción a la química de superficies y coloides". D. J. Shaw

El exceso o defecto de carga de la capa de Stern respecto a la interfase sólida depende de las fuerzas que determinan la adsorción de los iones y del estado de carga superficial respecto al punto de carga cero.

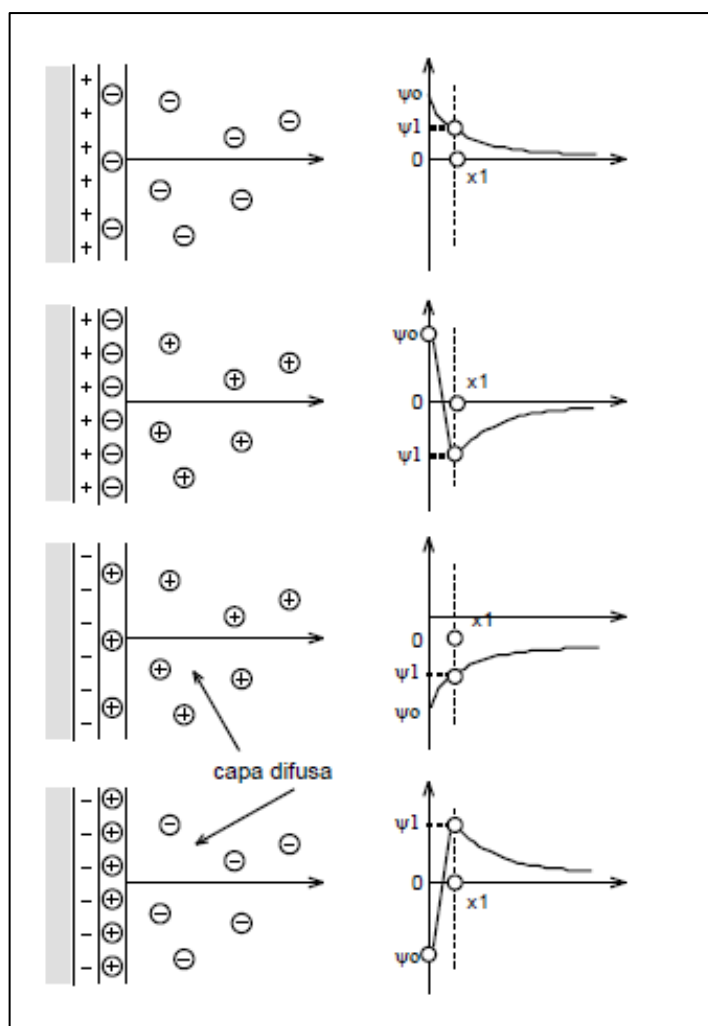


Figura 1.2.- Modelo de Gouy-Chapman con doble capa eléctrica de Stern o capa adsorbida.

Cuando las soluciones son concentradas, en el modelo de Stern cobra mayor importancia la capa fija (modelo de Helmholtz) y cuando las soluciones son diluídas, la mayor importancia es de la capa difusa (modelo de Gouy-Chapman).

1.5.2. Iones Determinantes de Potencial

Generalmente, un conjunto de iones pueden ser identificados como determinantes de potencial, los primeros responsables por la carga superficial. Estos iones se denominan iones determinantes de potencial. Existe una concentración particular de estos iones para la cual la carga de superficie es nula.

En el caso de sólidos iónicos, tales como, BaSO_4 , CaF_2 , AgI y Ag_2S , los iones de la red son considerados como iones determinantes de potencial. Así, en el caso del AgI , los iones determinantes de potencial son Ag^+ e I^- .

En el caso de los minerales tipo óxidos, los iones determinantes de potencial son H^+ y OH^- .

Para sólidos, del tipo “salt type”, tales como, calcita, CaCO_3 , los iones determinantes de potencial son Ca^{2+} y CO_3^{2-} , y también H^+ , OH^- y HCO_3^- .

En el caso de los minerales tipo silicatos, tales como arcillas y las micas, los cuales tienen estructuras de capas, son cargados negativamente en la mayoría de las

condiciones naturales, debido a la sustitución de Al^{3+} por Si^{4+} en la silica tetrahedrica, o, Mg^{2+} por Al^{3+} en la capa octahedral de la red del cristal.

1.5.3. Potencial Zeta Ψ o Punto Isoeléctrico

Cuando las partículas de una pulpa se desplazan en relación al fluido, surge un plano en el cual la doble capa eléctrica se parte, el plano de cizallamiento. Este desplazamiento diferencial de las partes de la doble capa eléctrica origina un potencial eléctrico llamado potencial zeta o potencial electrocinético, el cual puede ser medido por diferentes métodos. El punto donde el potencial zeta se anula se denomina punto carga cero o punto isoelectrico.

En general esta superficie de cizallamiento incipiente no corresponde a la interfase física por varias razones. En efecto las moléculas de una o de ambas fases pueden estar ligadas a la interfase, e incluso estar adsorbidas. Además la capa adsorbida puede inmovilizar una capa de moléculas de solvente (solvatación). Típicamente la superficie de cizallamiento donde se mide el potencial z se ubica a distancia x_2 al límite externo de la capa Stern incluyendo las moléculas de solvente inmovilizadas.

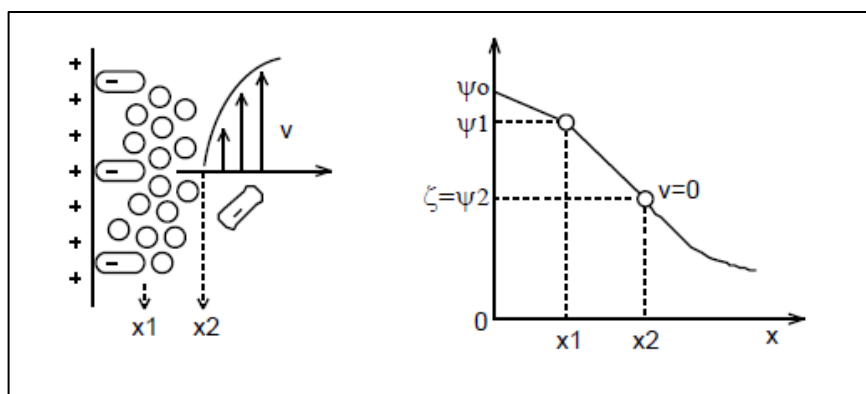


Figura 1.3.- Potencial Electrocinético en el plano de cizallamiento incipiente.

1.5.4. Punto de Carga Cero

Existe un conjunto de iones directamente relacionados con la composición de los sólidos, que determinan el potencial de una especie dada. El punto de carga cero, PZC (“point of zero charge”) se define como el pH al cual la carga superficial de la partícula es cero.

Tabla 1.1.- Puntos de carga cero de varios óxidos.

ÓXIDO	PZC (pH)
SiO ₂ , sílice gel	1-2
SiO ₂ , cuarzo-alfa	2-3
SnO ₂ , casiterita	4,5
ZrO ₂ , zircón	4
TiO ₂ , rutilo	5,8-6,7
Fe ₂ O ₃ , hematita natural	4,8-6,7
Fe ₂ O ₃ , hematita sintética	8,6
FeOOH, goetita	6,8
Al ₂ O ₃ , corindón	9,1
MgO, magnesita	12

La doble capa eléctrica puede afectar al proceso de flotación de diferentes formas:

El signo y la magnitud de la carga superficial controlan la adsorción de los agentes de flotación adsorbidos físicamente.

Una alta carga superficial puede inhibir la quimisorción de colectores que se adsorben químicamente. El efecto de la lamas (“slime coating”) es determinado por

la interacción de la doble capa eléctrica. La floculación, coagulación y dispersión de suspensiones minerales es controlada por la doble capa eléctrica.

1.6. Teoría de la Solubilidad

Esta teoría fue sugerida por Taggart et al. y asume que la adsorción de colectores en los minerales se debe a enlaces químicos que siguen las leyes que gobiernan la precipitación de sustancias de baja solubilidad. Muchos ejemplos muestran una estrecha relación entre la solubilidad de los complejos metal-colector, la adsorción de colectores y la flotación.

1.7. Teoría Electroquímica de Flotación de Sulfuros

La teoría electroquímica para la flotación de sulfuros, que explica el rol del oxígeno disuelto y consecuentemente el rol de las condiciones redox de la solución, tiene respaldo experimental.

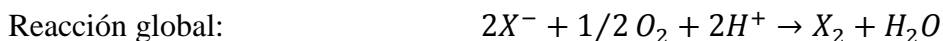
La mayoría de los colectores tiólicos son capaces de adsorberse químicamente sobre minerales sulfurados a través de la formación de enlaces covalentes con los iones metálicos de la red cristalina del mineral. Sin embargo, esta forma de adsorción entrega poca hidrofobicidad. El recubrimiento de colector adquiere fuerte hidrofobicidad en el momento en que se dan las condiciones electroquímicas para que se forme un dímero neutro del colector (por ejemplo, dixantógeno). La superficie mineral no es pasiva, sino que por el contrario participa

como un electrocatalizador para ambas reacciones, es decir, la oxidación de los iones de colector y la reducción del oxígeno disuelto.

1.8. Teoría Electroquímica.

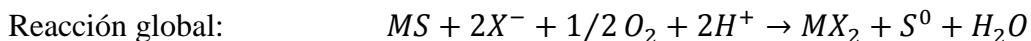
La reacción de oxidación de xantato a dixantógeno o a xantato metálico ocurre en la semi reacción anódica que se produce en la superficie del mineral.

REDUCCIÓN DEL OXÍGENO (reacción catódica). Así, para el caso de los xantatos, las reacciones involucradas serían:



Esta reacción en solución es lenta, pero es catalizada por la presencia de minerales sulfurados.

Para un sulfuro de un metal divalente en que ocurra quimisorción hay otra posible reacción de oxidación:



Este tipo de recubrimiento también podría llegar a ser hidrofóbico debido al azufre elemental.

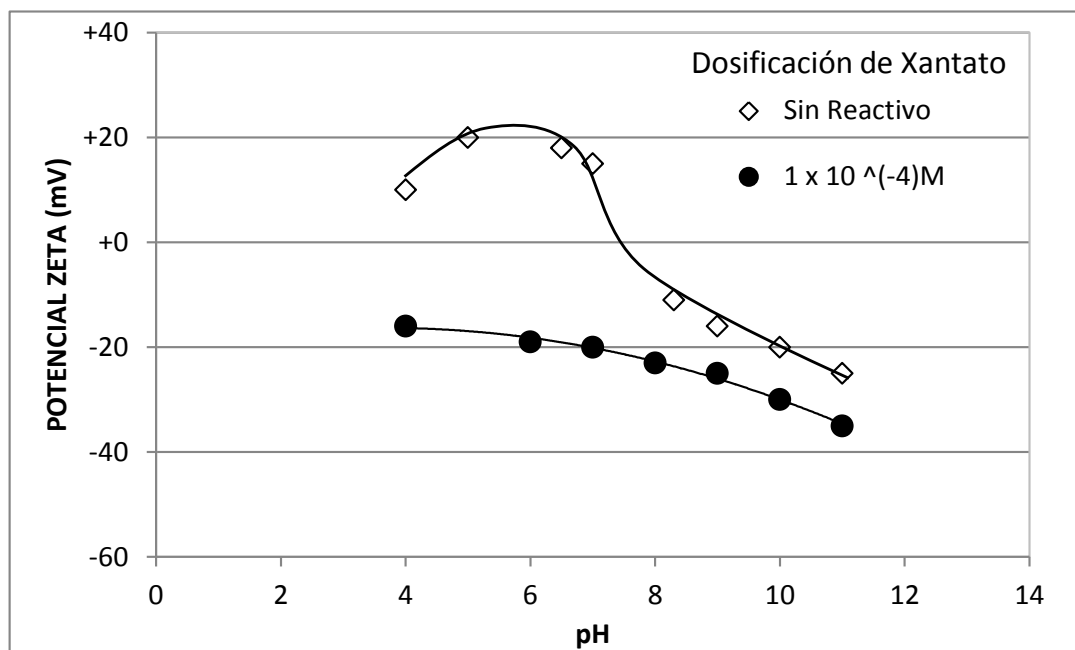


Figura 1.4.- Potencial Z de Galena como función del pH en la ausencia y presencia de Etil xantato (Z-11) y oxígeno.

1.9. Reactivos Químicos

Los reactivos de flotación corresponden a sustancias orgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico-químico del proceso.

Pueden clasificarse en:

Colectores: Son sustancias orgánicas que se adsorben en la superficie del mineral, confiriéndole características de repelencia al agua (hidrofobicidad). La mayoría de colectores son moléculas complejas asimétricas y constan de parte polar y apolar.

Espumantes: Son agentes tensoactivos que se adicionan a objeto de:

- Estabilizar la espuma
- Disminuir la tensión superficial del agua
- Mejorar la cinética de interacción burbuja - partícula
- Disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia)

Los reactivos Modificadores, por otro lado, tales como activadores, depresores o modificadores de pH, se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie del material.

1.9.1. Colectores

Es necesario incrementar la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida.

La partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas con orientación hacia el agua.

A continuación se describirán los diferentes tipos de colectores

a) Colectores no iónicos

Usualmente hidrocarburos líquidos no polares de estructuras variadas las cuales no se disocian en agua.

b) Colectores iónicos

En esta rama se tienen los colectores aniónicos y catiónicos

Los colectores catiónicos tiene al catión como repelente del agua, la parte solidofilica está basada en un compuesto de nitrógeno pentavalente.

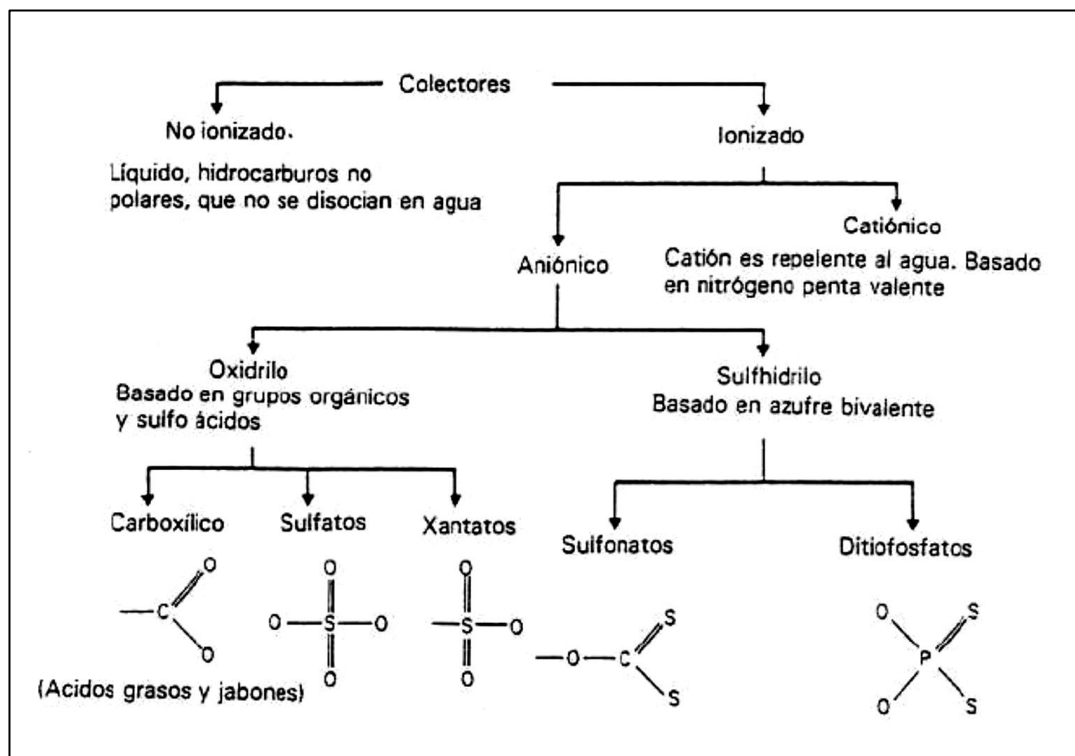


Figura 1. 5.- clasificación de colectores

Los colectores anionicos tienen al anión como repelente de agua, siendo la parte solidofilica de variadas composiciones.

1.9.1.1. Colectores aniónicos orgánicos y sulfoácidos.

En este grupo están los colectores del grupo carboxílico, ácidos orgánicos y jabones.

El otro grupo se basa en colectores con aniones de ácido sulfúrico.

1.9.1.2. Colectores anionicos de sulfuros bivalentes

En este grupo se encuentran los colectores con grupo solidofilico xantogenato y los colectores de tipo ditiolfosfato.

Los colectores comúnmente utilizados en la flotación son los siguientes:

- **Xantatos**

C₂S + Alcohol + Soda Caustica

Entre los más conocidos se tienen los siguientes reactivos

Z-3 Xantato etílico de potasio, usado en menas complejas de Ag, Pb o Zn.

Z-11 xantato isopropílico de sodio utilizado para minerales polimetálicos.

Z-6 xantato amílico de potasio, reactivo de baja selectividad usado generalmente en circuitos de flotación rápida usado en circuitos con una acidez moderada.

- **Colectores acuosos**

P₂S₅ + Alcohol + Soda Caustica

Aerofloat sódico

Aerofloat 211

Aerofloat 238

Aerofloat 208 (aerofloat sódico + aerofloat 238)

P₂S₅ + ácido cresílico

Aeropromotor A25

Artoptomotor A31

Aeropromotor A231

En forma específica para la flotación de cobre es necesario el uso de xantatos ditiofosfatos xantoforpiatos, tionocarbamato

- **Colector SF - 323 (Isopropil Etil Tionocarbamato)**

El SF-323 es un reactivo relativamente estable en medios ácidos, a pH alcalino presenta una buena estabilidad en los rangos normales usados en los procesos de flotación.

El SF-323 es un colector fuerte, más selectivo que los Xantatos y ampliamente usado en la flotación de minerales sulfurados de cobre en medio alcalino o neutro.

Su uso debe normalmente debido a que su selectividad lo hace adecuado para la flotación de sulfuros de cobre en presencia de pirita y oro libre a pH alto; 10 a 11.5.

El reactivo requiere de un tiempo de acondicionamiento, por lo que se recomienda su dosificación a la molienda.

Las dosificaciones normales de SF-323 varían de 10 a 40 g/t de mena alimentada al circuito. Durante su manejo se deben tomar precauciones para evitar el contacto prolongado, mediante el uso de anteojos y guantes de neoprene o PVC.

Puede ser almacenado al aire libre cuidando que la protección contra la oxidación y corrosión de los envases sea adecuada.

Se recomienda que los envases permanezcan cerrados.

- **Colector xantato amílico de potasio**

Es un producto que se aplica generalmente en aquellas operaciones que requieren el más alto grado de poder colector. Se usa en la flotación de minerales sulfurosos de cobre. Los xantatos tienden a descomponerse en soluciones con un pH inferior a 6.0.

Se aplica con especial éxito en la flotación de la pirita que contiene oro.

1.9.2. Espumante MIBC (Metil-isobutil carbinol)

El MIBC, es usado ampliamente como espumante en la flotación de minerales sulfurados de cobre y en la flotación de oro y plata. Se utiliza también una mezcla con otros espumantes cuando se requiere de una espumación más resistentes.

La velocidad de espumación del MIBC es mayor que la obtenida con otros espumantes. Esta menor persistencia es ventajosa en aquellos casos en que desea obtener un manejo adecuado de los concentrados en instalaciones en las cuales un exceso de espumación no es recomendable.

El MIBC permite un excelente control del proceso de flotación porque no tiene características colectoras.

La práctica usual recomienda una dosificación entre 30 y 70 g/ton de mineral alimentado al circuito.

1.9.3. Modificador de pH

a) cal

Las plantas de procesamiento de minerales, usan cal como modificador de pH. El objeto de adicionar la cal en los procesos de flotación es para ajustar el pH, cambiando las propiedades electroquímicas de la pulpa, y así lograr una mejor acción de los reactivos espumantes y colectores, mejorando la interacción del colector con la superficie de mineral útil.

El ambiente alcalino favorece la depresión de ciertas especies como la pirita.

La cal puede ser adicionada en forma sólida - como cal hidratada - o en forma de lechada de cal. Su dosificación depende del aumento de pH requerido, a partir del pH natural de la pulpa, y el contenido de CaO hidrolizable de la cal.

Así, cada sistema de flotación tendrá un consumo de cal particular, el cual debe de ser determinado experimentalmente.

1.10. Flotación de minerales

La definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. En otras palabras, se trata de un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

Según la definición, la flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.

Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de chancado y molienda. Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a los 100 micrones (0,1 mm). Al aumentar el tamaño de la partícula, crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja; en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula burbuja por lo tanto un rango de tamaño adecuado está entre los 10 micrones y los 100 micrones.

En un proceso de concentración de minerales ideal, la mena mineral se divide en un concentrado enriquecido con el componente útil y una cola con los minerales que componen la ganga.

Por su parte, la estabilidad de la burbuja dependerá del espumante agregado.

Además de los reactivos utilizados se deberá tomar en cuenta la relación de aire a sólido, pues la interacción del aire con la pulpa genera una reducción de la gravedad específica de la fase dispersa (aire/partícula sólida) y el correspondiente incremento de la velocidad de levantamiento de las partículas sólidas con las burbujas. El aireado se realiza por medio de un rotor diseñado para agitar la pulpa y airearla, generando el contacto burbuja partícula.

CAPITULO II

2. PRUEBAS EXPERIMENTALES

Para identificar la capacidad de flotación del mineral se realizaran los trabajos de conminución y flotación, se buscará la caracterización de los reactivos, las etapas de los procesos y se determinará el trabajo sistemático de la elección de los procesos para la recuperación de los valores metálicos en el mineral.

El mineral deberá pasar por las etapas de conminución.

- Trituración de la muestra recibida a malla ½ pulgada.
- Homogenización de la muestra.
- Reducción de la muestra a 100% menos malla 10.
- Cuartear el lote de mineral en fracciones de 1 kilo.
- Caracterización del mineral: Sales solubles y gravedad específica.
- Pruebas para determinar el tiempo de molienda y curva de moliendabilidad.

- Realizar el estudio microscópico y difracción de RX para determinar los minerales que componen el compósito y su grado de liberación de las minerales.
- Realizar pruebas de flotación con 1 kilo de muestra con la dosificación de reactivos, pH, y tiempo de molienda, variables y encontrar los mejores parámetros para una buena calidad de concentrado y alta recuperación.
- Realizar pruebas metalúrgicas de ajuste de dosificación de reactivos.
- Realizar pruebas en ciclos cerrados para comprobar el esquema de flotación más adecuado.

Las pruebas realizadas para este estudio de flotación son las siguientes:

- Pruebas de moliendabilidad
- Pruebas de sales solubles
- Pruebas de flotación variando el grado de moliendabilidad
- Pruebas para determinación de pH de flotación
- Pruebas de flotación con diferentes reactivos colectores y depresores

Los equipos a utilizar para realizar las pruebas son los siguientes:

- Molino de bola de laboratorio 6 x 6 pulgadas de 1000g
- Molino de bolas cerámico de 1000g
- Celda de flotación de laboratorio Denver
- Recipientes para la celda de flotación de 500g, 1000g, 2500g, 5000g.
- Balanza de 20 kg
- Balanza de 2000g
- Balanza de 100g
- Bandejas de vidrio templado
- Baldes de 20 litros
- Vasos de precipitado de 500ml
- Bageta
- Probeta de 1000ml
- Luna de reloj
- Mufla eléctrica
- Paleta para flotación
- Reloj cronometro

Se aplicó una flotación diferencial buscando flotar mineral de plomo y cobre a un pH, tipo de colector y grado de molienda determinado, esto se realizará tomando en consideración la cantidad de mineral frágil es decir la galena que por su friabilidad puede molerse demasiado y generar finos y lamas que no se recuperarán fácilmente por la flotación.

Se flotaron los sulfuros de plomo y cobre para obtener un concentrado bulk con alto contenido de plata considerable, el cual es luego separado obteniendo los concentrados de cobre y de plomo posteriormente el sulfuro de zinc es concentrado mediante reactivación superficial. El esquema diseñado fue definido mediante pruebas de flotación batch y de ciclo cerrado. Los concentrados generados en las pruebas de flotación batch indican un comportamiento distinto a una prueba en condiciones de planta, esta condición se puede simular utilizando las pruebas cíclicas en las que se realice una recirculación de los sub productos de cada etapa, tanto mineral como agua, así, los iones en la flotación intervendrán de manera positiva o negativa, logrando un comportamiento similar a lo que ocurre en planta. Los concentrados obtenidos presentan las siguientes leyes.

Tabla 2.1.-Leyes de los Concentrados Obtenidos.

Concentrado	Ensayes: %, *Onzas/t						
	Cu	Pb	Zn	*Ag	As	Sb	MgO
Cobre	24.25			574.1	5.87	9.32	
Plomo		66.93		40.90	0.16	0.32	
Zinc			60.72				0.12

Los elementos contaminantes en el concentrado de cobre son el arsénico y el antimonio los cuales superan los límites máximos permisibles en fundición, por lo que serán penalizados económicamente. En el concentrado de zinc el óxido de magnesio presente también puede generar una penalización.

La ley de cobre en el concentrado de mineral de cobre es considerada de buen valor, considerando como mínimo valor 18%. El concentrado de mineral de cobre también contiene una cantidad elevada de plata, con un valor de 574.1 onzas por tonelada.

CAPITULO III

3. ESTUDIO METALÚRGICO.

3.1. Caracterización Mineralógica.

Los minerales que más predominan son los carbonatos, cuarzo y ortoclasa también se presentan carbonatos y silicatos como dolomita, moscovita, microclina y albita. De los sulfuros detectados se tienen Pirita, Esfalerita, Galena, Cobre gris y Calcopirita.

Las menas importantes son la Galena y Esfalerita, siendo el Cobre gris y la Calcopirita de poca abundancia. Los cobres grises son soluciones solidas con proporciones variadas de enargita y tenantita.

Las gangas están formadas principalmente por Pirita. En la ganga no metálica se tiene abundantes carbonatos y silicatos. De acuerdo al estudio microscópico se puede concluir lo siguiente:

- El mineral portador de Plomo es la Galena. posible existencia de Cerusita ($PbCO_3$) entre los minerales identificados como carbonatos.

- Los minerales portadores de Zinc son la Esfalerita y carbonatos como la Smithsonita (ZnCO_3) entre los minerales identificados.
- Los minerales portadores de cobre son los cobres grises portadores de arsénico y antimonio y en una menor proporción la calcopirita.
- No se ha observado presencia de minerales sulfurados portadores de Plata lo cual estaría indicando que la Plata se encuentra como solución sólida dentro de la molécula de los cobres grises, que se confirma con la alta correlación lineal del par metálico Ag-Cu según los análisis químicos.

Tabla 3.1.- Análisis Mineralógico por Difracción de Rayos X.

Nombre del mineral	Fórmula	%
Calcita	CaCO ₃	25.10
Cuarzo	SiO ₂	24.08
Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈	22.58
Dolomita	CaMg(CO ₃) ₂	4.29
Muscovita	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	4.25
Microclina	KAlSi ₃ O ₈	4.17
Albita	NaAlSi ₃ O ₈	4.08
Pirita	FeS ₂	3.57
Clorita	(Mg,Fe) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	2.91
Esfalerita	(Zn,Fe)S	2.29
Yeso	CaSO ₄ ·2(H ₂ O)	1.45
Galena	PbS	1.23

*Fuente de Análisis, informe de Difractometría.

Características del Mineral.

- Gravedad Específica. : 2.68 g/cm³.
- pH Natural. : 7.54
- Densidad Aparente. : 1.42 t/m³ (100% ½ pulgada)
- Angulo de Reposo. : 34 grados (100%½ pulgada)
- Análisis químico de las sales solubles.
- Sales Solubles. : 1.94 kg/t.

Tabla 3.2.- Análisis químico de las sales solubles

Pb	Cu	Ag	Fe	Cd	Mg	SO ₄
ppm	ppm	ppm	Ppm	ppm	%	%
75	94	0.40	290	2.00	1.75	56.44

Tabla 3.3.- Análisis Químico del Mineral.

Elemento o Compuesto	Símbolo	Ensaye valor	Unidad
Zinc	Zn	1.97	%
Plomo	Pb	1.72	%
Cobre	Cu	0.121	%
Plata	Ag	102.04	g/t
Arsénico	As	0.045	%
Antimonio	Sb	0.044	%
Bismuto	Bi	< 0.002	%
Hierro	Fe	3.33	%
Mercurio	Hg	1	ppm
Cobre oxidado	CuOx	0.009	%
Plomo oxidado	PbOx	0.382	%

El análisis de las leyes del mineral permite concluir, que el 22.2 % del plomo contenido está como óxido y por lo tanto dicho porcentaje limitará la recuperación de plomo en su concentrado. En el caso del cobre, la fracción oxidada soluble dará origen a los iones Cu^{++} durante la molienda y al igual que los iones Pb^{++} activará a la esfalerita en el circuito de flotación bulk.

3.2. Pruebas de Molienda

Las pruebas de molienda se efectuaron en las condiciones siguientes:

Tabla 3.4.- Parámetros de Molienda

VARIABLE	VALOR	UNIDADES
Tamaño Molino	8 x 8	Pulgadas
Porcentaje de sólidos	62.5	%
Peso de mineral por prueba	1000	Gramos
Volumen de carga de bolas	30	%
Velocidad del Molino	110	RPM
Tiempos de Molienda	0, 5, 10, 15	Minutos

3.2.1. Determinación de la Curva de Moliendabilidad

Con la finalidad de determinar el tiempo de molienda del mineral, en el cual se obtiene una granulometría adecuada para la flotación, se iniciara las pruebas con un D_{80} del orden de 120 micrones, para ello se efectuaron pruebas de molienda y se determinó el análisis granulométrico para determinado tiempo, con las cuales se determinó que el tiempo adecuado de molienda es de 10 minutos. Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 3.5 y figura 3.1.

Tabla 3.5.-Granulometría de las Pruebas De Moliendabilidad.

TAMAÑO DE PARTICULA		PESO RETEMIDO PARCIAL: %				PESO PASANTE: %			
Malla	Micrones	Tiempo de molienda : Minutos				Tiempo de molienda : Minutos			
		0	5	10	15	0	5	10	15
10	1700	0	0	0	0	100	100	100	100
12	1400	10.01	0	0	0	89.99	100	100	100
20	850	26.65	0	0	0	63.34	100	100	100
28	600	9.57	0	0	0	53.77	100	100	100
35	425	7.31	0	0	0	46.46	100	100	100
48	300	5.84	12.45	0.71	0.03	40.62	87.55	99.29	99.97
65	212	5.10	12.51	3.35	0.42	35.52	75.04	95.94	99.55
100	150	4.08	12.08	8.63	2.65	31.44	62.96	87.31	96.90
150	106	3.77	10.2	12.58	8.25	27.67	52.76	74.73	88.65
200	75	3.05	7.11	11.2	12.03	24.62	45.65	63.53	76.62
270	53	3.15	8.22	10.67	15.59	21.47	37.43	52.86	61.03
400	38	1.98	2.02	4.19	4.71	19.49	35.41	48.67	56.32
-400	-38	19.49	35.41	48.67	56.32	0.00	0.00	0.00	0.00
TOTAL		100		100	100				

De acuerdo a los datos de la tabla precedente, para obtener la granulometría adecuada para la flotación del mineral es necesario 10 minutos de molienda, en cuyo producto el 63.53 % del mineral es inferior a la malla 200 ó a 75 micrones, tamaño para el cual, generalmente la recuperación de sulfuros, mediante flotación, alcanza valores sobre 80% en los concentrados.

Tabla 3.6.-Parámetros de molienda del mineral.

Tiempo	D ₈₀	D ₅₀	m +65	m -200	m -400
Minutos	micrones	micrones	%	%	%
0	1194	510	64.48	24.62	19.49
5	247	94	24.96	45.65	35.41
10	124	43	4.06	63.53	48.67
15	84	29	0.45	76.62	56.32

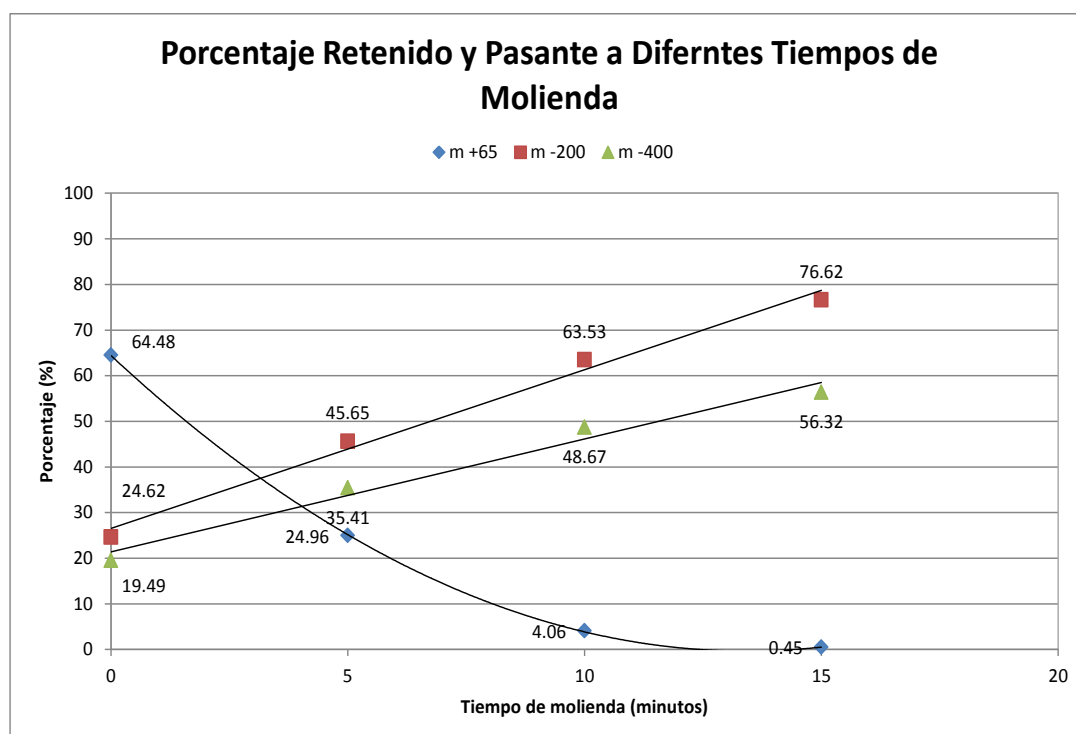


Figura 3.1.- Porcentaje acumulado pasante y retenido de las pruebas de moliendabilidad.

Otra de las consideraciones que se debe tomar para la elección de un tiempo de molienda más adecuado es el porcentaje de mineral pasante en la malla 200 tyler, y mineral retenido en la malla 65 , de preferencia no utilizar un tiempo en el que el porcentaje en malla -200 sea mayor de 56% o que este aumente.

3.2.2. Distribución Metálica en Función del Grado de Molienda.

Esta prueba se realiza para determinar en qué mallas se retiene la mayor cantidad de contenido metálico no soluble. Se realizó una molienda de 10 minutos obteniendo mineral que fue secado y tamizado realizando un análisis granulométrico y ensaye químico de las mallas.

Tabla 3.7.- Distribución metálica por fracciones de tamaño.

Malla		Peso	Ensayes: %, *g/t					Distribución Metálica, %				
Tyler	Micrones	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
65	212	4.06	0.077	0.21	1.25	24	2.26	2.49	0.54	2.63	1.01	2.59
100	150	8.63	0.105	0.55	2	58	2.41	7.21	3.05	8.96	5.21	5.87
200	75	23.78	0.135	1.52	2.46	108	2.97	25.53	23.1	30.37	26.75	19.93
400	38	14.86	0.155	2.38	2.48	135	4.08	18.32	22.6	19.13	20.89	17.11
-400	-38	48.67	0.12	1.63	1.54	91	3.97	46.45	50.7	38.91	46.13	54.51
Cabeza calculada		100	0.13	1.56	1.93	96	3.54	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada			0.12	1.72	1.97	102	3.33					

Malla		Distribución Metálica Retenida, %						Distribución Metálica Pasante, %					
Tyler	Micrones	Peso %	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe	Peso %	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
65	212	4.06	2.49	0.54	2.63	1.01	2.59	95.94	97.51	99.46	97.37	98.99	97.41
100	150	12.69	9.69	3.59	11.59	6.23	8.46	87.31	90.31	96.41	88.41	93.77	91.54
200	75	36.47	35.23	26.7	41.96	32.98	28.38	63.53	64.77	73.30	58.04	67.02	71.62
400	38	51.33	53.55	49.3	61.09	53.87	45.49	48.67	46.45	50.70	38.91	46.13	54.51
-400	-38	100	100	100	100	100	100	0	0	0	0	0	0

De la tabla 3.7 notamos que el elemento plomo presenta un bajo porcentaje en malla 65 debido a la fácil fractura que se logra, y que consecuentemente genera el mayor porcentaje metálico en la fracción pasante en la malla 400.

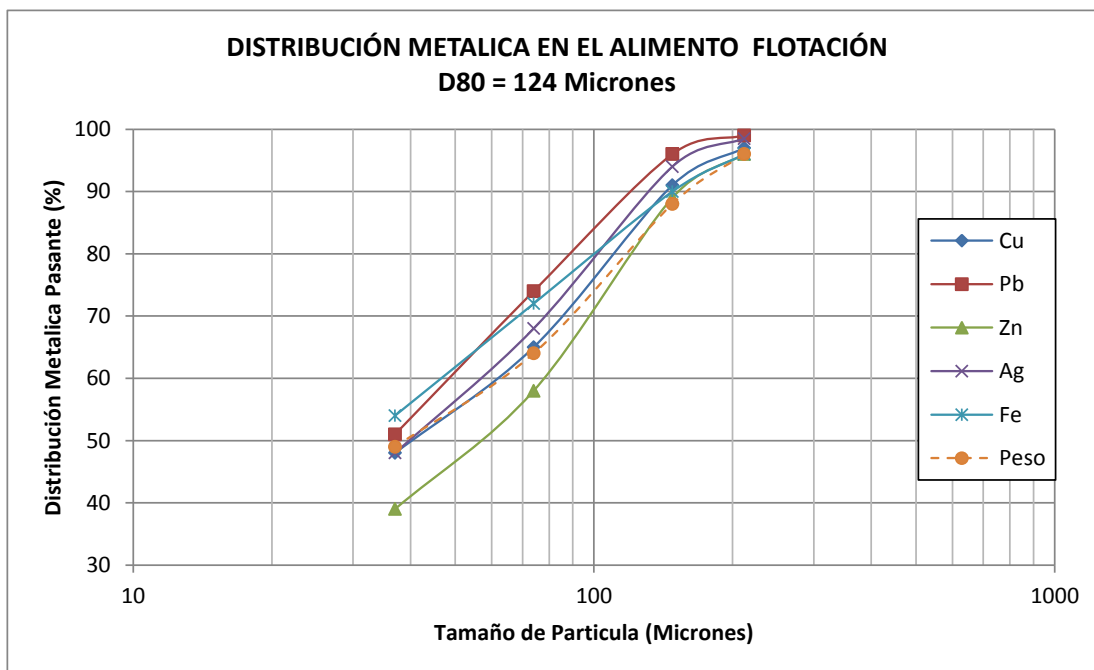


Figura 3.2.- Distribución del contenido metálico acumulado en las mallas t: 10 minutos.

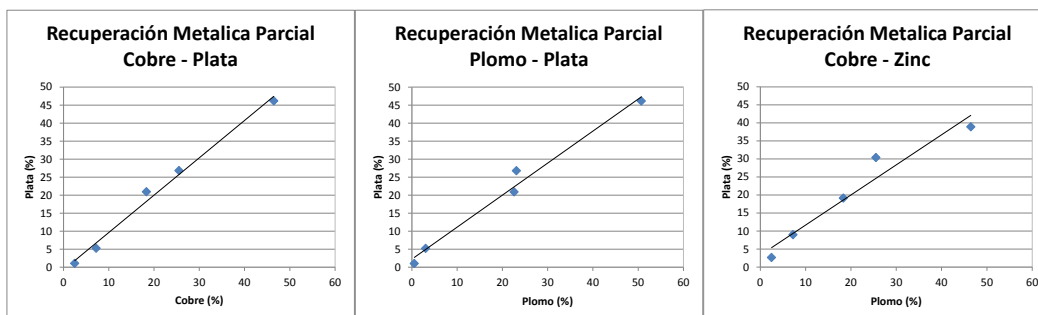


Figura 3.3.- Distribución metálica elemento a elemento en el alimento a flotación.

De la tabla 3.7 y gráficos 3.2 y 3.3 de la distribución química en mallas se deduce que el alimento a las pruebas de flotación el porcentaje de partículas mayores y menores al tamaño óptimo de flotación, 75 micrones.

Tabla 3.8.- Distribución en peso para fracciones de 75 Y 37 micrones.

Tamaño de Partícula	Mineral Composito	Minerales de Cobre	Minerales de Plomo	Minerales de Plata	Minerales de Zinc
+ 75 μ	36.47	35.23	26.7	32.98	41.96
+ 37 μ	51.33	53.55	49.3	53.87	61.09
- 75 μ	63.53	64.77	73.3	67.02	58.04
- 37 μ	48.67	46.45	50.7	46.13	38.91

3.3. Estudio Microscópico

Los resultados del estudio microscópico cualitativo y cuantitativo de la fracción +65 μ , en sección delgada, las partículas mixtas son moderadamente abundantes (constituyen un 20% del volumen total de partículas) y buena parte de estas partículas mixtas están formadas por gangas con abundantes y finas diseminaciones de minerales opacos.

Los minerales opacos observados son: cobre gris, calcopirita, esfalerita, galena, sulfuros secundarios de cobre, sulfosales de plomo y pirita. Buena parte de las gangas consiste de carbonatos.

El cobre gris ocurre en granos de variado tamaño, pero mayormente finos y libres;

Los amarres más importantes y persistentes son con esfalerita, galena y/o gangas.

La calcopirita ocurre mayormente en tamaños finos. Sólo ocasionalmente se presenta libre, los amarres más frecuentes son los que forma con las gangas.

La esfalerita es la mena más abundante; se presenta en granos de variado tamaño, mayormente libres, pero también suele ocurrir asociada con los otros sulfuros (especialmente con galena) y/o con las gangas.

La galena ocurre preferentemente en tamaños muy finos; suele formar amares complicados con **esfalerita** y/o con las gangas.

Los sulfuros secundarios de cobre (que consisten principalmente de covelita, con menor proporción de digenita) son muy escasos y ocurren mayormente reemplazando a calcopirita.

La pirita es el sulfuro más abundante;. Forma amares de variada complejidad con los otros sulfuros (especialmente con esfalerita o con galena) y ocurre como finas disseminaciones dentro de las gangas.

En la fracción -400m la liberación es aceptable aunque persisten algunos amares muy reacios a la liberación, tales como: galena/pirita, esfalerita/pirita, y esfalerita/galena. Entre los minerales metálicos predomina la pirita, seguida de la esfalerita; galena, cobre gris y calcopirita son mucho menos abundantes aunque presentan cierto incremento en relación con las fracciones más gruesas.

3.3.1. Grado de Liberación

El grado de liberación de cada mineral a una granulometría de D_{80} de 120 micrones tanto de la cabeza como el del relave se muestra en las siguientes tablas.

Tabla 3.9.- Grado de liberación de la cabeza, $D_{80} = 124$

Malla	Cobres Grisés	cp	ef	gn	SFSCu	py	GGs
	%	%	%	%	%	%	%
65	36.5	16	90.51	43.7		91.35	99.71
100	69.45	59	94.64	70.97	2	94.44	99.75
200	74.83		96.73	90.39		93.87	99.76
400	90.95	100	96.36	94.1	100	100	99.76
G. L. Total	75.56	74.78	95.78	84.51	64	95.54	99.75

Para lograr la liberación de los minerales de cobre y zinc se necesita una liberación en malla 200 mayor a 63%, esto generaría más partículas finas de cobre y zinc. Esto implicaría generar más finos en los minerales de plomo interfiriendo en la flotación y perdiendo valores metálicos.

Esto conlleva a usar dos etapas de molienda y flotación. De manera que se necesitaría de una molienda gruesa para la etapa rougher en el orden de 50% malla - 200 y remoler el relave a 70% malla -200 para en la etapa scavenger recuperar el mineral liberado.

3.4. Flotacion Batch

Para las pruebas se utilizara una celda de flotación de laboratorio Denver y celdas de 0.5, 1 y 2.5 litros de capacidad. También se utilizaran los siguientes parámetros para las pruebas de flotación y molienda.

Tabla 3.10.-Parámetros de Molienda y Flotación.

Descripción	Etapa	
	Molienda	Flotación
Porcentaje de sólidos (%)	62.5	30
Peso de mineral (g)	1000	1000
Velocidad de operación (RPM)	110	1500
Tipo de agua	Potable	Potable

3.4.1. Flotación a Diferentes Grados de Molienda.

Estas pruebas se orientaron a determinar el efecto de la molienda sobre las recuperaciones metálicas y en base a dichos resultados definir el grado de molienda adecuado para el mineral en estudio.

Se evaluará el porcentaje de partículas finas menores a 37 micrones considerando que el porcentaje de material en esta malla debería ser a lo mucho 40%. En las pruebas de molienda al trabajar a una molienda con un D80 de 120 micrones, nos da 48% en peso menor a 37 micrones.

Otra consideración a tener en cuenta es que la flotación de minerales polimetálicos es efectiva en rangos de 10 a 100 micrones, esto debido a que las partículas finas consumen más reactivo y arrastre de partículas finas activadas deteriorando la selectividad del proceso, para el caso de este mineral con un D_{80} de 120 micrones, el valor de partículas menores a 10 micrones está en el rango de 38%.

Tomando en cuenta estas observaciones en la tabla 3.11 se presenta los tiempos de molienda a utilizar para las pruebas.

Tabla 3.11.-Evaluación de la moliendabilidad en flotación.

TEST	Tiempo de molienda	D ₈₀	% m -200	% m -400	% m +65
	minutos	micrones	%	%	%
1	6.85	163	55.34	41.68	10.62
2	8.28	135	60.70	45.38	5.67
3	10.47	124	63.53	48.67	4.06
4	11.61	108	66.6	48.56	1.94

Tabla 3.12.- Balance Metalúrgico D₈₀: 163 micrones

Balance Metalúrgico D80: 163 micrones											
Productos	Peso	Ensaye, %, *Onzas/t					Recuperaciones, %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro y Scv Bulk	9.73	0.96	13.27	4.49	27.91	3.4	75.6	85.9	21.8	85.9	9.9
Concentrado Ro y Scv Zn	9.98	0.14	0.58	13.41	2.42	7.19	11.3	3.9	66.9	7.7	21.6
Relave Final	80.9	0.02	0.19	0.28	0.25	2.82	13.1	10.2	11.3	6.4	68.5
Cabeza Calculada	100	0.12	1.50	2.00	3.16	3.33	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ensayada		0.12	1.72	1.97	3.28	3.33					

Tabla 3.13.- Balance Metalúrgico D₈₀: 135 micrones

Balance Metalúrgico D80: 135 micrones											
Productos	Peso	Ensaye, %, *Onzas/t					Recuperaciones, %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro y Scv Bulk	10.23	0.96	13.45	6.06	28.31	3.46	79.2	85.9	29.4	88.2	10.4
Concentrado Ro y Scv Zn	11.17	0.09	0.54	11.31	1.8	8.71	8.1	3.8	59.8	6.1	28.6
Relave Final	78.6	0.02	0.21	0.29	0.24	2.64	12.7	10.3	10.8	5.7	61.0
Cabeza Calculada	100	0.12	1.60	2.11	3.29	3.40	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ensayada		0.12	1.72	1.97	3.28	3.33					

Tabla 3.14.-Balance Metalúrgico D₈₀: 108 micrones

Balance Metalúrgico D80: 108 micrones											
Productos	Peso	Ensaye, %, *Onzas/t					Recuperaciones				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro y Scv Bulk	10.38	0.93	13.62	5.51	27.14	3.57	80.3	86.8	28.0	89.3	10.5
Concentrado Ro y Scv Zn	11.37	0.07	0.44	11.06	1.46	6.82	6.6	3.1	61.6	5.3	21.9
Relave Final	78.25	0.02	0.21	0.27	0.22	3.06	13.1	10.1	10.4	5.4	67.6
Cabeza Calculada	100	0.12	1.63	2.04	3.16	3.54	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ensayada		0.12	1.72	1.97	3.28	3.33					

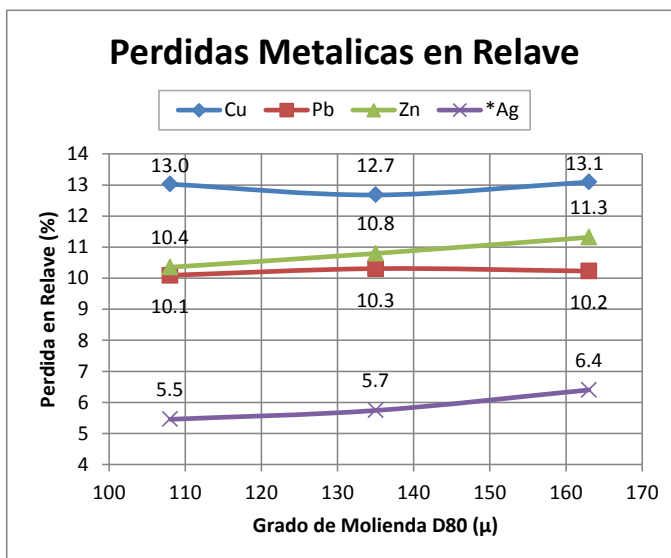


Figura 3.4.- Perdidas metálicas en relave al evaluar moliendabilidad

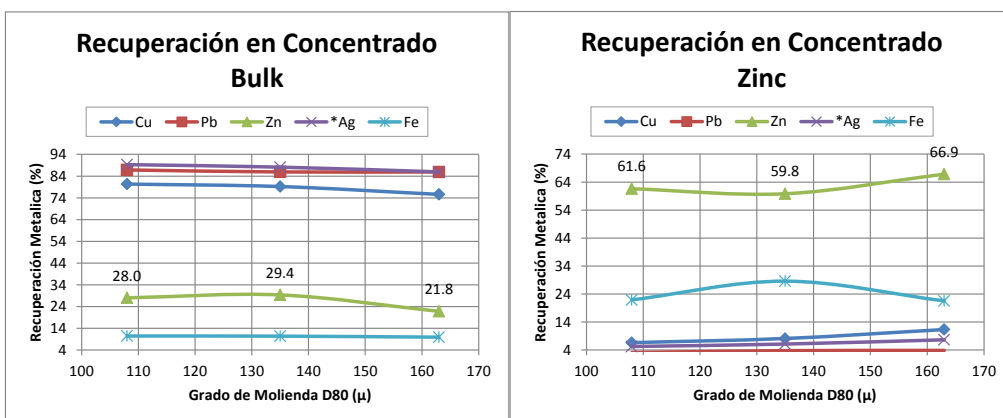


Figura 3.5.- Recuperación metálica en concentrados al evaluar moliendabilidad

La recuperación del zinc a molienda gruesa resulta mayor debido a que a dicha granulometría la activación de zinc en la flotación bulk es menor.

La depresión de mineral de zinc en el concentrado bulk es un efecto que se controlara usando depresores y colectores para lo cual se corrieron prueba con colectores selectivos Aerofloats: A-25 y A-242, Monothiofosfatos MT-4130 Y MT-736 y otros como el Flex – 31 teniendo como base al colector universal Xantato Z – 11 en una

cantidad entre 5 a 10 g/t constituyéndose en el colector principal para los circuitos de flotación bulk y de zinc, respectivamente. Como colector secundario para la flotación bulk se ha evaluado el reactivo Isopropil Etil Tionocarbamato conocido como SF-323 y el Hostafлот F, para reforzar la colección de los sulfuros de cobre, descartándose al Hostafлот F por su reducida fuerza colectora.

3.4.2. Evaluación de la Dosis de Cianuro como Depresor Secundario

En la prueba de flotación diagnóstico corrida a pH natural, utilizando como depresores básicos al Sulfato de Zinc (150 g/t) y al Bisulfito de Sodio (50 g/t) y como colectores los Aerofloats 25 y 242 caracterizados por su selectividad en la flotación de la galena se observó activación de la esfalerita durante la flotación primaria bulk, controlándose con el incremento del consumo de Sulfato de Zinc a 350 g/t, y se reemplazó el bisulfito por cianuro (20 g/t), manteniendo constante la adición de colectores, teniendo al sulfato como depresor principal y al cianuro como depresor secundario.

De las pruebas de diagnóstico realizadas podemos indicar que el Bisulfito de Sodio no aporta significativamente, en este caso, a la depresión de la esfalerita, aún a consumos de 100 g/t, lo cual significa que el problema de la activación en el mineral no es controlada por reacciones de oxidación.

El Sulfato de zinc y el cianuro adicionado al molino, con un rate aproximado Zn^{+2}/CN^- de 10 a 20 constituye uno de los sistemas químicos de depresión más adecuados para la esfalerita y piritita contenidos en el mineral.

Tabla 3.15.- Balance metalúrgico 5g/t de NaCN

BALANCE METALURGICO: PRUEBA CON 5g de NaCN/t											
Productos	Peso	Ensaye, %, *g/t					Recuperaciones, %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro Bulk	4.4	1.84	27.61	5.24	1714	3.59	70.96	79.84	10.38	80.26	5.38
Concentrado Scv Bulk	4.66	0.04	0.5	5.4	34.96	3.6	1.63	1.53	11.33	1.73	5.72
Concentrado Ro Zn	7.01	0.09	0.49	18.5	56.83	12.2	5.53	2.26	58.38	4.24	29.15
Concentrado Scv Zn	3.89	0.23	1.67	5.40	165.61	3.92	7.84	4.27	9.46	6.86	5.20
Relave Final	80.04	0.02	0.23	0.29	8.12	2	14.03	12.10	10.45	6.92	54.56
Cabeza Calculada	100	0.11	1.52	2.22	93.97	2.93	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada		0.121	1.72	1.97	102	3.33					

Tabla 3.16.- Balance metalúrgico 10g/t de NaCN

BALANCE METALURGICO: PRUEBA CON 10g de NaCN/t											
Productos	Peso	Ensaye, %, *g/t					Recuperaciones				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro Bulk	4.32	1.88	27.45	5.38	1783.14	3.4	69.79	79.93	11.76	78.96	4.29
Concentrado Scv Bulk	3.03	0.26	2.05	5.59	197.52	3.87	6.77	4.19	8.57	6.13	3.42
Concentrado Ro Zn	6.69	0.13	0.65	19.73	89.27	11.83	7.47	2.93	66.80	6.12	23.11
Concentrado Scv Zn	4.62	0.05	0.46	0.75	36.47	5.49	1.99	1.43	1.75	1.73	7.41
Relave Final	81.34	0.02	0.21	0.27	8.46	2.6	13.98	11.51	11.11	7.05	61.76
Cabeza Calculada	100	0.12	1.48	1.98	97.55	3.42	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada		0.121	1.72	1.97	102	3.33					

Tabla 3.17.- Balance metalúrgico 20g/t de NaCN

BALANCE METALURGICO: PRUEBA CON 20g de NaCN/t											
Productos	Peso	Ensaye, %, *g/t					Recuperaciones				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Ro Bulk	5.5	1.59	24.13	5.16	1506.82	3.62	75.15	89.46	14.36	84.95	5.81
Concentrado Scv Bulk	3.26	0.18	1.21	5.24	143	3.69	5.04	2.66	8.64	4.78	3.51
Concentrado Ro Zn	6.1	0.15	0.55	22.41	85.02	3.13	7.86	2.26	69.18	5.32	5.58
Concentrado Scv Zn	5.12	0.04	0.44	0.44	27.95	6.28	1.76	1.52	1.14	1.47	9.39
Relave Final	80.02	0.01	0.18	0.27	7.08	3.32	6.88	9.71	10.93	5.81	77.59
Cabeza Calculada	100	0.11	1.57	2.06	99.82	3.49	97	106	104	102	102
Cabeza Ensayada		0.121	1.72	1.97	102	3.33					

El análisis de los resultados indica que incrementando el consumo de cianuro de 5g/t a 20 g/t se logra incrementar la recuperación de los minerales de plomo, plata y cobre en el concentrado bulk primario, lo cual se atribuye a la mayor selectividad.

3.4.3. Pruebas de Evaluación del pH

El pH constituye una variable medible e importante del proceso que influye en la recuperación metálica y grado de los concentrados, la flotación bulk se está efectuando a pH 8.3 y la flotación de zinc se está realizando con pH de 11.3. mayores valores de pH en la flotación bulk incrementarán la activación de los sulfuros de zinc, mientras que en el circuito de flotación de zinc es el valor de pH que permite una selectividad adecuada Zn/Fe la que se deteriora a valores menores de pH

3.4.4. Pruebas de Ajuste y Limpieza de Concentrados

Estas pruebas tienen por objetivo determinar:

el pH y la dosis de reactivos a adicionar por etapa, determinar las etapas de molienda.

las etapas de limpieza, y el tiempo de flotación, por etapa.

Estas pruebas preliminares servirán para establecer básicamente el esquema de flotación y sus condiciones como pH y dosis de reactivos a usar, determinar las etapas de molienda.

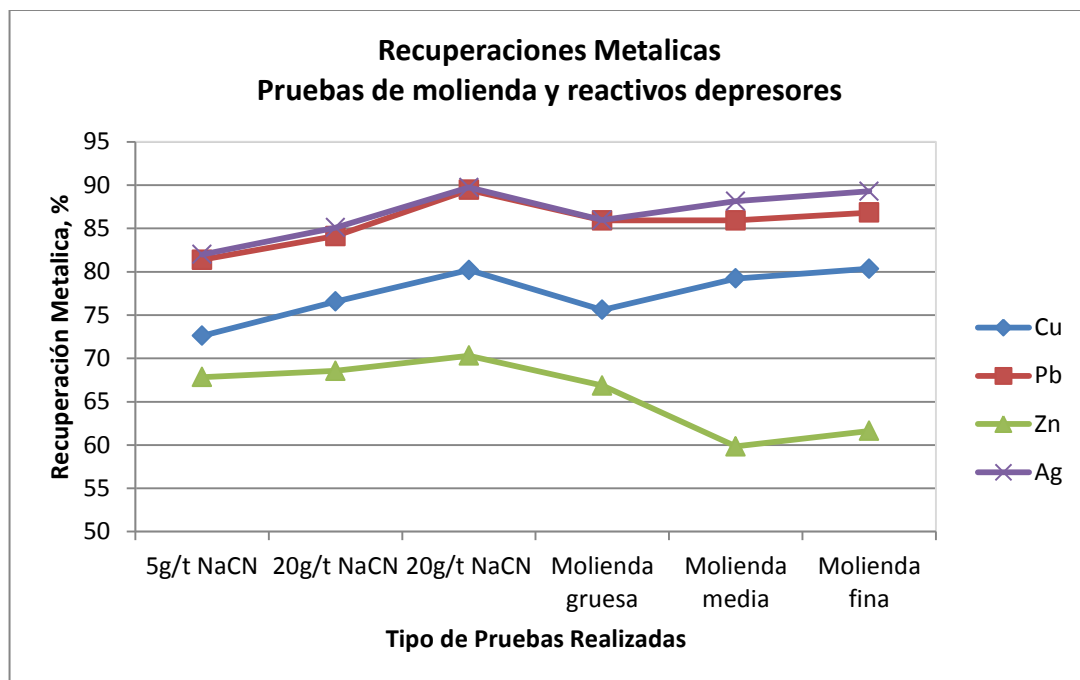


Figura 3.6.- Grado de concentrados para las pruebas realizadas.

Donde:

5g/t NaCN: dosificación de cianuro 5g/t

10 g/t NaCN: dosificación de cianuro 10g/t

20 g/t NaCN: dosificación de cianuro 20g/t

Molienda gruesa: D_{80} 163 micrones

Molienda media: D_{80} 135 micrones

Molienda fina: D_{80} 108 micrones

3.5. Evaluación de la Remolienda del Relave Rougher Bulk

La remolienda del relave Rougher bulk se evaluó como una alternativa, sustentado por las siguientes razones:

- Iniciar la liberación del mineral realizando una molienda de granulometría gruesa que permita, reducir la generación de lamas durante la molienda del mineral por el contenido significativo de arcillas y carbonatos.
- Reducir la activación de los sulfuros de zinc en el circuito de flotación bulk, y
- Producir un concentrado bulk de granulometría gruesa para facilitar la separación cobre/plomo y la separación sólido-líquido.

El primer paso fue determinar las condiciones de operación para la molienda primaria. Para ello se consideró que el mineral polimetálico genera 63.5 % de partículas menores a 75 micrones y 48.7 % partículas menores a 38 micrones, incrementado en aproximadamente 28 unidades respecto al tiempo cero de molienda, cuando es molido a D_{80} de 124 micrones, granulometría considerada adecuada para la flotación de minerales polimetálicos.

Para el grado de molienda indicado la distribución metálica por fracciones de tamaño se muestra en la tabla 3.18.

Tabla 3. 18.- Distribución Metálica a D₈₀ : 124micrones

Malla		Peso	Distribución Metálica Acumulada, %				
Tyler	Micrones	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
65	212	4.06	2.49	0.54	2.63	1.01	2.59
100	150	8.63	9.69	3.59	11.59	6.23	8.46
200	75	23.78	35.23	26.70	41.96	32.98	28.38
400	38	14.86	53.55	49.30	61.09	53.87	45.49
-400	-38	48.67	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Si tenemos en cuenta que la flotación convencional es eficiente en el rango de 10 a 100 micrones, en el caso del mineral para el grado de liberación definido por 124 micrones como D₈₀, existirían en el alimento a flotación: 22.8% Cu, 15.28% Pb, 27.29% Zn y 19.1% de plata en condiciones de grado de liberación poco favorables para una buena flotación, hecho que sustenta la necesidad de una molienda fina para mejorar las recuperaciones metálicas en los concentrados correspondientes.

Para definir los grados de molienda se tomó como base la granulometría del estudio de cinética de molienda que se reporta en resumen los valores de la tabla 3.19.

Tabla 3.19.- Cinética de Molienda

MOLIENDA	D 80 Micrones	Distribución Granulométrica, %		
		M +65	M -200	M -400
0	1194	64.5	24.6	19.5
5	247	25.0	45.7	35.4
6	198	17.1	50.3	37.8
6.85	163	10.6	55.3	41.7
8.28	135	5.7	60.7	45.4
10	124	4.1	63.5	48.7
11.61	108	1.9	66.6	48.6
15	84	0.5	76.6	56.3

De acuerdo a estos datos los grados de molienda seleccionados fueron los de 6 minutos para la molienda primaria, 50.3 % malla -200, granulometría que no represente un riesgo de arenamiento de las celdas y para el caso de la remolienda se elige el grado que se obtiene con 15 minutos de molienda para el cual el porcentaje retenido en la malla 65 es prácticamente no significativa. Pruebas adicionales de molienda determinaron que un tiempo de remolienda de 6 minutos para el relave Rougher bulk permite llegar a la granulometría cercana a la de 15 minutos.

Las pruebas de flotación en adelante se realizaron con tiempos de remolienda cercanos a 6 minutos para ver su efecto real sobre la activación de la esfalerita y sobre la recuperación del cobre-plata y zinc.

Por otra parte, el aporte de la remolienda se manifiesta en recuperaciones significativas de los metales valiosos en el concentrado cleaner scavenger, producto de la limpieza del concentrado scavenger alimentado con el relave bulk remolido. De acuerdo al balance, en el concentrado cleaner scavenger se recupera más cobre, 28.6%, seguido de la plata con similar porcentaje y menor cantidad de plomo, 13.3%. La recuperación de valores en el concentrado rougher es contrario, se recupera más plomo, 71.7% Pb, seguido por el cobre con 44.7% Cu, y 45% de plata. Respecto a la “recuperación” de zinc, activación de la esfalerita en la flotación bulk, es moderada y se incrementa de 0.95% en el concentrado “unitario” a 3.28% y 4.79% en los concentrados rougher y cleaner scavenger, respectivamente.

Las pruebas de flotación siguientes se efectuaron variando el tiempo de remolienda para evaluar el efecto del grado de remolienda sobre las recuperaciones metálicas principalmente en el concentrado bulk.

Por otra parte, el aporte de la remolienda se manifiesta en recuperaciones significativas de los metales valiosos en el concentrado cleaner scavenger, producto de la limpieza del concentrado scavenger alimentado con el relave bulk remolido. De acuerdo al balance, en el concentrado cleaner scavenger se recupera más cobre, 28.6%, seguido de la plata con similar % y menor cantidad de plomo, 13.3%. La recuperación de valores en el concentrado rougher es contrario, se recupera más plomo, 71.7% Pb, seguido por el cobre con 44.7% Cu, y 45% de plata. Respecto a la “recuperación” de zinc, activación de la esfalerita en la flotación bulk, es moderada y se incrementa de 0.95% en el concentrado “unitario” a 3.28% y 4.79% en los concentrados rougher y cleaner scavenger, respectivamente.

3.6. Cinética de Flotación

La finalidad de realizar una prueba de flotación es determinar cuál es el tiempo que toma obtener una recuperación determinada para el mineral que se esté tratando en la flotación. Estos valores nos ayudaran en la determinación del tamaño de las celdas de flotación en cada etapa rougher scavenger o cleaner.

En la tabla 3.20 se tiene los resultados parciales de la cinética de flotación.

Tabla 3.20.- Cinética de Flotación – balance metalúrgico parcial

Productos	Tiempo	Peso	Ensayes: %, * Onz/t					Recuperación Metálica, %				
	Seg	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Bulk C1	15	1.81	2.72	43.45	7.25	83.33	2.89	43.80	52.64	6.40	29.58	1.50
Bulk C2	30	1.65	1.9	24.57	9.69	52.12	3.69	27.89	27.14	7.80	16.87	1.74
Bulk C3	75	1.88	0.51	4.86	8.01	13.63	4.17	8.53	6.12	7.35	5.03	2.24
Bulk C4	120	2.6	0.14	1.29	5.78	3.82	3.76	3.24	2.24	7.33	1.95	2.80
Bulk C5	180	3.23	0.1	0.8	6.74	2.53	3.5	2.87	1.73	10.62	1.60	3.24
Bulk C6	300	4.32	0.07	0.52	9.24	1.59	3.3	2.69	1.50	19.48	1.35	4.08
Zinc C1	15	1.58	0.08	0.3	33.74	1.35	3.2	1.12	0.32	26.01	0.42	1.45
Zinc C2	30	1.24	0.05	0.38	5.52	1.08	5.67	0.55	0.32	3.34	0.26	2.01
Zinc C3	75	1.82	0.04	0.37	1.37	0.92	6.79	0.65	0.45	1.22	0.33	3.54
Zinc C4	120	2.04	0.03	0.35	0.6	0.63	9.37	0.54	0.48	0.60	0.25	5.47
Zinc C5	180	4.81	0.02	0.25	0.22	0.47	24.95	0.86	0.80	0.52	0.44	34.35
Zinc C6	300	4.26	0.03	0.26	0.29	0.14	9.36	1.14	0.74	0.60	0.12	11.41
Relave Final		68.76	0.01	0.12	0.26	3.1	1.33	6.12	5.52	8.72	41.81	26.17
Cabeza Calculada		100	0.11	1.49	2.05	5.10	3.49	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Ensayada			0.121	1.72	1.97	3.28	3.33					

La tabla 3.21 resume los resultados metalúrgicos acumulados de leyes y recuperaciones para un tiempo de flotación total de 12 minutos.

Tabla 3.21.- Balance acumulado de prueba de cinética de flotación

Productos	Tiempo	Peso	Ensayes: %, *Onz/t					Recuperación Metalica, %				
	Seg	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado Bulk												
Bulk C1	15	1.81	2.72	43.45	7.25	83.33	2.89	43.80	52.64	6.40	29.58	1.50
Bulk C2	45	3.46	2.33	34.45	8.41	68.45	3.27	71.69	79.78	14.21	46.45	3.24
Bulk C3	120	5.34	1.69	24.03	8.27	49.15	3.59	80.22	85.89	21.55	51.47	5.48
Bulk C4	240	7.94	1.18	16.58	7.46	34.31	3.64	83.46	88.14	28.89	53.42	8.28
Bulk C5	420	11.17	0.87	12.02	7.25	25.12	3.60	86.33	89.87	39.51	55.02	11.52
Bulk C6	720	15.49	0.65	8.81	7.80	18.56	3.52	89.02	91.37	58.99	56.37	15.60
Concentrado Zinc												
Zinc C1	15	1.58	0.08	0.3	33.74	1.35	3.2	1.12	0.32	26.01	0.42	1.45
Zinc C2	45	2.82	0.07	0.34	21.33	1.23	4.29	1.68	0.63	29.35	0.68	3.46
Zinc C3	120	4.64	0.06	0.35	13.50	1.11	5.27	2.32	1.08	30.57	1.01	7.00
Zinc C4	240	6.68	0.05	0.35	9.56	0.96	6.52	2.87	1.56	31.17	1.26	12.47
Zinc C5	420	11.49	0.04	0.31	5.65	0.76	14.24	3.72	2.37	31.68	1.70	46.82
Zinc C6	720	15.75	0.03	0.29	4.20	0.59	12.92	4.86	3.11	32.29	1.82	58.23
Relave Final		68.76	0.01	0.12	0.26	3.1	1.33	6.12	5.52	8.72	41.81	26.17
Cabeza Calculada		100	0.11	1.49	2.05	5.10	3.49	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada			0.121	1.72	1.97	3.28	3.33					

Los resultados indican que la galena flota con mayor velocidad que los sulfuros de cobre y que la activación de la esfalerita es muy sensible al exceso de colector. La plata flota prácticamente junto con el cobre debido a la solución sólida de la tetraedrita, mientras que la pirita es el sulfuro con mayor grado de depresión. Los gráficos 3.7 y 3.8 muestran el comportamiento de las leyes y recuperaciones metálicas en función al tiempo de flotación.

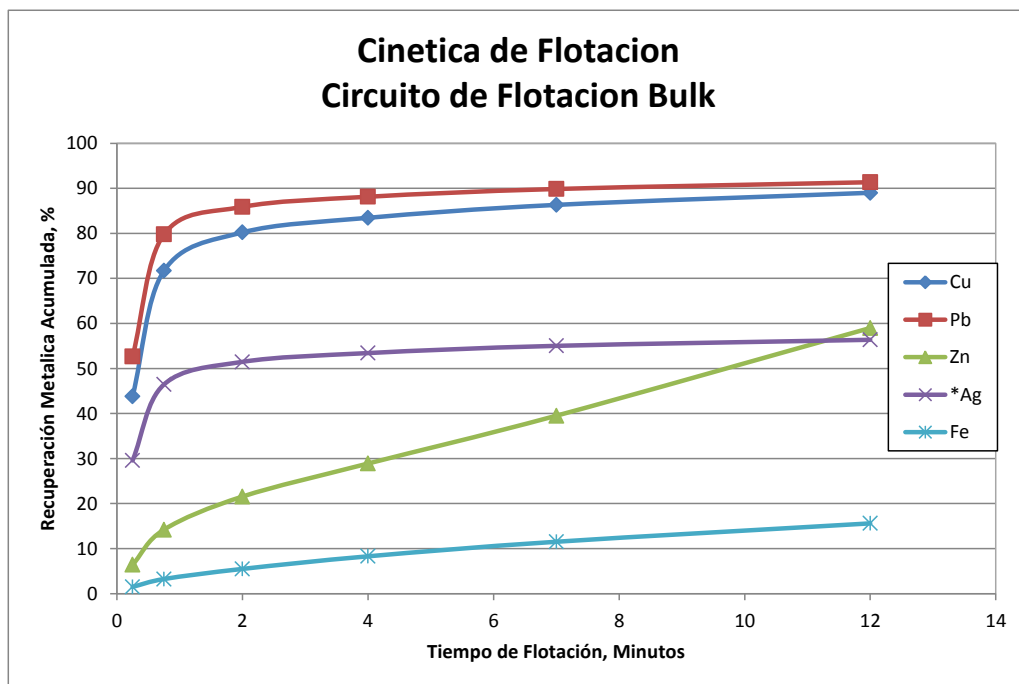


Figura 3.7.- Cinética de flotación circuito bulk

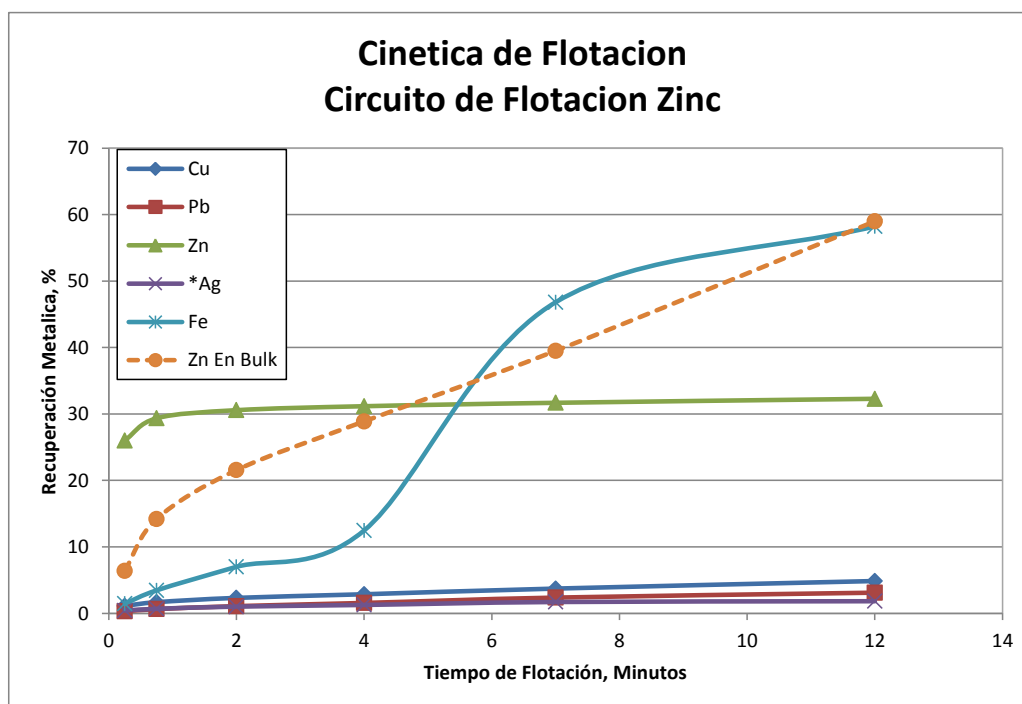


Figura 3.8.- Cinética de flotación circuito de zinc

Los gráficos indican que en la flotación bulk los minerales de cobre, plomo y plata flotan con cinética similar y que el tiempo de flotación adecuado, para

recuperaciones del orden de 85% en el concentrado bulk, llega a un máximo de 7 minutos, a partir del cual el incremento de la recuperación es poco significativo para mayores tiempos de flotación, siendo los minerales de cobre quienes requieren mayor tiempo de flotación.

Respecto a la flotación de la esfalerita, sulfuro que manifiesta menor recuperación que los otros sulfuros presentes en el mineral. Se observa que en el concentrado Bulk se logra recuperar 59% de zinc como contaminante y en la etapa de flotación de zinc solo se recupera un 32%, flota con alta velocidad cuando está activado con el ion cúprico Cu^{++} y requiere no más de 7 minutos de flotación para alcanzar recuperaciones de 80% . Los gráficos 3.9 a 3.11 muestran el efecto del tiempo de flotación sobre las leyes de los concentrados primarios bulk y de zinc.

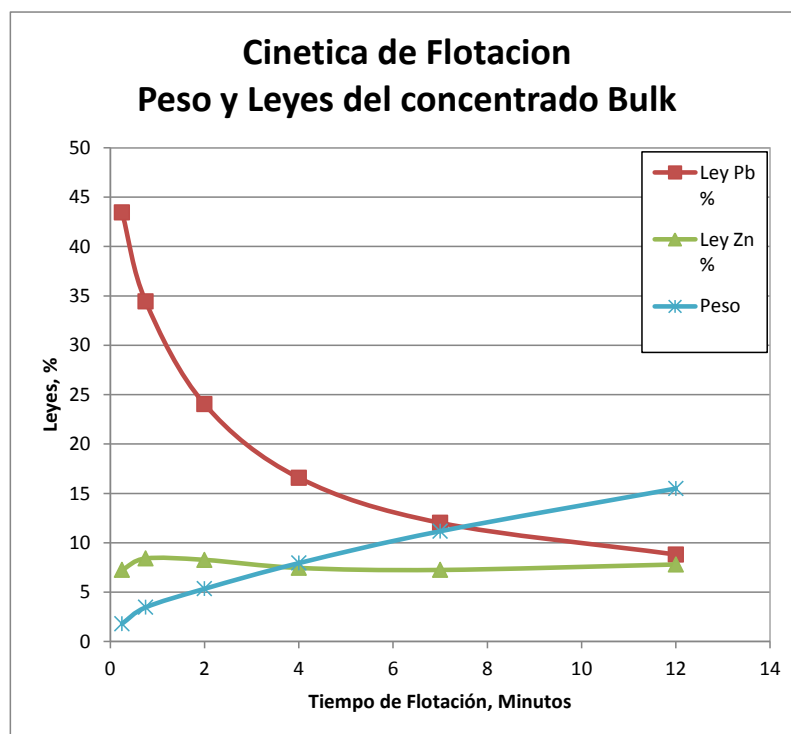


Figura 3.9.- Cinética de flotación Bulk pesos y leyes de Pb y Zn

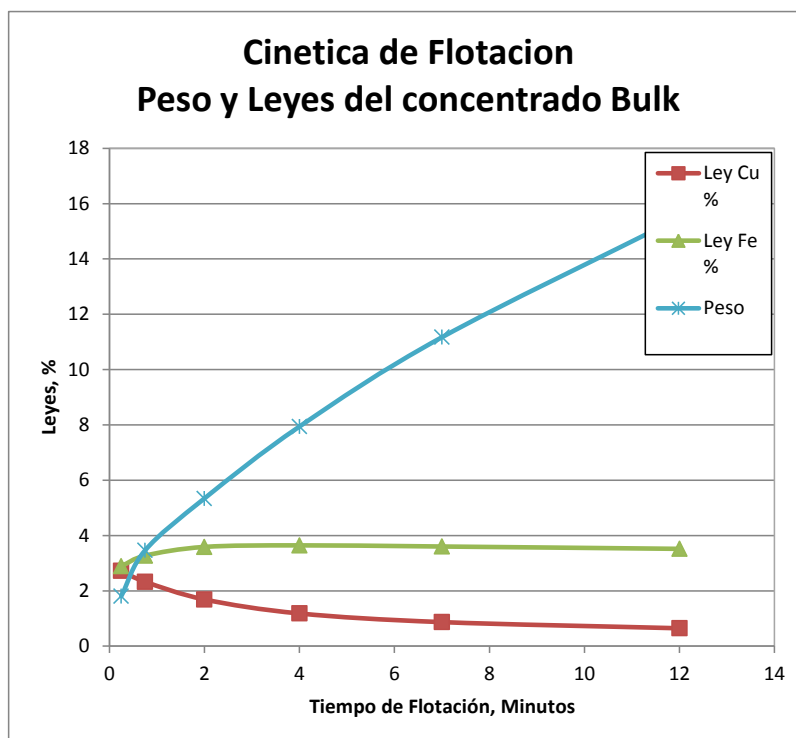


Figura 3.10.- Cinetica de flotación Bulk Cu, Fe

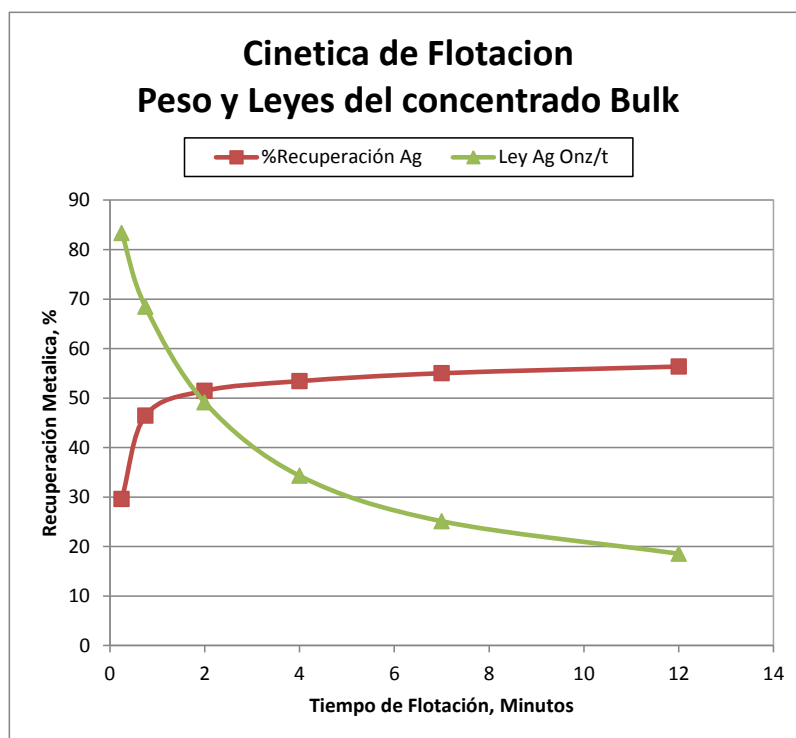


Figura 3.11.- Cinética de flotación bulk, grado y recuperación de plata

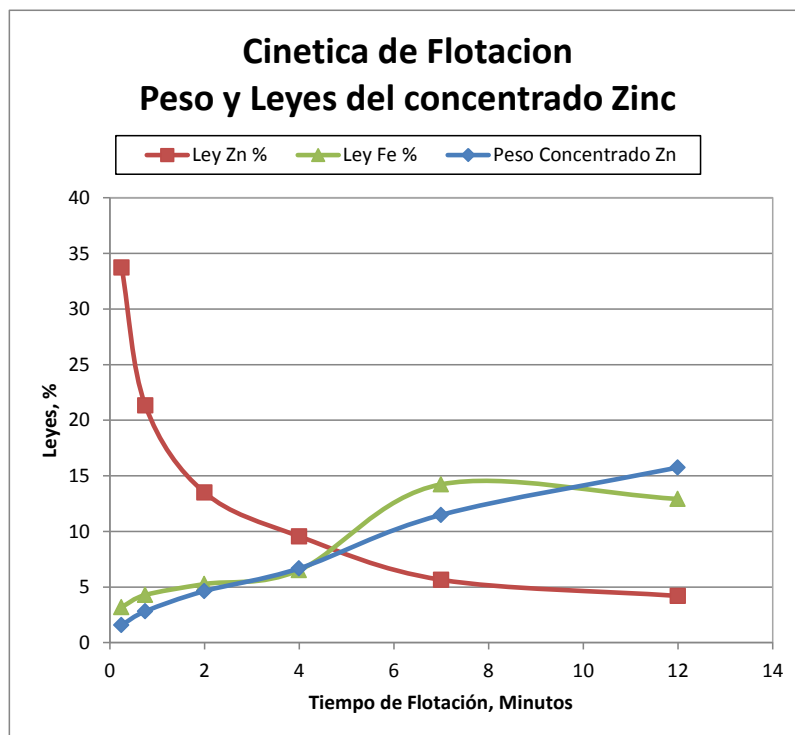


Figura 3.12.- Cinética de flotación circuito de zinc, peso y leyes Zn, Fe

El análisis de los gráficos adjuntos explica que la selectividad de los concentrados se deteriora rápidamente, hecho que guarda relación con la cinética rápida de flotación.

3.7. Pruebas de Flotación con Separación Cobre-Plomo

Las pruebas de flotación con separación Cu/Pb se efectuaron con la finalidad de determinar las condiciones operativas del circuito de separación.

3.7.1. Selección del Método de Separación Cu - Pb

La separación de los concentrados de plomo y cobre a partir del concentrado bulk se pueden realizar mediante 2 métodos, cuya elección depende del valor que adquiere el coeficiente másico Pb/Cu:

- a) **Método del Cianuro**, preparado en forma del complejo MIX, reactivo depresor de los sulfuros de cobre.

- b) **Método del Bicromato**, preparado en forma del complejo RCS, reactivo depresor de galena.

El carbón activado es utilizado en ambos métodos con la finalidad de crear las condiciones para mejorar la acción de ambos reactivos depresores. Esto se logra absorbiendo el espumante de la pulpa y de otros agentes en la superficie del mineral. El concentrado bulk que se obtiene en la flotación del mineral se caracteriza por contener mucha más galena que sulfuros de cobre, adquiriendo el coeficiente Pb/Cu un valor mucho mayor que 1, razón que implica deprimir la galena y flotar los sulfuros de cobre mediante el reactivo RCS.

3.7.2. Prueba de Flotación con Separación Cu- Pb

En la siguiente tabla se resume las condiciones de las pruebas realizadas para la separación entre el mineral de Cu y Pb.

Grado de Molienda	:	60.7 % malla menos 200
PH Flotación bulk	:	8.3
Remolienda	:	No se realizó
Etapas Limp. bulk	:	1
Sólidos en flotación	:	30 %

Consumo bicromato : PCS-1: 250 g/t de mineral y
 PCS-5: 450g/ t de mineral

Etapas separación : Flotación primaria rougher - scavenger
 No se realizó limpieza.

Preparación del reactivo RCS: se preparó mezclando los reactivos: bicromato de sodio, carboxil metil celulosa y fosfato monosódico de sodio en proporción de 60, 20 y 20 % en peso, respectivamente. El carbón activado fue acondicionado previo a la adición del RCS.

Los resultados obtenidos en la prueba se resume en la tabla 23 en la cual se observa que el grado del concentrado de cobre ha disminuido casi en 7 unidades de la prueba PCS-5 respecto a la PCS-1 en la cual el concentrado ensayó 23.51 %Cu, debido a que en la prueba PCS-5 se operó a pH 7.3 y se efectuó solo una etapa de limpieza bulk, lo cual permite concluir que el pH para la flotación bulk debe mantenerse en valores de 8.3 a 8.5, regulado con cal y que el concentrado bulk debe ser obtenido mínimo con 2 etapas de limpieza.

Tabla 3.22.-Balance metalúrgico de prueba de separación Cu – Pb, PCS-1

PRODUCTOS	PESO	ENSAYES, %, *Onz/TM					RECUPERACIONES				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
Concentrado de Cu	0.21	23.51	8.81	7.48	546.56	8.63	42.42	1.19	0.78	36.46	0.53
Concentrado de Pb	1.84	1.67	63.45	6.30	65.78	2.98	25.82	73.44	5.65	37.70	1.57
Relave Clc 1 Y 2 Bulk	4.66	0.28	3.63	4.76	8.57	3.62	11.03	10.62	10.80	12.42	4.82
Relave Clc Sev Bulk	4.27	0.05	0.59	3.82	1.49	3.31	1.90	1.58	7.94	1.98	4.04
Concentrado Clc Zn	1.71	0.19	0.40	61.87	2.81	1.38	2.67	0.43	51.46	1.49	0.67
Relave Clc 1 y 2 Zn	4.72	0.08	0.54	4.88	1.67	3.73	3.06	1.61	11.22	2.46	5.02
Concentrado Scavenger Zn	4.63	0.05	0.46	0.50	1.06	5.44	1.85	1.34	1.12	1.53	7.19
Relave Final	80.02	0.02	0.19	0.28	0.24	3.34	11.25	9.80	11.03	5.95	76.16
Cabeza Calculada	100.00	0.12	1.59	2.05	3.21	3.50	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada		0.12	1.72	1.97	3.28	3.33					

Tabla 3.23.-Balance metalúrgico de prueba de separación Cu – Pb, PCS-5

PRODUCTOS	PESO	ENSAYES, %, *Onz/TM					RECUPERACIONES				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe
Concentrado de Cu	0.3	16.87	11.67	16.22	397.19	7.96	56.78	2.59	2.79	48.61	0.82
Concentrado de Pb	1.9	0.50	62.76	5.25	40.06	2.79	9.20	76.61	4.96	26.97	1.57
Relave Clc 1 Bulk	2.5	0.21	2.57	4.17	6.00	4.00	5.26	4.16	5.23	5.36	2.99
Concentrado de Zn	2.3	0.31	0.76	59.72	5.73	1.83	6.84	1.12	68.28	4.66	1.24
Concentrado Scavenger Zn	4.9	0.05	0.44	0.64	1.25	3.66	2.53	1.39	1.54	2.16	5.28
Relave Clc 1 Zn	3.7	0.06	0.49	1.07	1.56	4.30	2.16	1.15	1.95	2.03	4.68
Relave Clc 2 Zn	0.5	0.22	1.31	9.91	6.21	4.94	1.07	0.43	2.51	1.12	0.74
Relave Final	83.9	0.02	0.23	0.30	0.30	3.31	16.16	12.56	12.74	9.09	82.67
Cabeza Calculada	100.0	0.10	1.55	2.00	2.81	3.36	100	100	100	100	100
Cabeza Ensayada		0.12	1.72	1.97	3.28	3.33					

Los resultados metalúrgicos obtenidos en las pruebas de separación, sin remolienda, se resume en la tabla 3.24.

Tabla 3.24.- Comparación de leyes y recuperaciones de concentrados

Concentrado	ENSAYES, %, *Onz/TM					RECUPERACIONES				
	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
Cobre PCS -1	23.51	8.81	7.48	546.56	8.63	42.42	1.19	0.78	36.46	0.53
Cobre PCS - 5	16.87	11.67	16.22	397.19	7.96	56.78	2.59	2.79	48.61	0.82
Plomo PCS -1	1.67	63.45	6.30	65.78	2.98	25.82	73.44	5.65	37.70	1.57
Plomo PCS - 5	0.50	62.76	5.25	40.06	2.79	9.20	76.61	4.96	26.97	1.57
Zinc PCS - 1	0.19	0.40	61.87	2.81	1.38	2.67	0.43	51.46	1.49	0.67
Zinc PCS - 5	0.31	0.76	59.72	5.73	1.83	6.84	1.12	68.28	4.66	1.24

La ventaja adicional de operar el circuito de flotación bulk a pH 8.3 regulado con cal es que facilita la separación cobre/plomo, permitiendo operar con menor consumo de bicromato.

En la prueba PCS-5, se evaluó la cinética de flotación de la esfalerita en la etapa de flotación rougher-scavenger, obteniéndose la gráfica 3.13 que ratifica su cinética rápida de flotación.

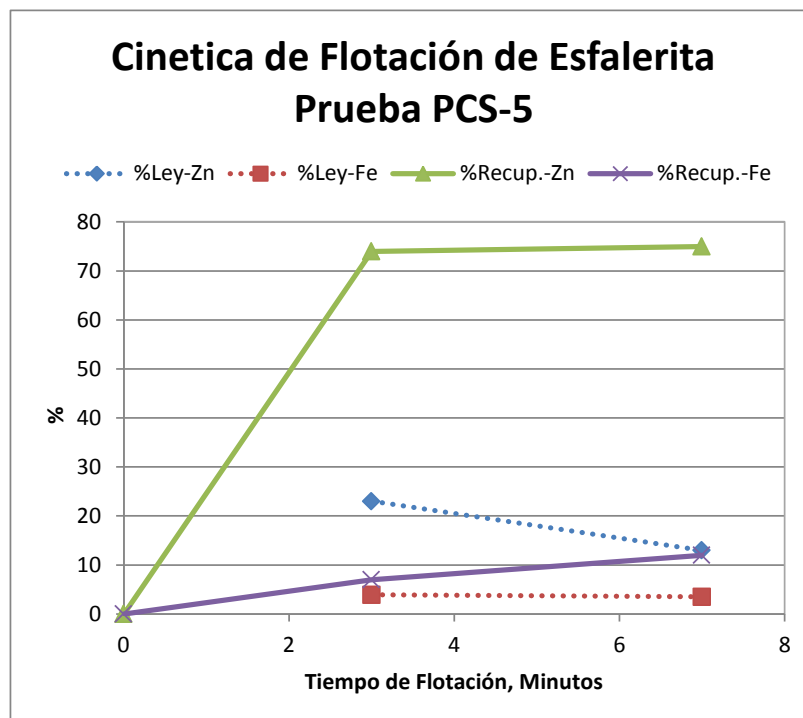


Figura 3.13.- Cinética de flotación de esfalerita

3.8. Pruebas de Ciclo Cerrado

Las pruebas de flotación en ciclo cerrado se efectuaron con el propósito de evaluar el comportamiento del mineral, a las condiciones de molienda y selección de reactivos hasta ahora definidas en las pruebas de flotación batch.

Del mismo modo, las pruebas de ciclo cerrado evalúan el efecto de las cargas circulantes sobre el tiempo de flotación, grado y recuperación de los elementos valiosos en los concentrados respectivos, en este caso, de cobre, plomo y de zinc.

Para estas pruebas se consideró un esquema en el que para la flotación Bulk se tiene una molienda gruesa, una flotación Rougher, una scavenger y una

clasificación y remolienda de los relaves Scavenger, una posterior limpieza de los concentrados bulk obtenidos y la separación Cu-Pb. El esquema propuesto que se muestra en la figura 3.14 considera que en la flotación de zinc el acondicionamiento convencional de la pulpa es en 3 etapas, posterior a esto hay una flotación Rougher y scavenger que genera un concentrado que pasa a la etapa de limpieza.

En total se corrieron 4 pruebas de ciclo cerrado, las 2 primeras pruebas fueron de 5 ciclos y las 2 últimas pruebas fueron de 4 ciclos.

Es importante indicar que el desarrollo de las pruebas de ciclo cerrado no incluyeron etapas de flotación unitaria, tampoco flotación flash.

Durante el desarrollo de las pruebas se recicló en lo posible las aguas de proceso generadas con la finalidad de operar en condiciones similares a la que será la operación a nivel planta.

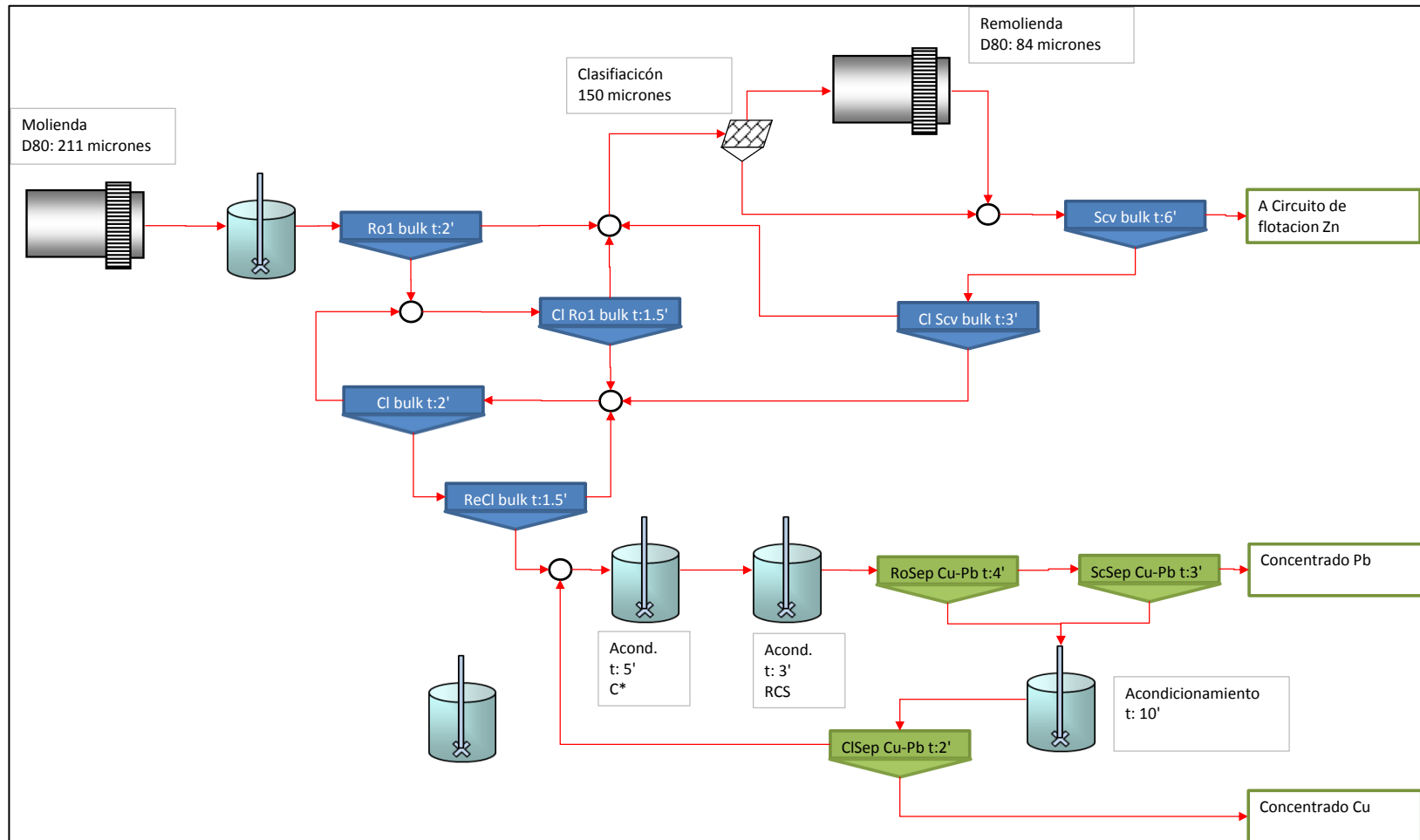


Figura 3.14.- Esquema planteado para los circuitos cerrados de flotación Bulk

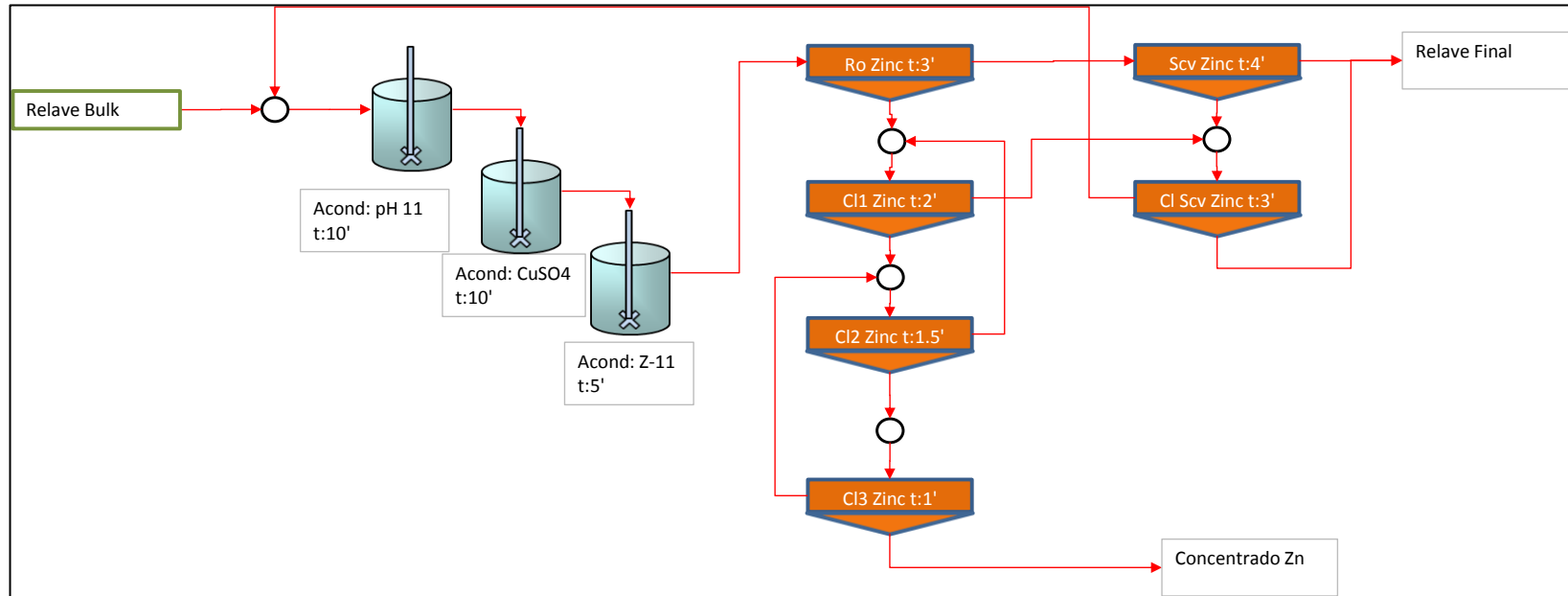


Figura 3.15.-Esquema planteado para los circuitos cerrados de flotación Zinc

3.8.1. Comportamiento del Mineral

En términos generales, las menas contenidas en el mineral tienen una alta cinética de flotación es una ventaja pues se manejarán menos cargas circulante en los circuitos de flotación.

Este comportamiento tiene efecto importante en el incremento del tiempo de residencia de la pulpa mineral en acondicionadores y celdas de flotación reduciendo en cierto modo el volumen de los equipos.

Entre los problemas mineralúrgicos que presenta este mineral son básicamente los siguientes:

- a) Tendencia a formar lamas durante la molienda, debido a la presencia de material arcilloso, esto se podría evitar con la inclusión de una etapa de molienda gruesa seguida de una flotación de gruesos y remolienda del relave rougher bulk.
- b) Activación de la esfalerita en la flotación bulk, la cual se logra reducir efectuando la flotación a granulometría gruesa, utilizando como depresor el complejo cianuro-sulfato de zinc a pH 8.3 regulado con cal, efectuando un control estricto a la dosificación del colector Z-11.

- c) Problemas de liberación de las especies de cobre y zinc principalmente incrustadas en la matriz de pirita y en otros casos en la ganga transparente. Para mejorar la liberación de éstos mixtos el esquema diseñado contempla la remolienda del relave rougher bulk.

3.9. Resultados Metalúrgicos

Los resultados obtenidos en las pruebas cíclicas se resumen en los siguientes balances metalúrgicos, que han sido elaborados considerando las leyes de cabeza ensayadas para el mineral y recalculando las leyes del relave final

Tabla 3.25.- Balance metalúrgico ciclo cerrado 1

Productos	Peso	Ensayes: %, *Onz/t								Recuperación Metálica: %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	As	Sb	MgO	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
Concentrado de Cobre	0.28	24.25	13.67	7.48	574.15	6.08	5.87	9.32		59.91	2.28	1.15	53.11	0.53
Concentrado de Plomo	2.13	0.63	66.93	4.80	40.94	2.68				11.78	84.41	5.59	28.67	1.76
Concentrado de Cinc	2.37	0.56	0.67	60.10	11.04	1.70			0.192	11.61	0.94	77.65	8.57	1.24
Relave Final	95.22	0.02	0.22	0.30	0.31	3.29				16.69	12.38	15.60	9.64	96.47
Cabeza calculada	100.00	0.11	1.69	1.83	3.05	3.25				100	100	100	100	100

Tabla 3.26.- Balance metalúrgico ciclo cerrado 4

Productos	Peso	Ensayes: %, *Onz/t								Recuperación Metálica: %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	As	Sb	MgO	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
Concentrado de Cobre	0.37	22.66	12.93	8.48	555.05	7.69	5.44	8.18		70.15	2.47	1.37	60.45	0.83
Concentrado de Plomo	2.60	0.38	64.16	6.80	35.43	3.26	0.14	0.31		8.30	86.49	7.75	27.25	2.49
Concentrado de Cinc	3.13	0.27	0.38	57.47	4.18	4.09			--	7.13	0.62	78.74	3.86	3.76
Relave Final	93.90	0.02	0.21	0.30	0.30	3.37				14.42	10.42	12.14	8.44	92.92
Cabeza calculada	100.00	0.12	1.93	2.28	3.38	3.40				100	100	100	100	100

3.10. Contaminantes Presentes en los Concentrados

Los contaminantes presentes en los concentrados son aportados por la tetraedrita y la dolomita, responsables de la presencia de arsénico, antimonio y óxido de magnesio, en los niveles siguientes.

Tabla 3.27.- Contaminantes en concentrados

Concentrado	Contaminantes, %		
	As	Sb	MgO
Cobre	5 a 6	7.5 a 9.5	
Plomo	0.2	0.3	
Zinc			0.1 a 0.3

3.11. Caracterización de los Concentrados

a) Concentrado de Cobre

La ley promedio de cobre, en su concentrado, está en 22 %Cu. Las impurezas que necesitan reducir son el plomo y el zinc. La plata alcanza leyes mayores a 500 Onz-Ag/t de mineral La recuperación de cobre alcanza niveles cercanos a 60%.

b) Concentrado de Plomo

La ley promedio de plomo en su concentrado está sobre 60% para una recuperación cercano al 80%.

c) Concentrado de Zinc

El grado de zinc en su concentrado está cerca de 60% y su recuperación indica niveles de 75%. Para mejorar su recuperación es necesario mejorar la recuperación de la esfalerita fina que se encuentra en la fracción menor a 38 micrones del relave final.

Tabla 3.28.- Gravedad específica de concentrados

Concentrado de mineral	gravedad específica	Unidad
Cobre	4.6	g/cc
Plomo	5.7	g/cc
Zinc	3.96	g/cc

El concentrado de cobre presenta una gravedad específica menor a la del concentrado de plomo.

3.12. Análisis Mineralógico de los Productos de la Flotación.

De los concentrados se cuantifica que la cantidad de especie mineralógica del metal base es mayor al 50% en todos los productos.

Concentrado de Cu: 66.69% de minerales con contenido de metal base.

Tetraedrita: 29.7%

Tenantita: 27.59%

Calcopirita: 5.74%

Concentrado de Pb: 73.83% de mineral con contenido de metal base.

Galena: 73.83%

3.13. Pérdidas Metálicas en el Relave final

El análisis de mallas valoradas del relave de la prueba cíclica IV muestra las pérdidas metálicas por fracciones de tamaño, concentrándose éstas en la fracción menor a 38 micrones.

Tabla 3.29.- Perdidas Metálicas en el Relave Final

Malla		Peso	Ensayes: %, *Onz/t					Distribución Metálica Parcial, %				
Tyler	Micrones	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
100	150	4.00	0.03	0.06	0.12	0.25	2.19	5.08	1.30	1.59	3.36	2.62
140	100	8.54	0.01	0.07	0.20	0.16	2.16	4.60	3.20	5.40	4.56	5.54
200	75	12.18	0.01	0.09	0.23	0.17	2.46	5.14	5.30	8.98	6.88	8.99
270	53	14.70	0.01	0.11	0.25	0.16	3.10	6.31	8.48	11.73	7.72	13.64
400	38	7.22	0.01	0.15	0.26	0.20	3.86	4.01	5.49	5.98	4.77	8.35
-400	-38	53.36	0.04	0.28	0.38	0.41	3.81	74.85	76.23	66.33	72.72	60.86
Cabeza calculada		100	0.026	0.198	0.310	0.302	3.340	100	100	100	100	100

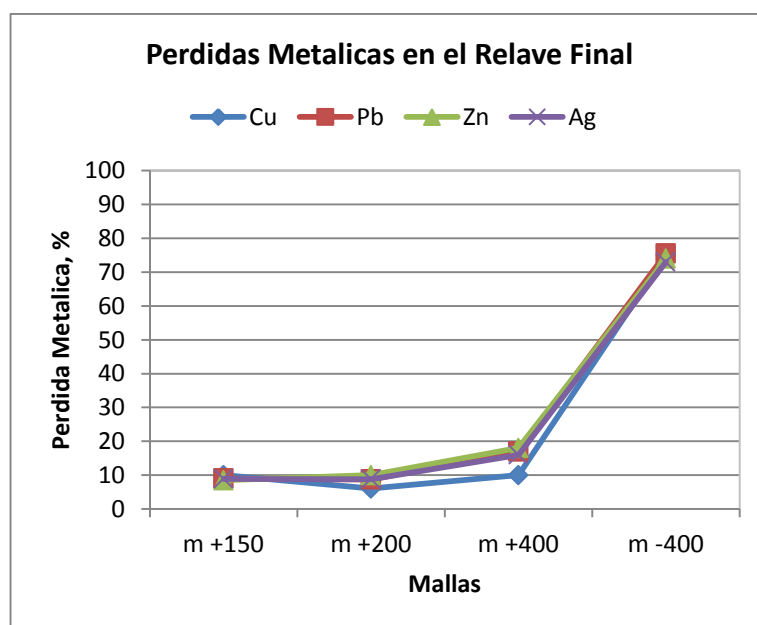


Figura 3.16.- Perdidas metálicas en relave final

Otra característica de las pérdidas metálicas en el relave originado por la flotación del mineral es la correlación pronunciada que existe entre los valores de zinc y hierro.

Este comportamiento metálico explicaría que el zinc desplazado al relave estará incrustada finamente sobre la pirita, tal como resalta el estudio de microscopía, de ser así la posibilidad de reducir dichas pérdidas sería no posible.

4. EVALUACION ECONOMICA

Como resultado de las pruebas de recuperación del mineral de cobre con arsénico se tiene el siguiente balance metalúrgico.

Tabla 4. 1.- Balance metalúrgico de la prueba

Productos	Peso	Ensayes: %, *Onz/t								Recuperación Metálica: %				
	%	Cu	Pb	Zn	*Ag	Fe	As	Sb	MgO	Cu	Pb	Zn	Ag	Fe
Concentrado de Cobre	0.37	22.66	12.93	8.48	555.05	7.69	5.44	8.18		70.15	2.47	1.37	60.45	0.83
Concentrado de Plomo	2.60	0.38	64.16	6.80	35.43	3.26	0.14	0.31		8.30	86.49	7.75	27.25	2.49
Concentrado de Zinc	3.13	0.27	0.38	57.47	4.18	4.09			--	7.13	0.62	78.74	3.86	3.76
Relave Final	93.90	0.02	0.21	0.30	0.30	3.37				14.42	10.42	12.14	8.44	92.92
Cabeza calculada	100.00	0.12	1.93	2.28	3.38	3.40				100	100	100	100	100

El consumo de reactivos para lograr los concentrados de cobre plomo y zinc, se resumen en la tabla siguiente, para ello consideraremos que existen dos circuitos, el circuito bulk en el cual se realiza la flotación del concentrado bulk y la separación en concentrado de cobre y plomo, y el circuito de zinc obteniendo el concentrado correspondiente.

Tabla 4. 2.- consumo y costo de reactivos utilizados en la prueba

Reactivo	Formula	Costo Unitario	Circuito Bulk	Circuito Zinc	Circuito Bulk	Circuito Zinc
		\$/kg	g/t mineral		\$/t mineral	
Dicromato de sodio	Na ₂ CrO ₃	1.88	250	---	0.47	---
CMC	---	2.37	97.5	---	0.23	---
Fosfato Monosodico	NaHPO ₃	2.18	97.5	---	0.21	---
Sulfato de Cobre	CuSO ₄	2.7	---	545	---	1.47
Sulfato de Zinc	ZnSO ₄	0.6	650	---	0.39	---
Z-6 Xantato isopropilico de sodio	---	2.7	---	110	---	0.30
Carbonato de Sodio*	Na ₂ CO ₃	4	250	---	1.00	---
Silicato de Sodio	Na ₂ SiO ₃	0.57	550	750	0.31	0.43
Cianuro de Sodio	NaCN	2.76	55	---	0.15	---
Carbon Activado	C*	2.3	50	---	0.12	---
Z-11 Xantato amilico de potasio	---	3.71	5	---	0.02	---
Cal (cal viva)	CaO	0.15	900	1730	0.14	0.26
MIBC	---	3.05	102	30	0.31	0.09
Sub Total					3.35	2.55
Costo Total						5.90

Los costos correspondientes a los reactivos fueron tomados de cotizaciones realizadas en agosto del 2011 a diferentes empresas químicas, y los consumos por tonelada de mineral son los determinados en las pruebas de flotación en circuito cerrado. El consumo de reactivos tiene la tendencia a bajar con la recirculación de pulpas. El costo en reactivos de 5.9 dólares por tonelada es relativamente alto pues la prueba se realizó en laboratorio.

5. IMPACTO AMBIENTAL

Para estudiar el impacto que genera los residuos de la flotación se debe tomar en cuenta el estudio de la capacidad de generación de contaminación por parte de los sólidos y los líquidos de la pulpa para lo cual realizaremos pruebas para los sólidos y líquidos generados.

Como punto de referencia consideraremos el análisis químico del agua utilizada en las pruebas de laboratorio.

Tabla 5. 1.- ensaye de agua para pruebas de flotación

Descripción		Agua Utilizada
Zn (dis)	mg/l	0.26
Pb (dis)	mg/l	<0.025
Cu (dis)	mg/l	<0.025
Ca (dis)	mg/l	---
As (dis)	mg/l	0.007
Fe (dis)	mg/l	0.05
Cd (dis)	mg/l	<0.003
Mn (dis)	mg/l	0.32
Hg (dis)	mg/l	<0.0006
Cr (dis)	mg/l	---
Cloruros	mg/l	<1.0
CN- Total	mg/l	<0.002
Sulfato	mg/l	440
SST	mg/l	<5.0
Fosfato	mg/l P04-3	0.03
Cond esp	us/cm	1020
Salinidad	(S%)	0.5
Carbonat.	mg/l CaCO ₃	<1.0
pot redox	mv	-46.8

Nota.- Dis: disuelto

El análisis químico realizado a los líquidos sobrenadantes para los concentrados y relaves presentan los siguientes valores en el ensaye químico:

Elementos ensayados en el agua del concentrado de cobre presentan valores de arsénico de 0.07 mg/l y cadmio de 0.005mg/l. en el concentrado de plomo el arsénico disuelto llega a 0.08mg/l.

Tabla 5. 2.-Ensayos de agua en el concentrado de cobre.

Descripción	Zn (dis)	Pb (dis)	Cu (dis)	Ca (dis)	As (dis)	Fe (dis)	Cd (dis)	Mn (dis)	Hg (dis)	Cr (dis)
	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
Agua de conc. Cu	0.49	4.24	0.15	291.48	0.07	0.72	0.005	0.11	0.01	168.7
<i>Agua de sep Cu-Pb</i>	<i>0.17</i>	<i>1.64</i>	<i>0.012</i>	<i>172.59</i>	<i>0.106</i>	<i>0.52</i>	<i>0.001</i>	<i>0.029</i>	<i>0.003</i>	<i>727.6</i>

Nota: Los resultados en negrita y cursiva son ensayos de “metales totales” en mg/l.

Tabla 5. 3.-Ensayos de agua en el concentrado de plomo.

Descripción	Zn (dis)	Pb (dis)	Cu (dis)	Ca (dis)	As (dis)	Fe (dis)	Cd (dis)	Mn (dis)	Hg (dis)
	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
agua de conc Pb	0.513	8.234	0.2315	227.64	0.0882	0.175	<0.003	0.14	<0.0006
<i>Agua de sep Cu-Pb</i>	<i>0.169</i>	<i>1.641</i>	<i>0.012</i>	<i>172.59</i>	<i>0.106</i>	<i>0.516</i>	<i>0.001</i>	<i>0.029</i>	<i>0.003</i>

Nota: Los resultados en negrita y cursiva son ensayos de “metales totales” en mg/l.

Tabla 5. 4.-Ensayos de agua en el concentrado de zinc

Descripción	Zn (dis)	Pb (dis)	Cu (dis)	Ca (dis)
	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
agua de conc Zn	0.169	0.053	1.077	469.776

En el agua del relave se presenta los siguientes valores del ensaye correspondiente.

Tabla 5. 5.- Análisis químico de agua del relave final

Descripción		agua de relave final
Zn (dis)	mg/l	0.097
Pb (dis)	mg/l	<0.0002
Cu (dis)	mg/l	1.63
Ca (dis)	mg/l	637
As (dis)	mg/l	0.016
Fe (dis)	mg/l	<0.003
Mn (dis)	mg/l	0.023
Cl ⁻	mg/l	21.5
CN- Total	mg/l	1.11
SO ₄ ⁻²	mg/l	974
SST	mg/l	16
Cond esp	us/cm	2670
Salinidad	(S%)	<0.1
Pot red.	mv	-100.2

Para el tratamiento de las aguas de reciclaje será necesario estudiar 2 sistemas, cuyo objetivo principal será:

Tratar el agua generada del relave final más el agua del concentrado de zinc, para hacerla apta al proceso, y el agua generada en el circuito de separación del concentrado bulk, tratarla para realizar una recirculación y en caso de desecharse, realizar un tratamiento adecuado para este efluente.

5.1. Tratamiento del agua del circuito de separación Cu-Pb.

5.1.1. Reducción de cromo

La reducción química en el tratamiento de aguas residuales se aplica especialmente para la reducción de cromo hexavalente a cromo trivalente.

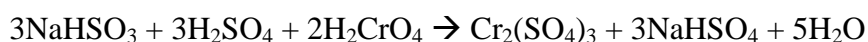
Este pre tratamiento se usa comúnmente en la industria de curtido de pieles y en la galvanoplastia. La reducción permite la precipitación del cromo trivalente de la solución junto con otras sales metálicas. El dióxido de azufre, bisulfito de sodio, metabisulfito de sodio y sulfato ferroso son agentes reductores fuertes usados con frecuencia en el tratamiento de aguas residuales industriales. Aquí se tratan dos tipos de reducción de cromo:

Reducción mediante metabisulfito de sodio o bisulfito de sodio

Reducción mediante dióxido de azufre gaseoso.

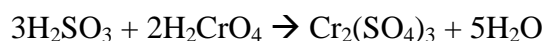
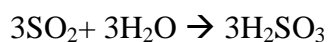
Las reacciones de la reducción de cromo son favorecidas con un pH bajo de 2 a 3. En niveles de pH por encima de 5, la tasa de reducción es lenta. Los agentes oxidantes, como el oxígeno disuelto y hierro férrico, interfieren con el proceso de reducción al consumir el agente reductor. Después del proceso de reducción, el cromo trivalente se remueve mediante precipitación química.

Básicamente, la reducción de cromo que usa metabisulfito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) y bisulfito de sodio (NaHSO_3) es similar. El mecanismo para la reacción que usa bisulfito de sodio como agente reductor es:



La cantidad adecuada de bisulfito de sodio permite que el cromo hexavalente se reduzca a cromo trivalente; el ácido sulfúrico se usa para reducir el pH de la solución. La cantidad de metabisulfito de sodio requerido para reducir el cromo hexavalente se presenta como tres partes de bisulfito de sodio por parte de cromo, mientras que la cantidad de ácido sulfúrico es una parte por parte de cromo. El tiempo de retención es de aproximadamente 30 a 60 minutos.

Un segundo proceso usa dióxido de azufre (SO_2) como agente reductor. El mecanismo de reacción es:



El cromo hexavalente se reduce a cromo trivalente mediante el dióxido de azufre y se usa ácido sulfúrico para reducir el pH de la solución. La cantidad de dióxido de azufre requerido para reducir el cromo hexavalente se presenta como 1,9 partes de dióxido de azufre por parte de cromo, mientras que la cantidad de ácido sulfúrico es

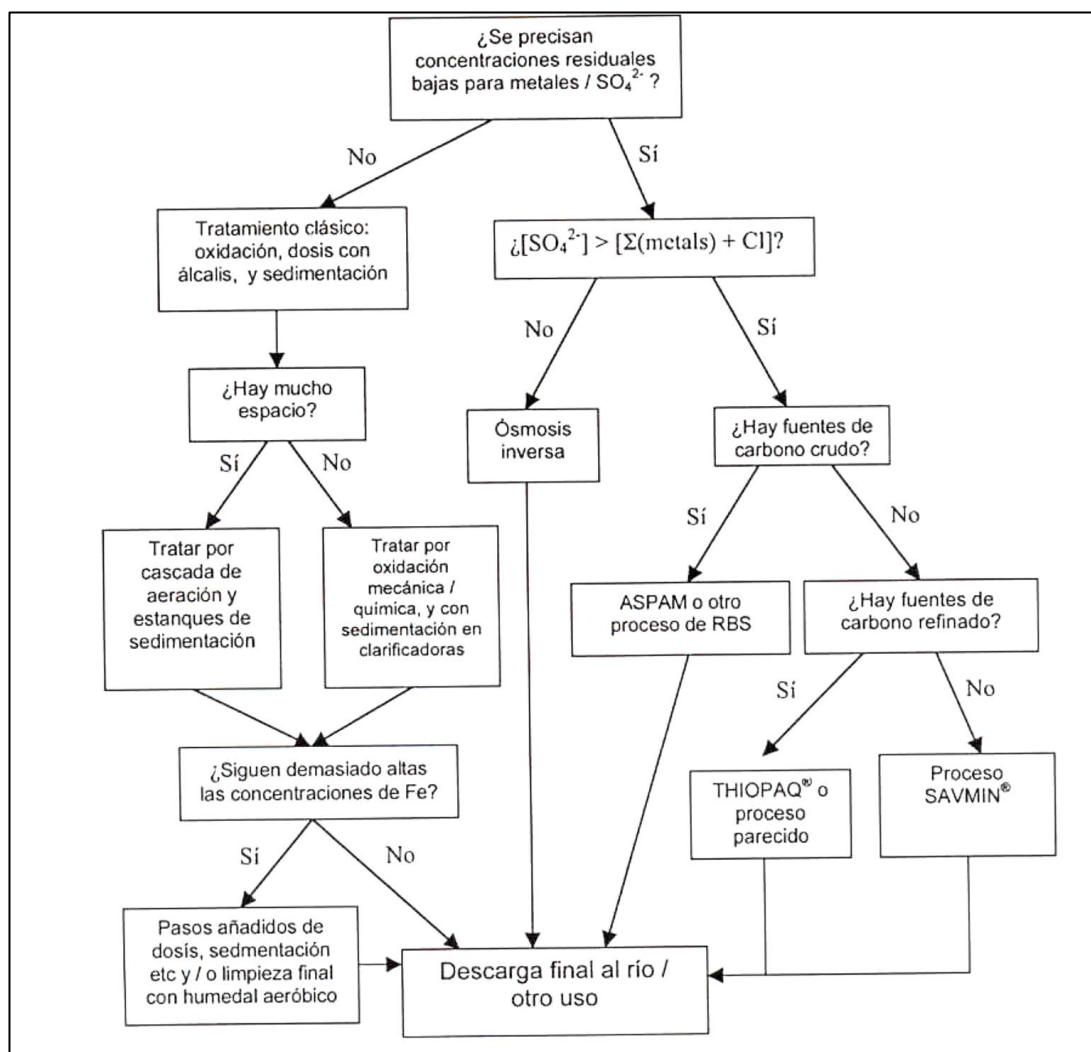
una parte por parte de cromo. Con un pH de 3, el tiempo de retención es aproximadamente 30 a 45 minutos.

La EPA (1995) informó una eficiencia en la reducción de cromo hexavalente de 99,99% para el proceso con dióxido de azufre en una planta centralizada. Otra planta que usa el proceso de reducción de cromo con metabisulfito de sodio experimentó un aumento en la concentración hexavalente, lo cual indica que es importante controlar cuidadosamente el proceso para lograr los objetivos del tratamiento.

Existe un total de 38 tratamientos químicos para la reducción de Cr^{+6} a Cr^{+3}

- 4 usan dióxido de azufre.
- 21 usan bisulfito de sodio.
- 2 usan metasulfito de sodio.
- 11 usan otros reactivos.

Figura 5. 1.- marco lógico para la selección de procesos de tratamiento activo para aguas acidas



5.2. Potencial neto de neutralización.

El relave obtenido del circuito de pruebas definitivo es filtrado y secado generándose una muestra sólida a la que se le realiza el análisis de generación de aguas acidas.

Para ello se realizan pruebas estáticas llamadas pruebas ABA (Acid Basic Account), se basa en un balance entre los componentes de la muestra potencialmente

generadores de ácido (Potencial de Acidificación, PA) y los componentes neutralizantes de ácidos (Potencial de Neutralización, PN).

La determinación del Potencial de Acidificación se realiza principalmente basándose en el análisis químico de la muestra por azufre total y azufre como sulfato. De esta manera se calcula por diferencia el azufre como sulfuro de hierro (pirita), que sirve para el cálculo del PA.

$$PA = 31.25 \times (\%S) \text{ Kg CaCO}_3/t$$

El Potencial de Neutralización representa la cantidad total de minerales neutralizantes presentes en el material, principalmente carbonatos, se determina mediante una digestión ácida de una porción de muestra durante 24 horas, a temperatura controlada y posterior titulación.

Con estos valores se determina el Potencial Neto de Neutralización por la diferencia siguiente:

$$PNN = PN - PA$$

El test permite categorizar el material según la siguiente tabla.

Tabla 5. 6.- Caracterización de relave según prueba ABA

Potencial representado	Criterio de interpretación
Bajo o Nulo Potencial de Generación de Ácido	PNN>20 y PN/PA>3
Potencial Marginal de Generación de Ácido	PNN<20 y 1<PN/PA<3
Alto Potencial de Generación de Ácido	PNN<0 y PN/PA<1

Debemos acotar que el test ABA es una prueba de predicción cualitativo que solo indica si existe o no potencial de generación de agua acida para la muestra analizada.

Para nuestra muestra el resultado es el siguiente:

pH en pasta:	8.3
% de Azufre como sulfuro:	2,95
Potencial de Neutralización (PN):	300,65 Kg CaCO ₃ /t
Potencial de acidez (PA):	92.19 Kg CaCO ₃ /t
Potencial Neto de Neutralización (PNN):	208.43 Kg CaCO ₃ /t
PN/PA:	3.3
Generacion de Drenaje Acido:	No

CONCLUSIONES

- a) Se aprecia la alta tendencia a formar lamas durante la molienda, debido a la presencia de material arcilloso perjudicial para la flotación, que se reduce con la inclusión de una etapa de molienda gruesa seguida de una flotación de gruesos y posterior remolienda del relave rougher bulk donde termina la liberación de los sulfuros de cobre que flotan en la etapa scavenger bulk.
- b) La tetraedrita y la tenantita cobres grises, variedad de cobre gris constituye el principal mineral portador de cobre y plata antimonio y arsénico en el mineral.
- c) La plata se distribuye en mayor proporción al concentrado de cobre por la presencia de la tetraedrita.
- d) Las recuperaciones en el concentrado rougher flotando 3 minutos en un circuito abierto es mayor a 70%.

- e) El colector principal para la flotación bulk es el Xantato Z-11 y para la flotación de los sulfuros de zinc puede ser el Z-11 o el PAX (xantato amílico de potasio).
- f) La fórmula de reactivos depresores está constituida básicamente por el Sulfato de zinc, 300 a 500 g/t, y el Cianuro de sodio, 20 a 30 g/t.
- g) El contenido de magnesio en el concentrado de zinc alcanza niveles de 500 a 3000 ppm, correspondiendo los contenidos menores a concentrados de más alto grado de zinc, lo cual indica la necesidad de realizar de 3 a 4 etapas de limpieza.
- h) El grado de molienda necesario para efectuar una flotación aceptable es de 50% malla menos 200 para la flotación rougher bulk y remolienda del relave rougher bulk a 70% malla menos 200.
- i) Dosificación de reactivos: Sulfato de zinc, cianuro de sodio, cal, xantato Z-11, sulfato de cobre, xantato Z-6, bicromato de sodio, fosfato monosódico de sodio, carboxil metil celulosa, carbón activado, y metil isobutil carbinol.
- j) La activación de la esfalerita en la flotación bulk se reduce efectuando una flotación gruesa, utilizando como depresor el complejo cianuro-zinc a pH 8.3 regulado con cal, obteniendo el concentrado bulk con 3 etapas de limpieza y efectuando un control estricto a la dosificación del colector Z-11.

- k) Problemas de liberación de las especies de cobre y zinc incrustadas en la matriz de pirita y en la ganga transparente. Esto se mejora con una remolienda del relave rougher bulk.
- l) El pH para la flotación bulk debe efectuarse a pH 8.3 a 8.5, regulado con cal. La flotación de mineral de zinc deberá realizarse a un pH de 11.
- m) El concentrado bulk debe ser obtenido mínimo con 2 etapas de limpieza.
- n) En la cinética de flotación de esfalerita para 3 minutos de flotación se encuentra casi agotada, siendo poca significativa su recuperación en los minutos de flotación siguientes.
- o) La limpieza del concentrado scavenger, etapa cleaner-scavenger bulk, obtenido, luego de la remolienda del relave rougher tiene fuerte impacto sobre la reducción de la activación de zinc en el concentrado bulk.
- p) Los efluentes generados en el tratamiento del mineral tampoco pueden ser eliminados al medio ambiente por contener iones contaminantes tales como Cu^{++} , Pb^{++} , Zn^{++} , As^{+++} , Cr^{+++} y otros en concentraciones por encima del límite permisible.
- q) Los sólidos generados no tienen la capacidad de generar un drenaje ácido por su PNN de $208.43 \text{ Kg CaCO}_3/\text{t}$ que es mayor a límite inferior de $20 \text{ Kg CaCO}_3/\text{t}$.

BIBLIOGRAFIA

1. ING. ANGEL AZAÑERO ORTIZ, ING. PABLO ANTONIO NÚÑEZ JARA, Flotación de Minerales Oxidados de Plomo Pág. 38 - 39
2. SRDJAN M. BULATOVIC, Handbook of Flotation Reagents. Edition April 2007, Editorial Elsevier Science & Technology Books Pág. 95- 99
3. CYTEC INDUSTRIES INC., Mining Chemicals Handbook. Edition 2002, Editorial Cytec Industries Inc. Pág. 68-76.
4. ph.D. JHON M. CURIE, Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales, pag 9-1 – 9-7.
5. ERROL G. KELLY, DAVID J. SPOTTISWOOD, Introducción al Procesamiento de Minerales, pag 121 – 130.
6. A. Z. M. ABOUZEID, Mineral Processing Laboratory Manual, pag. 28 – 37.

7. PhD. PE DEE. LAWRENCE K. WANG, PhD. NAZIH K. SHAMMAS, Deng.
WILLIAM A. SELKE, PhD. PE BCEE. PHFNSPE. DONALD B. AULENBACH
Flotation Tecnology, pag. 127 – 132.

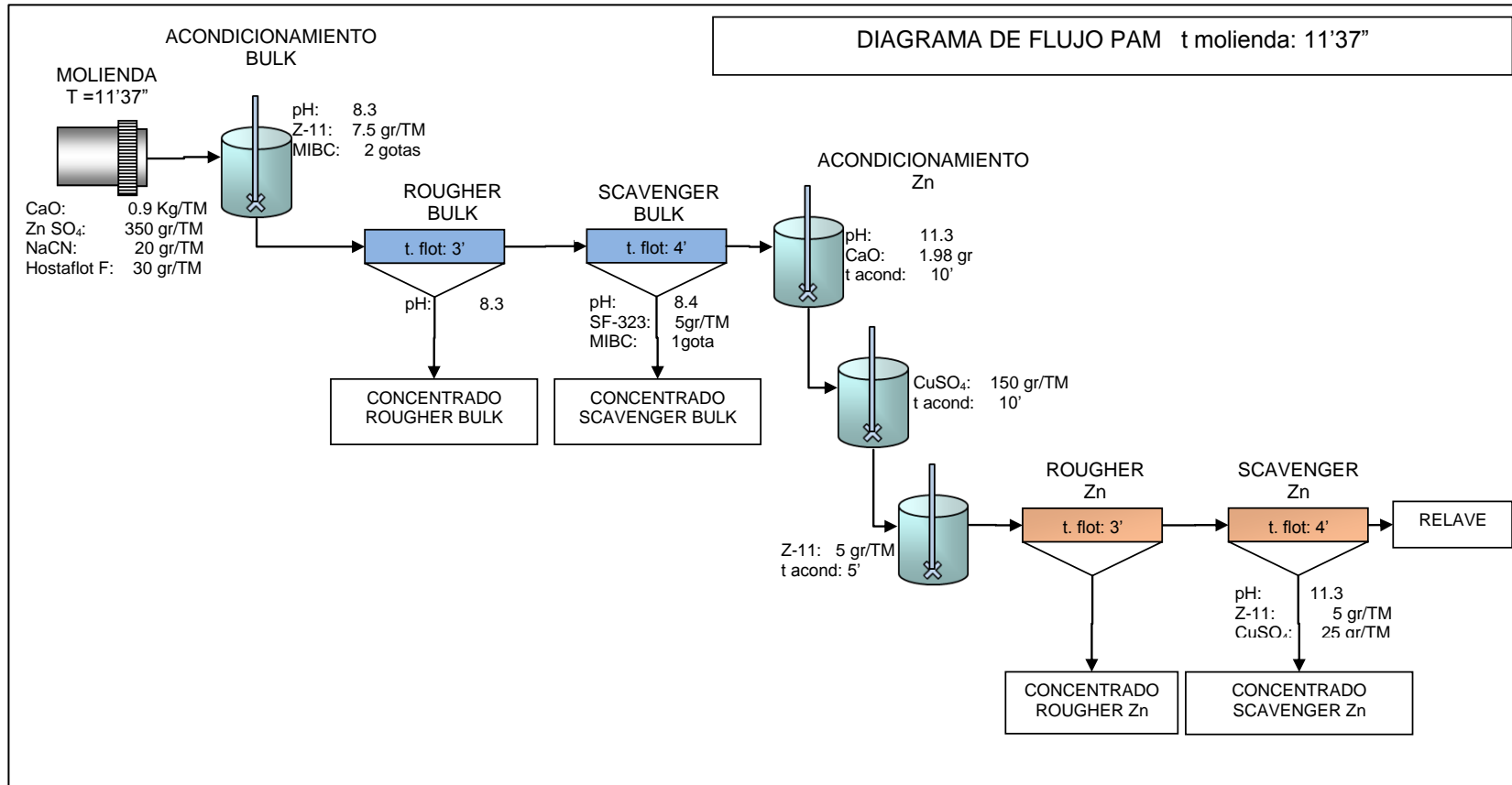
ANEXOS

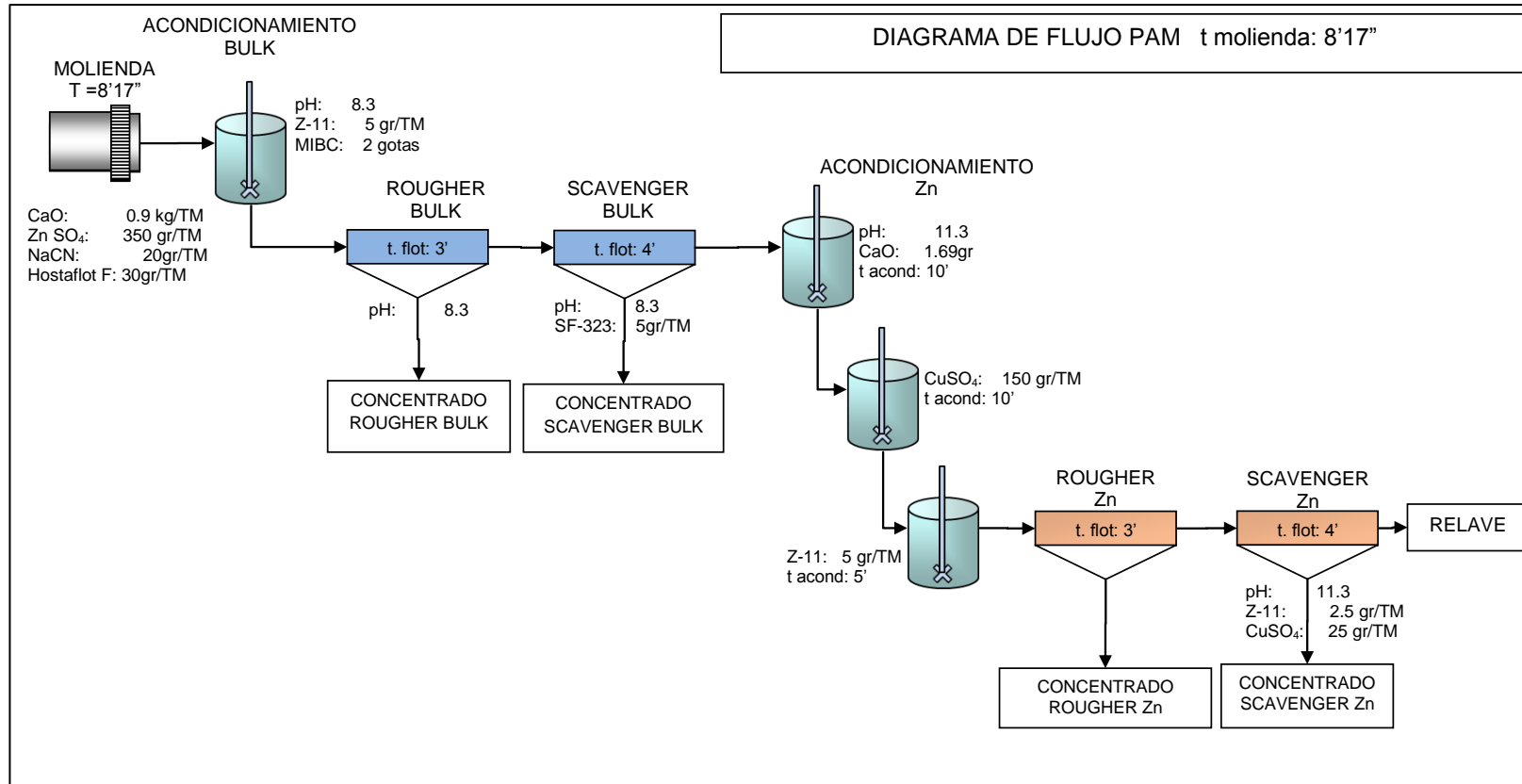
Anexo 1.- Resumen de tabla de reactivos a usar, g/t

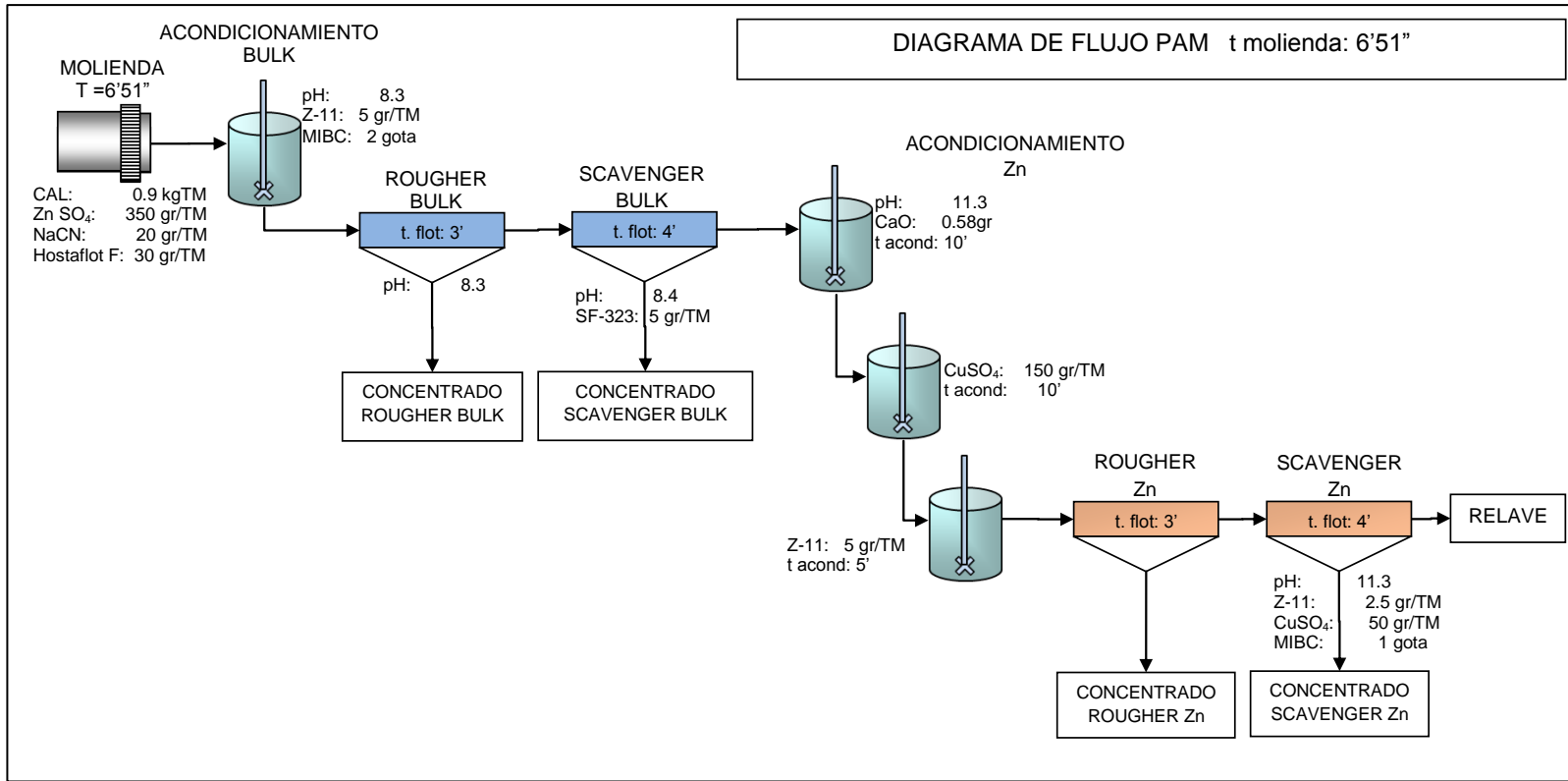
PUNTOS DE ADICIÓN	D 80	Minutos	pH	Na ₂ CO ₃	Na ₂ SiO ₃	CaO	ZnSO ₄	NaCN	Z-11	MIBC	C. activado	RCS*	CuSO ₄	Z-6
	micrones													
Circuito de flotación Bulk														
Molienda		6		250	150	500	250	30						
Descarga del molino									5 - 6	12				
Acondicionamiento Bulk														
Cleaner Rougher		1.5	8.4			100	100	5		6				
Remolienda					300	100	150	10						
Descarga remolienda									5	12				
Cleaner Scv		3	8.9		100	100	100			6				
Cleaner Bulk		2	8.6			50	50	5		6				
Recleaner Bulk		1.5	8.5			50		5		6				
Acond.1 sep		5	7.7								50			
Acond.2 sep		15	7.5									150		
Ro-Scv sep		8								30				
Cleaner Sep		2	7.6							24		100		
Circuito de flotación Zinc														
Acond 1 cal gruesos						530							125	
Acond 1 cal Finos		5	11.3		250	1200								
Acond. 2 Cu ⁺² gruesos													100 - 125	
Acond. 2 Cu ⁺² finos		10	11.3		250								250	
Acond 3 Z-6 gruesos														7.5 - 10
Acond 3 Pax finos		5	11.3											17.5 - 20
Scv Zn		3	11.3							6			50	5
Cleaner I Zn		3	11.3		150					12				75
Cleaner II Zn		1.5	11.3		50					6				
Cleaner III Zn		1	11.6		50					6				

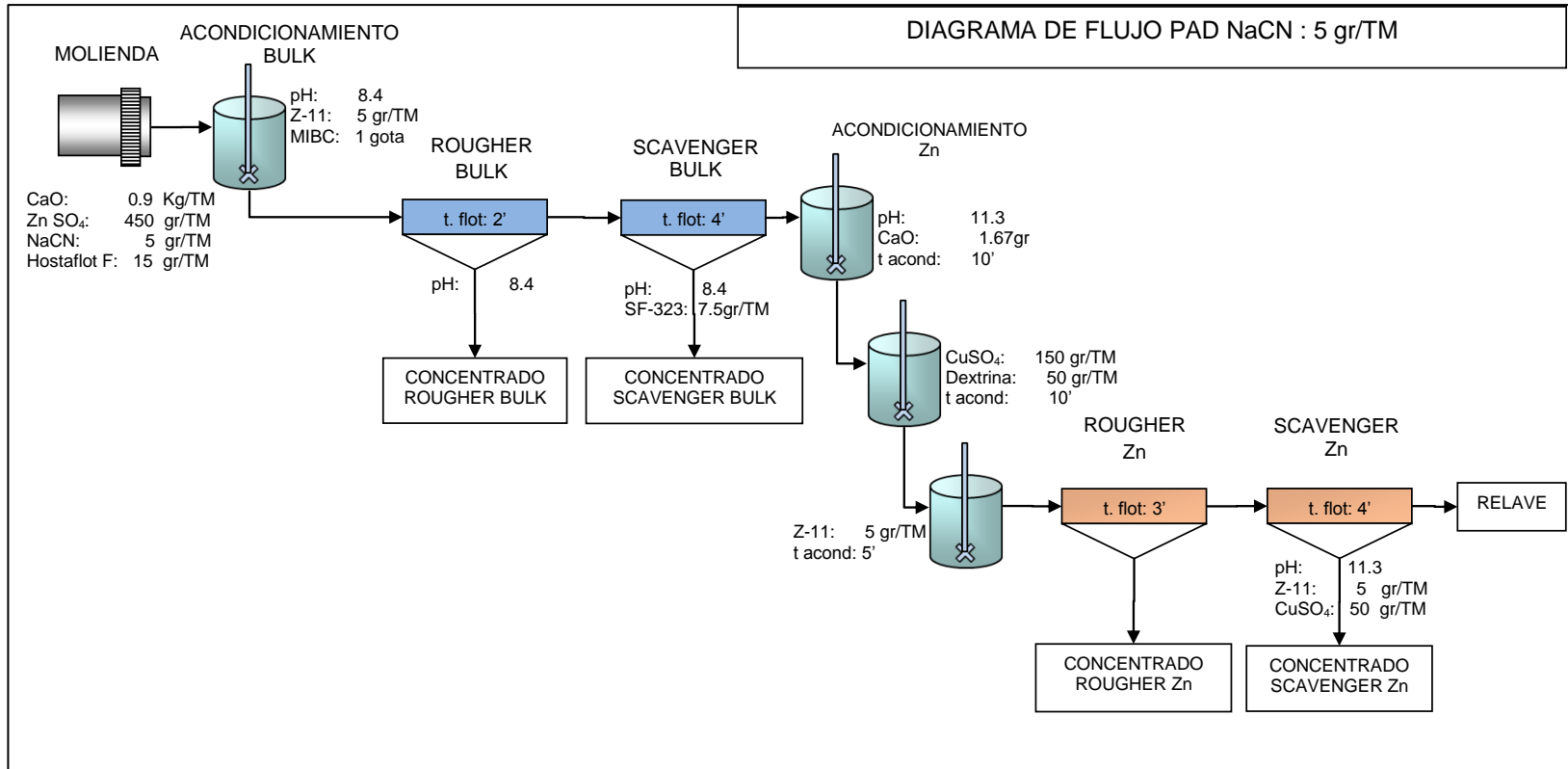
* La composición del RCS es: 2 g de Na₂Cr₂O₇, 0.78g de CMC, 0.78g de Fosfato mono sódico. Las dosificaciones son en base al dicromato.

Anexo 2.- Esquemas de dosificación de reactivos para las pruebas batch y de ciclo cerrado.









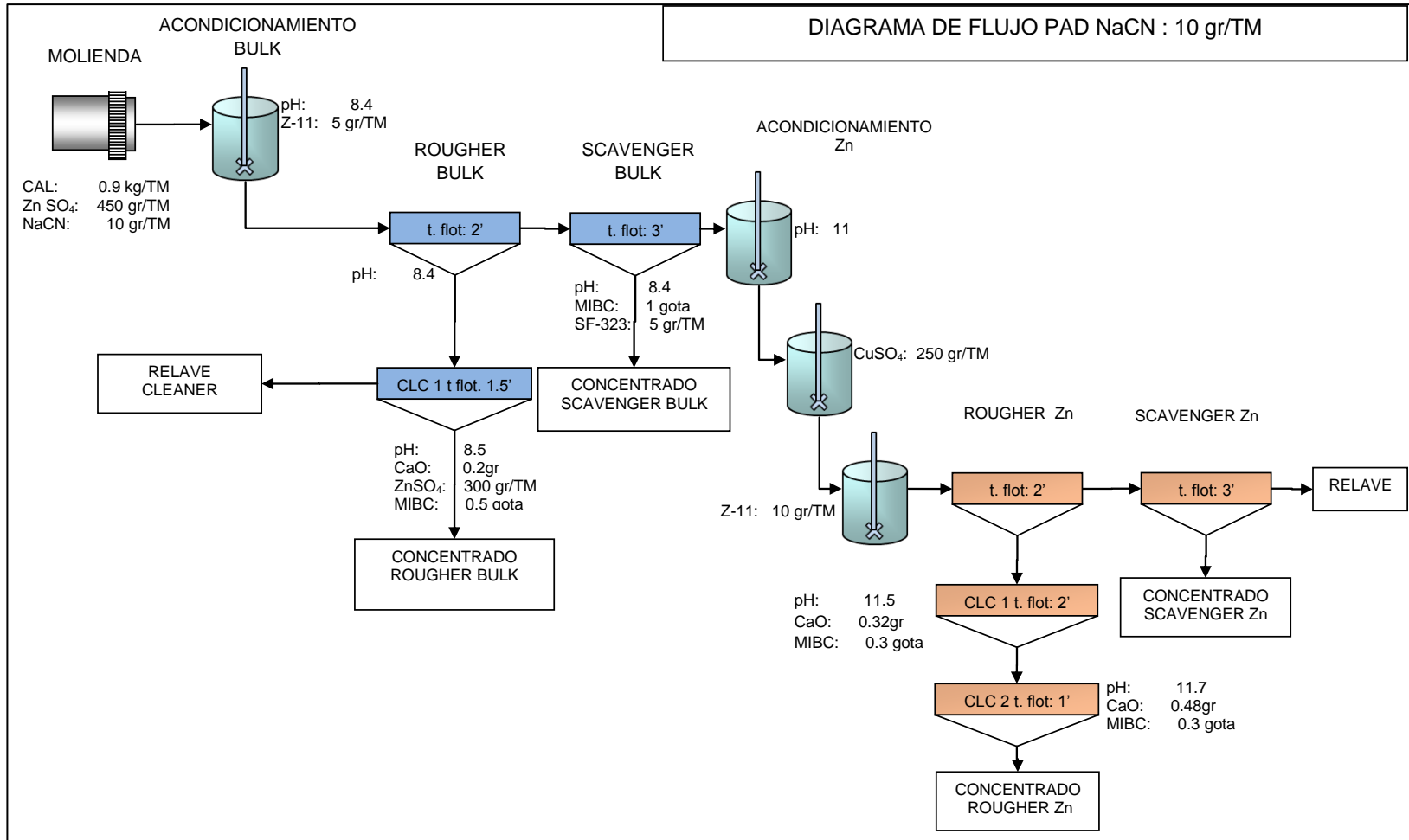


DIAGRAMA DE FLUJO PAD NaCN : 20 gr/TM

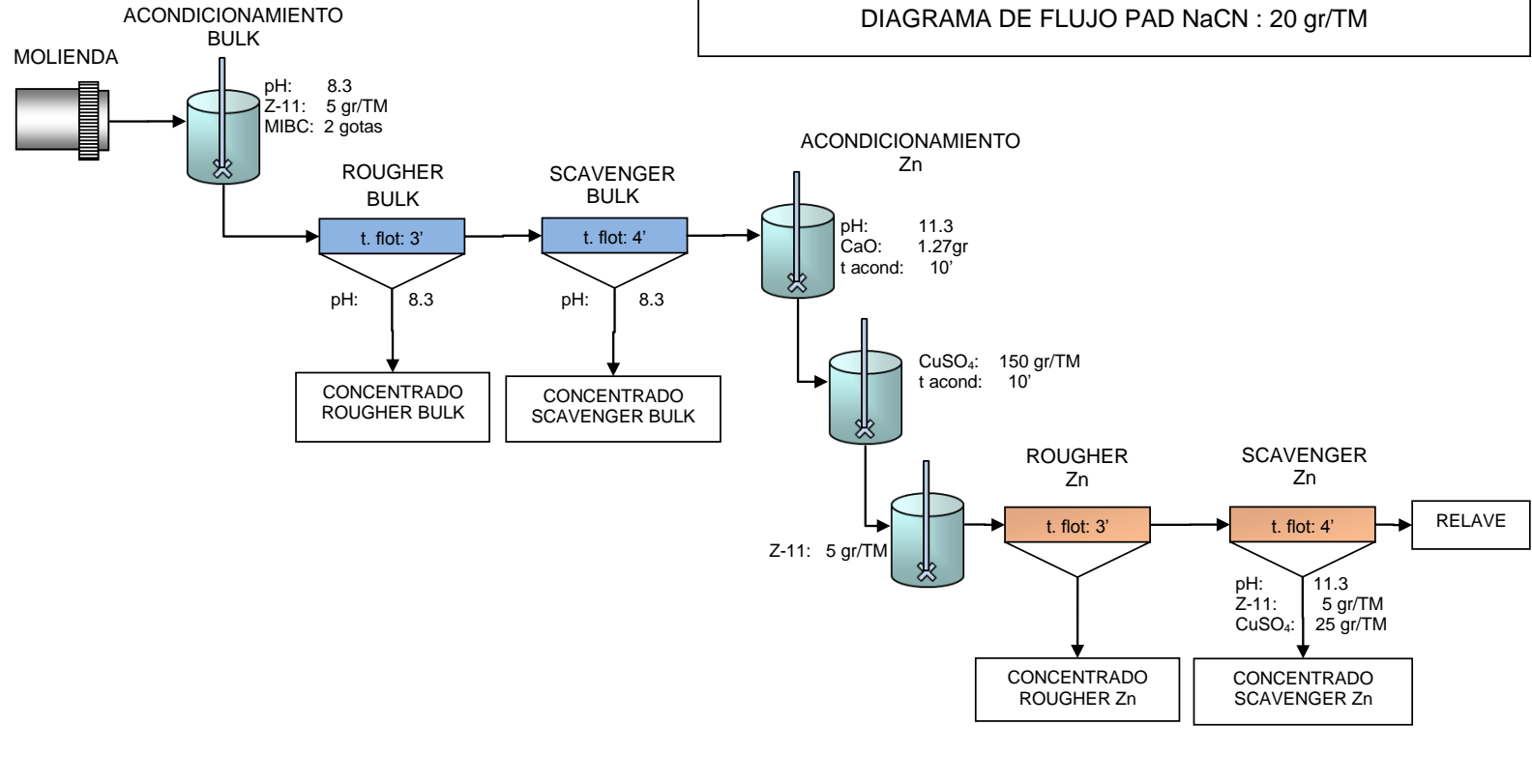


DIAGRAMA DE FLUJO PRUEBA COMPLETA 1

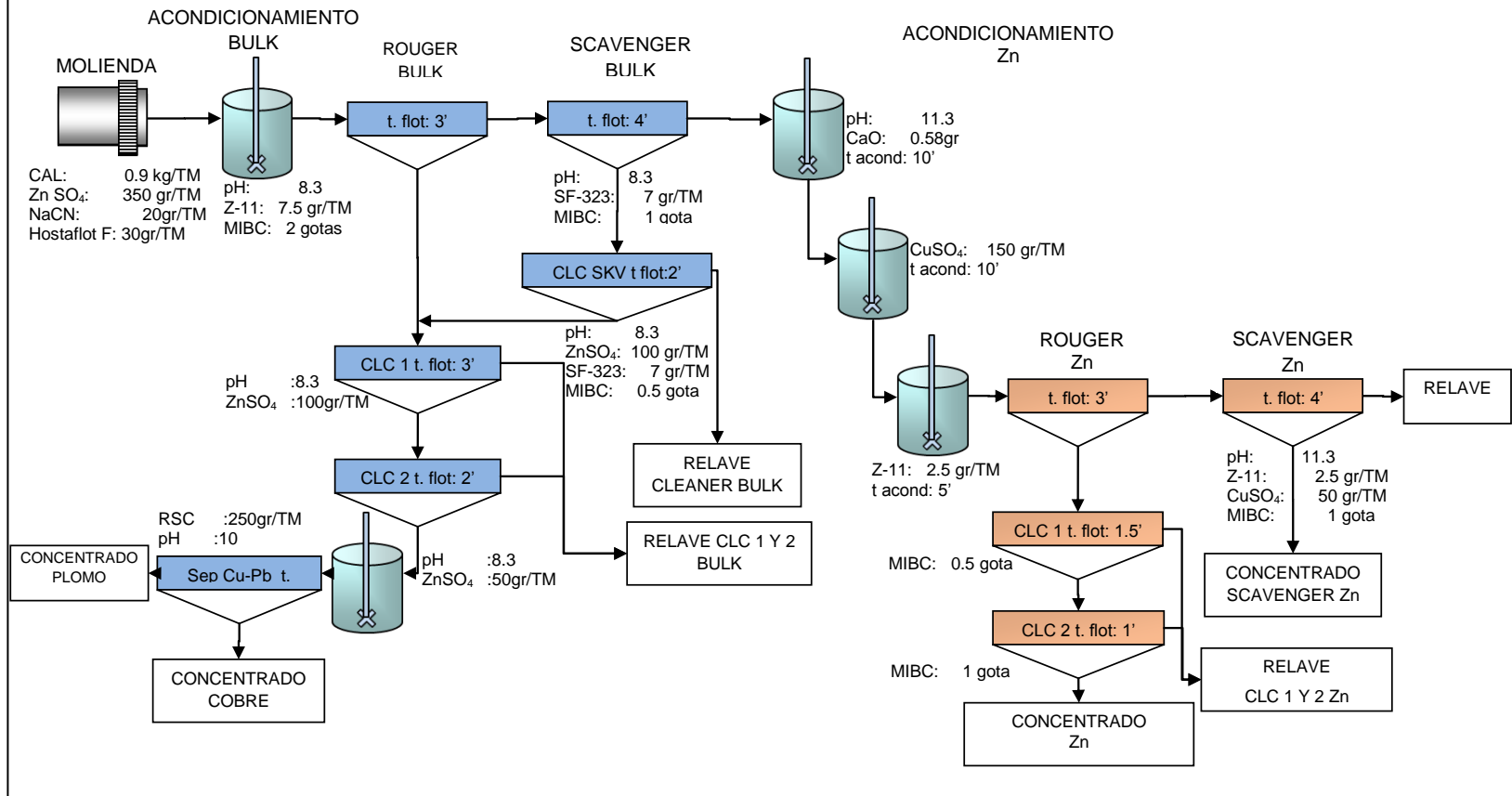


DIAGRAMA DE FLUJO PRUEBA COMPLETA 5

