

UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS
FACULTAD DE CIENCIAS PURAS Y NATURALES
CARRERA DE CIENCIAS QUÍMICAS



**OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE CONCENTRADOS DE ZINC Y PLATA
MEDIANTE EL USO DE CARBONATOS COMO DEPRESORES DE PIRITAS Y EMPLEO
DE SULFATOS PARA SU SEGREGACIÓN POSTERIOR A PARTIR DE COLAS
GENERADAS EN EL INGENIO MINERO DEL SUR – SECCIÓN ROSICLER**

**MONOGRAFIA PARA OPTAR EL TÍTULO DE
LICENCIATURA EN CIENCIAS QUÍMICAS**

POSTULANTE : MAURICIO CLAURE ZEBALLOS
TUTORES : MCs. JUAN CARLOS SANTELICES GÓMEZ
: LIC. CHRISTIAN ROMERO PRIETO
TRIBUNAL : Ph.D. RÓMULO RENÉ GEMIO SIÑANI

**LA PAZ-BOLIVIA
2012**

I. **Dedicatoria**

Este trabajo especialmente dedicado para mis padres Quintín Claire y Celestina Zeballos que me dieron todo su apoyo a lo largo de todos mis estudios, para mis hermanos Gonzalo, Gustavo y Abdón que también me colaboraron en la manera de sus posibilidades.

También una mención para Raquel, Gabriela, Paola, Darlín, Luz, y para mis compañeros de la Carrera de Ciencias Químicas.

II. Agradecimiento

Quiero expresar mi profundo reconocimiento a las autoridades del Centro de promoción de tecnología sostenible (CPTS), por su valioso apoyo, sin el cual este trabajo no hubiera podido ser realizado. Una mención especial a mi tutor Lic. Christian Romero quien me colaboro de manera directa con este trabajo.

Mi más sincero agradecimiento a todo el plantel docente de la Carrera de Ciencias Químicas de la Facultad de Ciencias Puras y Naturales de la Universidad Mayor de San Andrés, por la enseñanza y valores éticos que me inculcaron a lo largo de el tiempo de estudio en nuestra querida carrera.

El autor.

OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE CONCENTRADOS DE ZINC Y PLATA MEDIANTE EL USO DE CARBONATOS COMO DEPRESORES DE PIRITAS Y EMPLEO DE SULFATOS PARA SU SEGREGACIÓN POSTERIOR A PARTIR DE COLAS GENERADAS EN EL INGENIO MINERO DEL SUR - SECCIÓN ROSICLER

Índice

I.	Dedicatoria.....	i	
II.	Agradecimiento.....	ii	
Índice			1
1	CONTEXTO.....	3	
2	INTRODUCCIÓN	4	
3	OBJETIVOS	6	
3.1	Objetivo General.....	6	
3.2	Objetivos específicos	6	
4	ANTECEDENTES	6	
4.1	Proceso de flotación	6	
4.1.1	Flotación <i>bulk</i>	8	
4.1.2	Reactivos para la flotación.....	9	
4.1.3	Mecanismo de flotación.....	13	
4.2	Granulometría	14	
4.2.1	Granulometría de las partículas de mineral.....	15	
4.3	Otras variables operacionales relevantes en el proceso.....	15	
4.4	Carbonatos como depresor de piritas	17	
4.5	Segregación de piritas.....	18	
5	Metodología.....	19	
5.1	Diagnóstico de tamaño de partícula en el proceso de flotación actual en la planta de ROSICLER	19	
5.2	Pruebas de flotación a nivel laboratorio para observar la efectividad del ión carbonato como depresor de pirita	20	
5.2.1	Muestreo de mineral de cabeza	20	
5.2.2	Metodología de flotación con adición de ión carbonato	20	

5.3	Determinación del grado de liberación	20
5.4	Técnica de segregación de pirita a nivel laboratorio	21
5.5	Segregación de piritas en la planta piloto	21
5.6	Determinación de las leyes	22
6	Resultados.....	22
6.1	Determinación del grado de liberación	22
6.1.1	Situación actual	22
6.1.2	Datos, suposiciones y/o cálculos	25
6.1.3	Recomendaciones	25
6.1.4	Beneficios.....	25
6.2	Uso de Carbonatos como depresor de la pirita	26
6.2.1	Situación actual	26
6.2.2	Recomendaciones	26
6.3	Segregación de piritas a pH básico	27
6.3.1	Situación actual	27
6.3.2	Hipótesis de segregación de piritas	27
6.3.3	Datos, Cálculos y/o suposiciones.....	28
6.3.3.1	Pruebas a nivel laboratorio.....	28
6.3.3.2	Segregación de piritas a escala piloto.....	39
7	CONCLUSIONES.....	44
8	GLOSARIO	47
9	ANEXOs	48
10	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	50

1 CONTEXTO

El Centro de Promoción de Tecnología Sostenible (CPTS) desarrolla un programa de Producción Más Limpia en el sector industrial minero de la cuenca del río La Ribera de la ciudad de Potosí. Uno de sus objetivos, es optimizar la recuperación de minerales en los procesos de concentración de recuperación de minerales en los procesos de concentración efectuados en la industria minera.

Como parte del trabajo de apoyo a dicho programa, se trabajó en el CPTS y en el ingenio Minero del Sur—Sección ROSICLER (de aquí en adelante ROSICLER), ubicado en la ciudad de Potosí. Cabe señalar que ROSICLER es uno de los ingenios que cuenta con mayor capacidad de producción con relación con el resto de los ingenios en esta ciudad, aproximadamente 270 toneladas por día.

Anteriormente, de enero a junio de 2010, dos practicantes de la carrera de Ciencias Químicas, Arnold Tito y Filomena Rojas, realizaron trabajos relativos a la optimización de técnicas de muestreo, recuperación de zinc, plata y segregación de piritas en el mismo ingenio minero en el marco del programa de minería del CPTS. En particular, los resultados sobre optimizaciones, dan cuenta de métodos a escala laboratorio que permitirían incrementar las recuperaciones de zinc y plata en los concentrados de ROSICLER. Sin embargo, los reactivos empleados como depresores de piritas son poco accesibles debido al incremento en los costos de operación, aproximadamente 10,000 US\$ por mes.

En este contexto el presente documento se enfoca en la optimización de la recuperación de zinc y plata, así como la segregación de piritas, empleando depresores no tóxicos y de bajo costo. Con el mismo enfoque también se desarrolló y optimizó un procedimiento para la determinación del grado de liberación de los minerales.

2 INTRODUCCIÓN

Considerando que uno de los principales activadores económicos en Bolivia es el ámbito minero, debido a la rentabilidad de este rubro, las optimizaciones en la recuperación de minerales que puedan efectuarse, darían como resultado un incremento significativo en las utilidades de los ingenios que adopten estas medidas.

En la ciudad de Potosí, operan alrededor de 42 ingenios mineros, de los cuales 28 operan en la cuenca del río La Ribera, uno de estos ingenios es ROSICLER (ver Figura 0.1). En general todos los ingenios mineros, utilizan el proceso de flotación *bulk* o flotación gruesa como método de concentración de minerales.

Este método consiste en 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 de las partículas de interés. En otras palabras, se trata de un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectúa en sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas con base en 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. [1]

También el proceso requiere el uso de reactivos químicos para cada una de las etapas de la flotación. Así que la adición del tipo y cantidad de los reactivos es de vital importancia para la recuperación de concentrados.

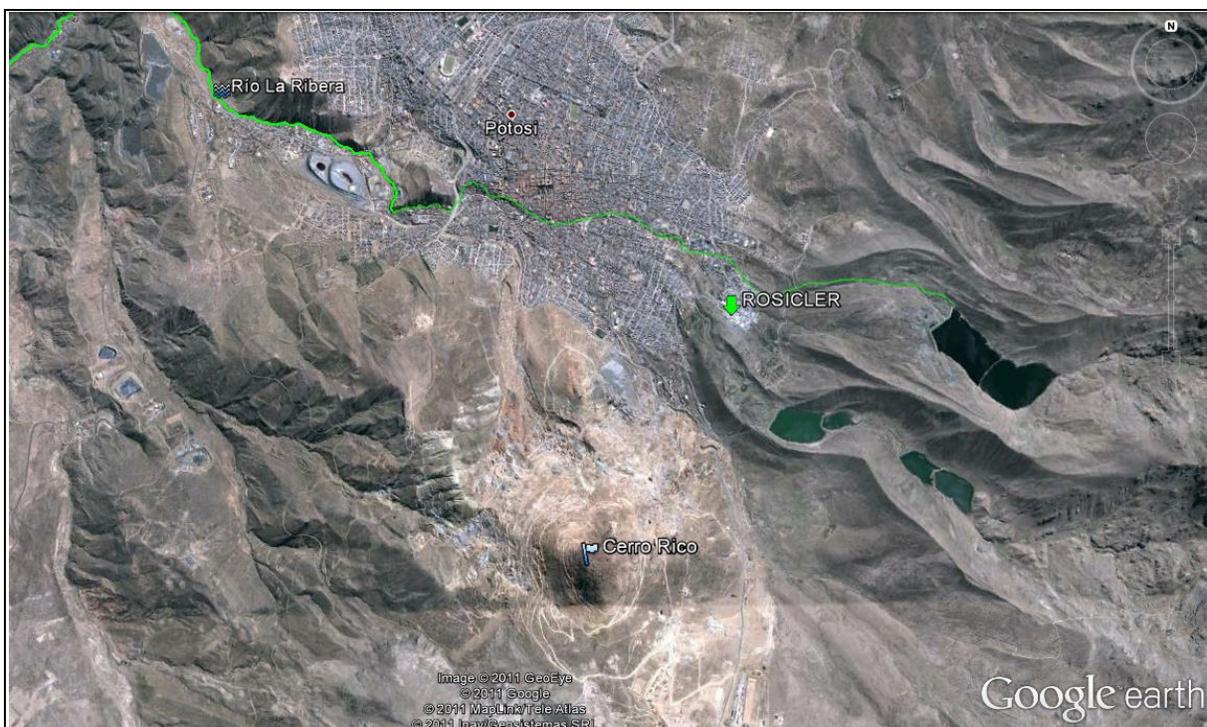


Figura 0.1 Ubicación del ingenio ROSICLER en la cuenca del río La Ribera

Fuente: Google Earth

Elaboración: Propia

Un problema, no solo encontrado en ROSICLER, sino en ingenios de características y tecnología similares, es la pérdida de minerales de zinc y plata en las colas del proceso. Esto se debe a varios factores durante el tratamiento de minerales en la planta. Como consecuencia se tiene, por un lado, pérdidas económicas para la industria, y por otro, un incremento de metales pesados que forman parte de las colas.

Como se mencionó, este trabajo está enmarcado fundamentalmente en dos objetivos: i) optimizar el proceso de flotación para la recuperación de concentrados de zinc y plata, regulando la cantidad de reactivo, el grado de molienda, además de introducir un depresor de piritas; y ii) evaluar, la segregación de piritas de las colas del proceso, a escala laboratorio y piloto, considerando que esta acción logrará una disminución notable los impactos ambientales.

Es importante mencionar que estos objetivos se encuentran enmarcados dentro de los objetivos del CPTS relativos a la introducción de prácticas de Producción Más Limpia (PML) en ingenios mineros.

3 OBJETIVOS

3.1 OBJETIVO GENERAL

- ⇒ Optimizar la recuperación de concentrados de Zn/Ag, a escala laboratorio y piloto, mediante el uso de depresores de piritas de bajo costo económico y baja o nula toxicidad, así como su segregación de las colas de ingenio y la regulación del tamaño de partículas de minerales en el Ingenio Minero del Sur - Sección ROSICLER, situado en la parte alta de la cuenca del río La Ribera de ciudad de Potosí.

3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- ⇒ Identificar el tamaño de partícula ideal en la molienda para la recuperación de concentrados de Zn/Ag, con base en la técnica de grado de liberación, aplicado en la cabeza del proceso de flotación.
- ⇒ Optimizar la recuperación de concentrados de Zn/Ag, mediante ensayos de flotación con carbonatos como depresores de piritas.
- ⇒ Proponer un método alternativo, para la flotación de piritas a pH básico, a nivel laboratorio.
- ⇒ Utilizar a escala piloto los parámetros optimizados en los ensayos de recuperación de concentrados de pirita a nivel laboratorio.
- ⇒ Evaluar los resultados reportados en la recuperación de piritas a escala laboratorio, a pH básico, con los resultados de ensayos realizados a pH ácido.

4 ANTECEDENTES

4.1. PROCESO DE FLOTACIÓN

El proceso de flotación es uno de los más usados a nivel mundial y en el sector industrial minero de Bolivia, debido a que este proceso ofrece buenos réditos económicos.

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfases sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la hidrofobicidad de la superficie de la partícula. En la mayoría de los sistemas de flotación, la superficie de la partícula se torna hidrofóbica por la adsorción selectiva de los surfactantes llamados colectores. [2]

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, en la celda de flotación.

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye las colas.

De este modo, la condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las cuales deben ser capaces de soportar la agitación y turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas, o repelentes al agua, al contrario de las partículas que constituyen las colas, que son hidrofílicas.

Para lograr una buena concentración en la etapa de limpieza del concentrado se requiere que las especies útiles que constituyen los minerales de interés estén separadas o liberadas, en esta etapa la liberación de las partículas útiles no es dada en la etapa primaria de flotación (etapa *rougher*). La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo el mineral a tamaños del orden de $-100 \mu\text{m}$ $-74 \mu\text{m}$ (mallas entre #-150 y #+200).

El proceso de flotación (ver Figura 4.1), está gobernado por una gran cantidad de variables las que interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en las aplicaciones prácticas.

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen el mineral, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua [3].



Figura 4.1 Flujos de alimentación, concentrado y colas en un sistema de flotación

4.1.1. Flotación *bulk*

A diferencia de la flotación diferencial, donde la recuperación de concentrados se da en dos pasos: primero concentración de plomo/plata y, luego de un acondicionamiento, la recuperación de zinc/plata; la recuperación de concentrados por medio de la flotación *bulk* se efectúa para la obtención directa de concentrados de zinc/plata.



Figura 4.2 Burbujas de aire que capturan partículas de esfalerita y las llevan a la superficie del proceso de flotación

4.1.2. Reactivos para la flotación

En un sistema de flotación los reactivos se clasifican de acuerdo a la función específica que desempeñan en el proceso: colectores, espumantes y modificadores.

⇒ Colectores

Colector es un surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico (ver Figura 4.3). Las burbujas de aire se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas (ver Figura 4.4) [4].

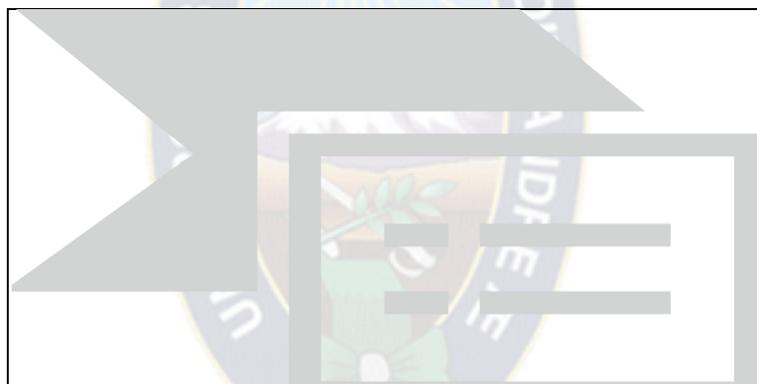


Figura 4.3 Colector de xantato

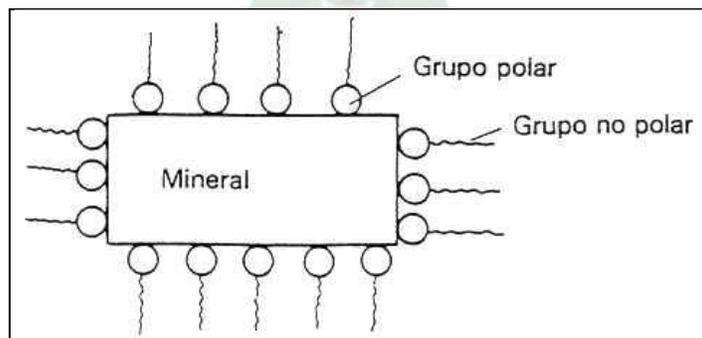


Figura 4.4 Adsorción de un colector en la superficie de un mineral

En la Figura 4.5 se muestra la estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio).

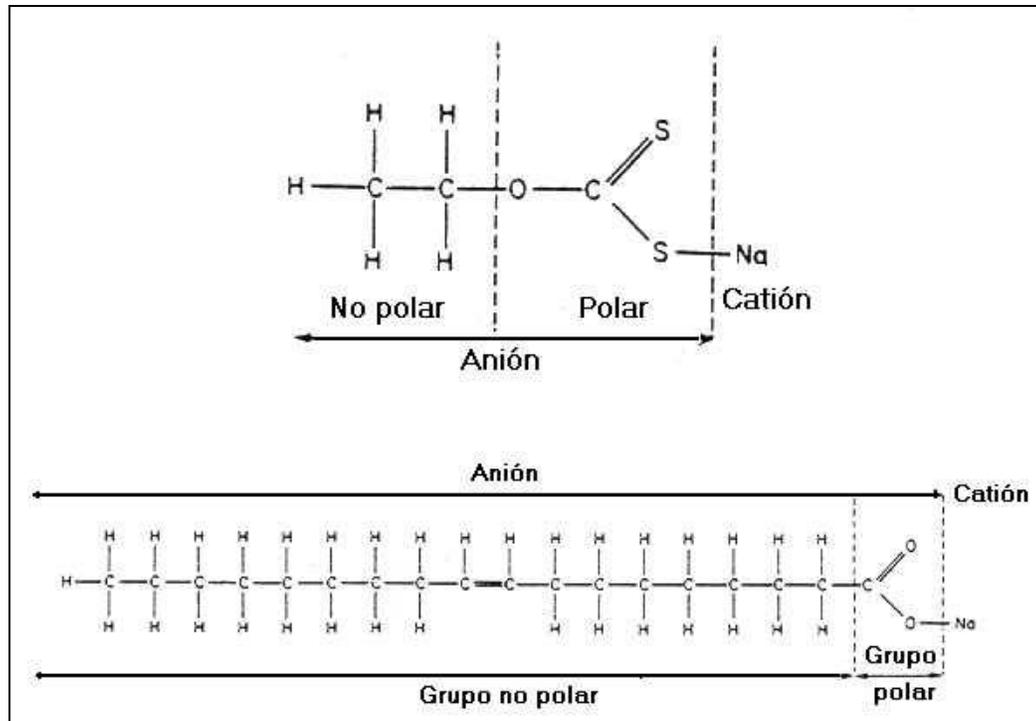


Figura 4.5 Estructura qu3mica de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio)

⇒ Espumantes

1. Disminuir la tensi3n superficial del agua (ver Figura 4.6)
2. Estabilizar la espuma (ver Figura 4.7)
3. Mejorar la cin3tica de interacci3n burbuja – part3cula
4. Disminuir el fen3meno de uni3n de dos o m3s burbujas (coalescencia).



Figura 4.6 Disminuci3n de la tensi3n superficial del agua, por acci3n de la espuma

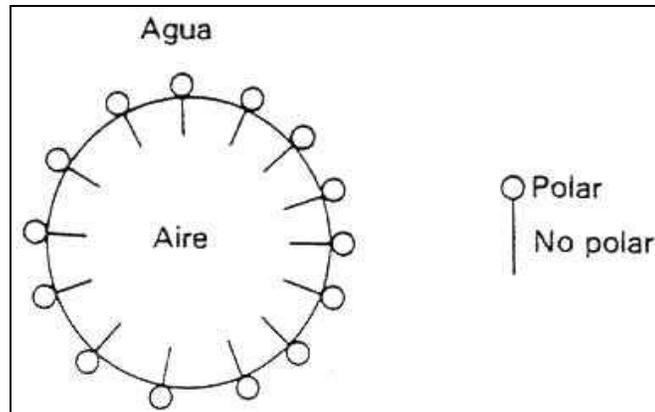


Figura 4.7 (Der.) Modelo de una molécula de tipo espumante. (Izq.) Burbuja estabilizada por acción de las moléculas de el espumante

⇒ **Modificadores**

Una de las funciones de los reactivos modificadores es intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie mineral. Estos reactivos pueden ser de tres tipos: reguladores de pH, activadores y depresores.

⇒ **Reguladores de pH**

El pH indica el grado de acidez o de alcalinidad de la pulpa. El pH 7 es neutro (ni alcalino ni ácido). El pH puede ser determinado mediante un instrumento denominado potenciómetro o bien mediante el uso de papel tornasol.

Cada sulfuro tiene su propio pH de flotación, es decir, aquel rango de pH en el que se lo puede recuperar en mayor grado. Esta propiedad varía según el mineral y su procedencia.

Los reguladores de pH tienen la misión de dar a cada pulpa el pH más adecuado para una flotación óptima. Por ejemplo, la cal es un reactivo apropiado para regular el pH, pues deprime las gangas (materiales inertes o de ningún interés económico) y precipita las sales disueltas en el agua. La cal se puede alimentar a la entrada del molino a bolas.

Es importante usar dosificadores automáticos para estar seguros de la cantidad de reactivo dosificado a las pulpas. Hay reactivos sólidos y líquidos [4].

⇒ **Activadores**

Son reactivos químicos orgánicos o inorgánicos que ayudan al colector a adsorberse en la superficie del mineral a flotar. El sulfato de cobre con 5 moléculas de agua $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, forma cristales azules brillantes asimétricos del sistema triclinico con una densidad de 2.28 g/mL. Es un activador de la esfalerita, así como de la pirita, calcopirita, pirota, arsenopirita y cuarzo.

⇒ **Depresores**

Son reactivos químicos orgánicos o inorgánicos que impiden la acción del colector en la superficie del mineral. Como ejemplo se puede citar a:

Cianuro de Sodio (NaCN): Son cristales en forma de pellets de color blanquecino, se usan para el recubrimiento y depresión de minerales sulfurados de hierro, cobre y zinc.

Bisulfito de Sodio (NaHSO_3): Es un depresor para sulfuros de zinc y hierro. Se usa en reemplazo del cianuro de sodio particularmente en minerales con contenido de plata, la adición del agente reductor sulfito de sodio o bisulfito de sodio previene la oxidación y por consiguiente, la activación resultante de la esfalerita.

Sulfato de Zinc (ZnSO_4): El $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, son cristales incoloros; es uno de los reactivos reguladores principales de acción de depresión, utilizada para la flotación selectiva de minerales de cobre y plomo de la esfalerita [5].

4.1.3. Mecanismo de flotación

Para estudiar el mecanismo de la flotación es necesario conocer lo que sucede con la partícula de mineral y una burbuja de aire durante la formación de una unión estable.

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, o sea, de “mojabilidad” de los sólidos, o hidrofiliidad. Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito, carbón bituminoso, talco y otros, son partículas que repelen al agua y se denominan minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros son de carácter hidrofílico, o sea, permiten que las moléculas de agua los rodeen. Se puede observar además que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, es decir, tienen gran afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellas.

En resumen, [6,7] 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.

El agregado de espumantes, permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso. Es así que el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación, de modo que para realizar la unión con las burbujas son necesarios: a) su encuentro; y b) condiciones favorables para formar el agregado.

El contacto partícula-burbuja se acerca hasta el punto en que la película de agua que las separa es muy fina. En este momento para que la partícula pueda acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética.

Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan.

Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico (sólido-líquido-gas).

4.2. GRANULOMETRÍA

4.2.1. Granulometría de las partículas de mineral

Existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose, en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos del mineral. La recuperación disminuye para tamaños pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión partícula/burbuja, debido a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. Por otra parte, las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, ya que el drenaje a la pulpa se favorece con el incremento de la velocidad de sedimentación.

Es importante destacar que, en la etapa de flotación primaria (también denominada etapa *rougher*), la flotación se realiza con una granulometría de mineral en la que no es necesaria la liberación de la partícula. Sin embargo, en la etapa de limpieza (también denominada etapa *cleaner*), donde es necesaria la selectividad de las partículas útiles, es fundamental realizar una remolienda del concentrado de la etapa *rougher* para la liberación de las especies útiles del mineral.

De esta manera, el tamaño de partícula es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta

incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.

4.3. OTRAS VARIABLES OPERACIONALES RELEVANTES EN EL PROCESO

Algunas de las variables de mayor importancia para el proceso de flotación son: i) la dosis de los reactivos agregados; ii) densidad de la pulpa; iii) aeración; iv) tiempo de residencia; v) calidad del agua; vi) grado de liberación. [10]

⇒ Dosis de reactivos

La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

⇒ Densidad de Pulpa

Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

⇒ Aeración

La aeración permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

⇒ Tiempo de Residencia

El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

⇒ Calidad del Agua

En las plantas industriales la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación. La escasez de agua ha obligado a algunas plantas ubicadas en cursos de agua, inclusive a utilizar aguas servidas en sus procesos.

⇒ Grado de liberación

Para lograr una buena concentración de los minerales de interés económico se requiere que las especies que constituyen el mineral estén separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de trituración (o 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.

Usualmente, en las plantas de concentración de mineral se evalúa la eficiencia del proceso únicamente en base a resultados de análisis químicos de los elementos aparentemente más importantes. Sin embargo, la información acerca de la composición química, si bien indispensable y valiosa, nada puede decir acerca de los actores principales del proceso: las especies minerales; ni la morfología y dimensiones de estas, ni mucho menos acerca de la manera como ellas están especialmente asociadas entre sí (intercrecidas); tales determinaciones solo puede ser efectuadas mediante estudios mineralógicos apropiados; fundamentalmente, microscópicos.

Por otro lado, es conocido, que en la naturaleza las especies minerales ocurren especialmente asociadas en intercrecimiento de complejidad geométricamente muy variada. Las características de tales intercrecimientos reflejan tanto las propiedades mineralógicas de las especies involucradas como las variables física – química – geológica

que condicionaron el proceso genético correspondiente. Uno de los pasos previos a todo proceso de tratamiento de minerales; para ello es indispensable romper los intercrecimientos naturales y tratar de obtener el mayor porcentaje posible de partículas “libres” (concepto relativo, que varía en función tanto de las características de las especies minerales como de las partículas del proceso a utilizar).

El denominado grado de liberación es una expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener partículas minerales “libres”; su determinación solo es posible mediante estudios microscópicos, y dado que es un parámetro de importancia decisiva tal determinación debe basarse en una metodología técnica y científicamente bien fundamentada.

Actualmente, la empresa ROSICLER no realiza la determinación de los grados de liberación de los minerales de interés económico y ambiental.

Si bien en la planta se puede realizar una optimización de la recuperación a través de la distribución del tamaño de las partículas obtenidas en las operaciones de molienda, no es posible determinar cuán expuestos (libres) están o no los minerales, de forma que los reactivos de flotación puedan actuar de una mejor forma. Además no se puede conocer las asociaciones de los minerales, por ejemplo, esfalerita que esté unida a pirita y/o a cuarzo. En el caso de la flotación, los reactivos reaccionarán con la parte libre de la esfalerita y facilitarán la flotación de toda la partícula (asociada o no a otros minerales). Cuando las partículas no están totalmente libres, las asociaciones con otros minerales disminuyen la ley de los concentrados y, al mismo tiempo, disminuyen la eficiencia de la recuperación.

4.4. CARBONATOS COMO DEPRESOR DE PIRITAS

La excesiva cantidad de iones OH^- durante la recuperación de sulfuros de Zn/Ag, a un pH de 12.5, aproximadamente, ocasiona que la superficie de las partículas de pirita (FeS_2) tienda a formar estructuras similares a la limonita ($\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$). De esta manera, la pirita queda en un estado hidrofílico y con una disposición a no flotar. [8]

Actualmente el pH básico (exceso de oxhidrilos), es un tipo de depresor que funciona para la recuperación de concentrados Zn/Ag. Sin embargo, los concentrados que se obtienen aún contienen una considerable proporción de piritas (mineral indeseable en la recuperación de concentrados).

Entonces, es necesaria la adición de un depresor complementario que surja como alternativa para deprimir las piritas, mejorar la ley de concentrados, eficiente y económicamente rentable. Una opción económica y eficiente es el uso de carbonatos.

El principio de este depresor resulta en el enmascaramiento selectivo de la superficie de las partículas de pirita durante la flotación. Las condiciones para la depresión de piritas, consta de mantener el pH por encima 12 en la pulpa, tomando en cuenta que gracias al equilibrio químico el carbonato precipitara como carbonato de calcio, a causa de la excesiva cantidad de iones calcio (formados por la adición de cal) [9].

Entonces, luego del acondicionamiento con carbonatos, las partículas de pirita (FeS_2) resultan inertes para la interacción con los activadores, en este caso el ión cobre (Cu^{2+}) y con menor probabilidad con las moléculas colectoras (Xantatos). De esta forma, considerando la mezcla de estos depresores, la ley de los minerales de interés tendrá un incremento [11,12].

4.5. SEGREGACIÓN DE PIRITAS

La pirita es el sulfuro de hierro más frecuente, pudiéndose formar en ambientes muy variados; es uno de los minerales que cristalizan con mayor facilidad, pertenece al sistema cúbico, forma cristales cúbicos, piritoédricos u octaédricos. Es considerada un polisulfuro ferroso que para mantener las cargas el hierro actúa con valencia +2, los átomos de azufre pueden ser considerados que poseen una carga formal -1 cada uno.

Alternativamente se puede considerar a uno de los átomos divalentes y el otro cerovalente (S^{2-} , S^0). Se limonitiza fácilmente, además de ser el sulfuro más duro y tener propiedades paramagnéticas. Se utiliza para la extracción de azufre, producción de ácido sulfúrico, ácido sulfhídrico y sulfato ferroso.

La pirita se puede flotar utilizando un gran número de reactivos que incluyen los xantatos, ditiocarbamatos, ditiofosfatos, ácidos grasos y aminas. De todos los mencionados los xantatos son los más importantes y los más estudiados.

Desde 1950 se realizan estudios para determinar la especie responsable de la flotación de la pirita [8]; por medio de técnicas infrarrojas y ultravioletas se identificaron el dixantógeno en la superficie de la pirita al utilizar xantatos. Investigaciones dirigidas a estudiar el potencial de oxidación como función del pH y calcular la concentración de xantato y dixantógeno, indican que bajo pH 9, casi todo el xantato agregado existe como dixantógeno y sobre el pH 11 la cantidad de dixantógeno sería extremadamente pequeño y de esta forma la depresión de la pirita a pH 11 puede atribuirse a la falta de dixantógeno. El mecanismo de formación del dixantógeno ha sido materia de varios estudios y el mecanismo más aceptado es el propuesto por [Kocabag, \(1990\)](#). La formación de hidróxido de hierro en la superficie de la pirita la transforma en hidrofílica, esta respuesta de la pirita es acentuada con reactivos depresores tales como los hidróxidos, muy utilizados cuando la pirita no es el mineral de interés pero forma parte de la pulpa en tratamiento. La forma más común de deprimir la pirita es elevando el pH hasta valores básicos sobre 10, con la adición de cal, que aporta a la pulpa hidróxido de calcio que a su vez aporta los iones hidroxilos (OH⁻).

La presencia de iones hidroxilo genera una competencia con los iones xantato por los sitios de adsorción y además interfieren en la reacción catódica más aceptada en la oxidación de xantato a dixantógeno, no permitiendo la reducción del oxígeno y al no existir reacción catódica tampoco existiría la reacción anódica correspondiente[13,14].

5 METODOLOGÍA

5.1. DIAGNÓSTICO DE TAMAÑO DE PARTÍCULA EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN ACTUAL EN LA PLANTA DE ROSICLER

A partir de muestras de mineral de alimentación, concentrados y colas; facilitadas por ROSICLER, se efectuó el siguiente diagnóstico:

- ⇒ Se realizó una clasificación de la distribución de las partículas, empleando 7 tamices (Mallas Tyler: #30, #35, #45, #60, #100, #140, y #200) y un agitador de tamices (RoTap).
- ⇒ Se realizaron análisis de las leyes de cada malla y al contar con información del peso de cada del mineral por malla y de las leyes, se determinó la cantidad de los metales de interés económico (Zn, Ag, Sn) y de interés ambiental (Fe, Pb).

5.2. PRUEBAS DE FLOTACIÓN A NIVEL LABORATORIO PARA OBSERVAR LA EFECTIVIDAD DEL IÓN CARBONATO COMO DEPRESOR DE PIRITA

5.2.1. Muestreo de mineral de cabeza

Se realizó un muestreo aleatorio del mineral de cabeza, antes del ingreso de los acondicionadores, y sin adición de cal en ROSICLER. El punto de muestreo fue el tubo de alimentación del acondicionador del circuito denominado “Taunus”.

5.2.2. Metodología de flotación con adición de ión carbonato

La función del carbonato consiste en enmascarar la pirita, como esta reacción ocurre en un medio básico, la adición de carbonato en forma de bicarbonato no influye, a causa del equilibrio químico. Así es que se decidió utilizar como fuente de depresor (CO_3^{-2}) al bicarbonato de sodio.

En una celda de flotación de laboratorio, se agregaron los reactivos adecuados para la concentración de minerales de zinc y plata (esfalerita y argentita). Las colas remanentes se emplearon para la segregación de piritas (ver más detalles sobre la adición y cantidad de reactivos en los siguientes incisos).

5.3. DETERMINACIÓN DEL GRADO DE LIBERACIÓN

Se determinó el grado de liberación del mineral de cabeza, concentrados y colas que se emplean y generan en el ingenio. Para poder cuantificar el grado de liberación, se debe tomar en cuenta el siguiente procedimiento:

- ⇒ Tomar una muestra representativa empleando los muestreadores automáticos de mineral de cabeza, concentrados y colas con lo que cuenta el ingenio.

- ⇒ Realizar una clasificación granulométrica en húmedo de cada muestra colectada. Las mallas que se deben usar para este fin son: #30, #35, #45, #60, #100, #140, #200.
- ⇒ Tomar una muestra debidamente cuarteada de cada uno de los 8 productos obtenidos de la clasificación.
- ⇒ Mediante el uso de un polímero acrílico, usualmente empleado en vaciado de piezas dentales, colocar 2 parte de mineral por cada 10 partes de polímero.
- ⇒ Mezclar vigorosamente con el solvente de curado del polímero y depositarlo bajo presión en una superficie lisa. Es recomendable usar un vidrio limpio como superficie.
- ⇒ Transcurrido el tiempo suficiente de curado (aproximadamente 30 minutos), la briqueta debe removerse con mucho cuidado.
- ⇒ Empleando un microscopio de 80 aumentos, realizar la estimación del área que ocupan los minerales y sus asociaciones. Para determinar el grado de liberación, se debe emplear la siguiente fórmula:

$$G.L. = \frac{\sum \text{Superficie de esfalerita}}{\sum \text{Superficie de partículas que contienen esfalerita}} \times 100$$

Es importante hacer notar que cuando el grado de liberación supera el 70%, el mineral de interés puede ser concentrado por flotación con una ley y recuperaciones comercialmente aceptables.

5.4. TÉCNICA DE SEGREGACIÓN DE PIRITA A NIVEL LABORATORIO

Los ensayos de segregación de piritas a pH básicos, se realizaron con los productos no flotados (remanentes) de luego de la adición de carbonatos y recuperación de minerales de zinc/plata (ver 5.2.2), como mineral de cabeza. Además fue necesario la adición de ácido sulfúrico para la disminución del pH, de 12.4 a 11; y además de la adición de metil, isobutil xantato de sodio.

5.5. SEGREGACIÓN DE PIRITAS EN LA PLANTA PILOTO

ROSCILER cuenta con una planta piloto, instalada de forma conjunta entre el CPTS y ROSICLER, en la que el material de alimentación consistió en las colas generadas en la planta industrial.

Las condiciones de cantidad de reactivos para la segregación de piritas se adecuaron a los mejores resultados obtenidos durante los ensayos realizados a nivel laboratorio.

5.6. DETERMINACIÓN DE LAS LEYES

Todos los productos obtenidos, ya sea de la clasificación, determinación del grado de liberación y/o ensayos de flotación fueron debidamente secados, cuarteados y empaquetados para realizar la determinación de la ley de los metales presentes. Las determinaciones fueron realizadas empleando un analizador portátil por Fluorescencia de Rayos X (FRX), marca **Thermo Scientific Niton** modelo **NITON XL3t-900**.

6 RESULTADOS

6.1. DETERMINACIÓN DEL GRADO DE LIBERACIÓN

6.1.1. Situación actual

Durante el trabajo realizado en la planta, se siguió la metodología descrita, habiéndose obtenido 8 briquetas en los siguientes rangos de tamaños de tamices:

Briqueta	Malla
1	+30
2	-30+35
3	-35+45
4	-45+60
5	-60+100
6	-100+140
7	-140+200
8	-200

Cada briqueta fue observada al microscopio (ver Figura 6.1) y se estimó el área de los principales minerales de interés económico y ambiental, es decir: esfalerita (sulfuro de zinc), pirita (disulfuro de hierro) y cuarzo (óxido de silicio). Es importante mencionar que la argentita (sulfuro de plata) se encuentra en una cantidad muy baja (aproximadamente 2 partículas de argentita por cada 10,000 partículas de mineral de cabeza) y su identificación se torna dificultosa.

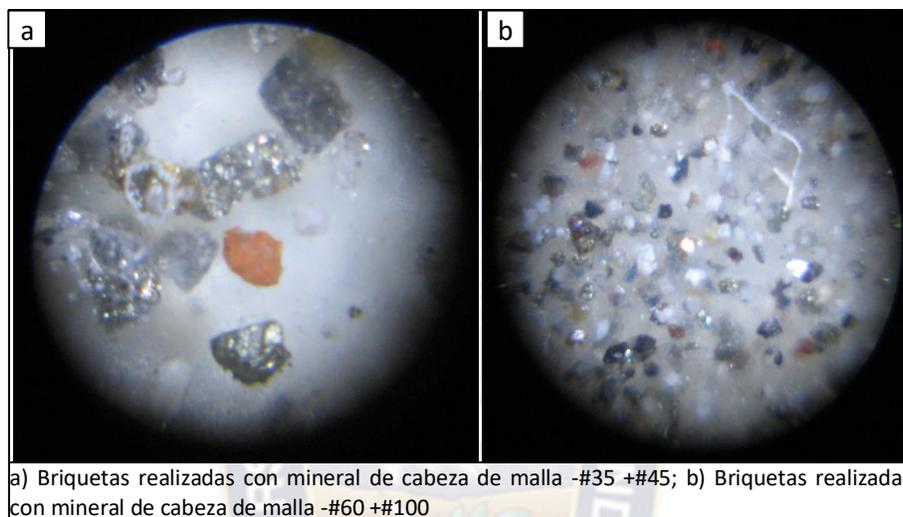


Figura 6.1 Briquetas realizadas con mineral de cabeza del Ingenio ROCICLER.
Microfotografías: CPTS

Los resultados de grados de liberación (ver Cuadro 6.1 y Figura 6.2) son efectuados con una escala numérica de 0% a 100% donde la mayor liberación de una partícula se encuentra en cien por ciento.

Cuadro 6.1 Resultados de los grados de liberación por grupo de partículas y distribución porcentual del peso de cada grupo

Malla / Part.	Esf	Py	Qz	%Distrib.
+30	53.9	41.5	49.3	0.2
-30 +35	40.7	36.2	73.7	1.4
-35 +45	48.9	53.6	77.1	0.5
-45 +60	61.4	60.9	62.2	5.0
-60+100	78.2	62.0	84.9	12.5
-100+140	98.4	98.2	97.3	9.7
-140+200	98.5	94.5	97.7	7.3
-200	100.0	97.9	98.7	63.4

Elaboración: CPTS

Figura 6.2 Grado de liberación por grupo de partículas

Elaboración: CPTS

De cuadro 6.1.y figura 6.2 se observa que tanto la esfalerita (barras en color marrón), la pirita (barras en color amarillo) y el cuarzo (barras en color blanco), se encuentran totalmente liberadas a partir de la malla -100. Sin embargo, la cantidad mayoritaria de mineral molido en el ingenio se encuentra debajo de la malla -200. Esto implica que el proceso de molienda del ingenio esta reduciendo en exceso el tamaño de las partículas.

Tomando en cuenta lo anterior es necesario que el ingenio considere obtener su porcentaje mayoritario de partículas entre un rango de malla de 100 y 140.

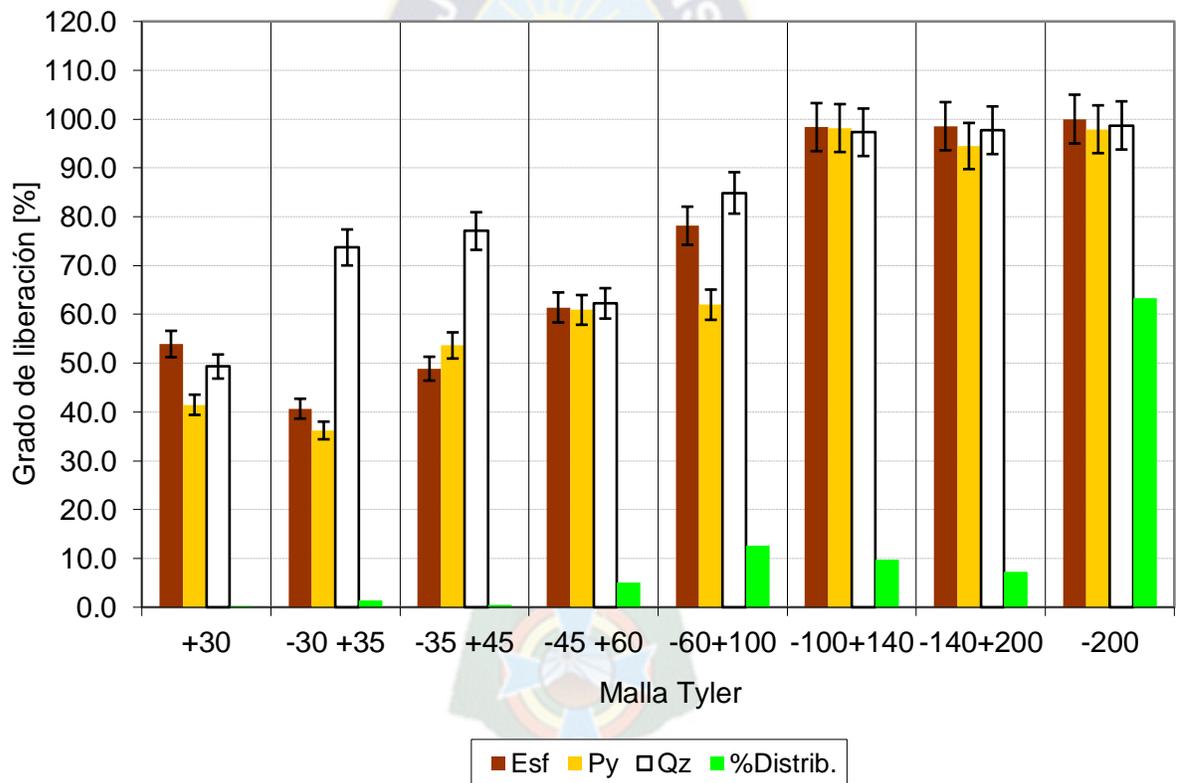


Figura 6.2. Grado de liberación por grupo de partículas.

Elaboración: CPTS

6.1.2. Datos, suposiciones y/o cálculos

En la figura 6.2 se observa que en uno de los ejes se encuentra el tamaño de la malla Tyler y en el otro el porcentaje de los grados de liberación para cada una de las tres partículas en estudio.

Además se observa mediciones de color verde a lado derecho de cada malla, esto representa el porcentaje granulométrico de material de cabeza distribuido en cada malla (actualmente se utiliza esta distribución en el ingenio ROSICLER para la flotación).

Como se observa en la Figura 6.2 el grado de liberación incrementa a medida que diámetro de la malla se reduce. Es notable que cuando la malla llega a 100, la curva resultante tiende a ser constante y el grado de liberación es próximo al 100%.

La distribución de partículas muestra que más del 50 % de las partículas se encuentran por debajo de la malla -200. y apenas un 20 % de partícula se encuentran entre las mallas -100y +200.

6.1.3. Recomendaciones

Considerando los datos ya presentados, se nota que las partículas ya se encuentran lo suficientemente liberadas para la flotación. Además la excesiva molienda de los minerales lleva a un estado ultra fino de las partículas, lo cual contamina los concentrados debido a la ganga que por el tamaño de partícula ultra fino, se adhiere a las burbujas flotantes.

Por lo que resulta contraproducente la excesiva molienda de las partículas. Una recomendación es que la molienda de las partículas se la efectúe entre un rango de 100 a 140 mallas lo cual mejorará la ley de los concentrados y se ahorrará energía eléctrica para el ingenio.

6.1.4. Beneficios

La empresa se beneficiará con un monto muy importante de recursos económicos los cuales se deberán a la mejora de las leyes en los concentrados,

lo cual permitirá que el precio del mineral incremente para la venta, al contener menor cantidad de impurezas.

Un ahorro importante por la disminución del consumo de energía eléctrica ocasionada por la excesiva molienda del mineral.

6.2. USO DE CARBONATOS COMO DEPRESOR DE LA PIRITA

6.2.1. Situación actual

En la empresa actualmente no se ha utilizado otro depresor de piritas, sino solamente la adición de cal para el incremento del pH.

Actualmente se pierde alrededor del 15 % de minerales de Zn/Ag, en las colas del ingenio ROSICLER.

Así, que el ingenio minero ROCICLER pierde valioso monto económico por concepto de pérdidas de mineral desechada en las colas.

6.2.2. Recomendaciones

En esta etapa de la investigación en el ingenio ROCICLER se realizaron pruebas entorno a la eficiencia de agente químico, como depresor de pirita, a los carbonatos.

Considerando la asociatividad de los carbonatos al FeS_2 (pirita). La función de estos iones es la de enmascaramiento de las piritas, cambiando la naturaleza hidrofóbica de la pirita a hidrofílica, donde la asociatividad pirita-activador (cobre), disminuye considerablemente.

Además este reactivo químico no tiene un carácter tóxico para el medio ambiente, con relación a otros depresores tales como el cianuro.

6.3. SEGREGACIÓN DE PIRITAS A PH BÁSICO

6.3.1. Situación actual

Las colas generadas por los ingenios mineros, que llegan al dique de colas producen una contaminación ambiental no controlada. Estas mediante lluvias, ocasionan que la pirita se transforme en ácido sulfúrico y óxido de hierro. El ácido sulfúrico disuelve los metales pesados, estos son dispersados por las mismas lluvias a los ríos; lo que contamina y daña la salud de las comunidades aledañas a los diques de colas y a poblaciones que se encuentran en las cuencas contaminadas.

Actualmente este tratamiento de segregación de piritas, no es utilizado en el ingenio minero de ROSICLER, ni en la mayoría de los ingenios mineros.

El pH normal de flotación de las piritas se encuentra en un rango ácido; lo cual ambientalmente no es muy favorable, debido a que las colas generadas tendrían un carácter ácido; lo cual coadyuvaría a la disolución de los metales pesados. El resultado de la técnica sería desfavorable para las pretensiones ambientales.

Es por esta razón que se vio la necesidad de realizar un tratamiento de recuperación de piritas que cuyas colas generadas resulten lo más inertes posibles ante el contacto con los metales contaminantes. Además no resulten nocivo para la salud de la vida vegetal ni animal, menos de la gente que vive en esas regiones.

Estas condiciones del proceso se deben realizar en un medio básico, sin embargo, este medio no debe ser muy alcalino, por lo que es necesario disminuir el pH hasta 11 aproximadamente, para obtener buenos resultados.

6.3.2. Hipótesis de segregación de piritas

Se puede evidenciar que la alta concentración de colector, en este caso el Xantato, en un medio básico interacciona con partículas de pirita de una manera distinta, que se producen especies $\text{Fe}(\text{OH})$ (SO_4^{-2}) a pH 11, que resultan activadas frente al dixantato formado por la alta concentración de Xantato.

Estas interacciones son aprovechadas para la colección selectiva de las partículas de pirita. Ante las pruebas realizadas con una muestra de material de cabeza de la planta industrial para la parte de segregación de piritas. Se puede evidenciar que la flotación se ve de alguna manera afectada por una cantidad no muy importante de cuarzos. Esto puede haber sido ocasionado a causa del material ultra fino de la muestra de cabeza. Que en este caso es más susceptible a la interacción de partículas muy finas de cuarzos.

6.3.3. Datos, Cálculos y/o suposiciones

6.3.3.1. Pruebas a nivel laboratorio

Para este tratamiento se realizaron cálculos según el tipo y cantidades de minerales en la cabeza de proceso. Se realizó el acondicionamiento a nivel laboratorio con los siguientes reactivos y cantidades para cada una de las pruebas:

Condiciones para Prueba 1		
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	36	%
Ácido sulfúrico agregado	Aprox. 0.5	mL
pH inicial de flotación	5.0	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: AR 1404	0.30	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
Cal agregada	Soln. Saturada hasta pH=12.4	
pH inicial de flotación	12.4	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	0.3	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.1 Condiciones para la prueba 1.

6.2. (a)

Prueba 1	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 5	104.3	9.78	31.644	2.411	12.177	1.735
Conc. 2 pH 5	129.5	12.14	23.280	2.164	14.229	2.010
Conc. pH 12.4	23.5	2.20	16.027	1.582	10.717	2.001
Colas	809.5	75.88	0.479	0.095	2.661	0.935
Mineral de cabeza	1,066.8	100.00	6.656	0.602	5.743	1.166

6.2. (b)

Prueba 1	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 5	33.005	25.2	12.701	1.809	46.5	39.2	20.7	14.6
Conc. 2 pH 5	30.147	28.0	18.427	2.602	42.5	43.6	30.1	20.9
Conc. pH 12.4	3.766	3.7	2.518	0.470	5.3	5.8	4.1	3.8
Colas	3.879	7.7	21.541	7.566	5.5	12.0	35.2	60.8
Mineral de cabeza	71.001	64.2	61.261	12.434	99.7	100.6	90.1	100.1

Tabla 6.2. Balance metalúrgico. (6.2.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.2.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

Primeramente se realizó pruebas de concentración de piritas a pH ácido, antes de la flotación de concentrados de Zn/Ag.

Los resultados para esta prueba fueron óptimos para la recuperación de piritas; sin embargo, a pH ácidos, se tuvo excesiva recuperación de Zn en el primer concentrado (que pertenece al concentrado de piritas), y disminuyó la ley y recuperación de zinc y plata en el concentrado de Zn/Ag.

Condiciones	Prueba 2	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	31	%
Ácido sulfúrico agregado	Aprox. 0.5	mL
pH inicial de flotación	5.0	
Depresor: Sulfato de zinc	2.0	mL
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: AR 1404	0.30	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	0.3	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.3. Condiciones para la prueba 2

6.4. (a)

Prueba 2.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. pH 5	165.0	17.88	32.788	2.556	13.832	1.747
Conc. pH 12.4	32.0	3.47	15.189	1.304	10.013	1.836
Colas	726.0	78.66	0.726	0.123	3.051	0.967
Mineral de cabeza	923.0	100.00	6.656	0.602	5.743	1.166

6.4. (a)

Prueba 2.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. pH 5	54.100	42.166	22.822	2.883	88.1	75.9	43.1	26.8
Conc. pH 12.4	4.860	4.173	3.204	0.588	7.9	7.5	6.0	5.5
Colas	5.267	8.903	22.150	7.022	8.6	16.0	41.8	65.3
Mineral de cabeza	61.430	55.565	53.003	10.758	104.6	99.4	90.9	97.5

Tabla 6.4.- Balance metalúrgico. (6.4.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.4.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

Al igual que la anterior prueba se realizó la recuperación de la pirita antes que la esfalerita y argentita, pese a que en este caso se hizo uso de $ZnSO_4$ para deprimir la esfalerita (ZnS), se obtuvieron similares resultados que en la

prueba1. Conteniendo 32% de ley de zinc, y disminuyendo la recuperación de zinc en el concentrado de Zn/Ag.

Condiciones	Prueba 3	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	34	%
Ácido sulfúrico agregado	Aprox. 0.5	mL
pH inicial de flotación	5.0	
Depresor: Sulfato de zinc	2.0	mL
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador:	-	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	0.3	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.5. Condiciones para la prueba 3.

6.6. (a)

Prueba 3.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. pH 5	25.8	2.52	32.276	7.063	6.121	2.006
Conc. pH 12.4	99.8	9.73	47.761	4.201	5.027	2.392
Colas	900.0	87.75	0.984	0.147	5.404	1.060
Mineral de cabeza	1,025.6	100.00	6.656	0.602	5.743	1.166

6.6. (b)

Prueba 3.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. pH 5	8.327	18.223	1.579	0.517	12.2	29.5	2.7	4.3
Conc. pH 12.4	47.665	41.928	5.017	2.387	69.8	67.9	8.5	20.0
Colas	8.854	13.219	48.634	9.536	13.0	21.4	82.6	79.8
Mineral de cabeza	68.259	61.741	58.895	11.953	95.0	118.8	93.8	104.1

Tabla 6.6. Balance metalúrgico. (6.6.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.6.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

A diferencia de las anteriores pruebas no se hizo uso del colector AR-1404, con el objetivo de observar la flotación de la pirita a pH natural sin necesidad de colector.

Se observa que la recuperación tanto para el zinc como para el hierro disminuye demasiado, con relación de las anteriores pruebas.

Estas pruebas demuestran (pruebas 1,2,3), que la flotación de concentrados de zinc/plata antecedida por la flotación de pirita, involucra pérdidas de minerales de esfalerita y argentita, en los concentrados de pirita.

Condiciones	Prueba 4	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	34	%
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Depresor:	-	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	1.00	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
pH de flotación	12.4	
Activador:	-	
Flotador: Z-14	4	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	No	

Tabla 6.7. Condiciones para la prueba 4.

6.8. (a)

Prueba 4.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	101.4	9.90	47.528	3.823	5.614	2.062
Conc. 2 pH 12.4	43.1	4.21	27.373	2.580	15.870	2.241
Colas	880.0	85.90	0.887	0.152	4.778	1.057
Mineral de cabeza	1,024.5	100.00	6.656	0.602	5.743	1.166

6.8. (b)

Prueba 4.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	48.193	38.765	5.692	2.091	70.7	62.9	9.7	17.5
Conc. 2 pH 12.4	11.798	11.119	6.840	0.966	17.3	18.0	11.6	8.1
Colas	7.805	13.347	42.044	9.298	11.4	21.6	71.5	77.9
Mineral de cabeza	68.186	61.675	58.832	11.941	99.4	102.5	92.8	103.5

Tabla 6.8. Balance metalúrgico. (6.8.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.8.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

A partir de esta prueba se optó por realizar la segregación de piritas a pH básico. Comenzando primeramente a recuperar los concentrados de Zn/Ag, de manera en la que se realiza en el ingenio de ROSICLER.

La recuperación de concentrados de piritas se realizó manteniendo el pH de flotación de los concentrados Zn/Ag, (aprox 12.4). Además se añadió una concentración alta de colector (Z-14), para la flotación de piritas.

Debido a que en ese pH de flotación se mantiene en 12.4, la pirita continúa excesivamente deprimida, la recuperación de concentrados fue baja (11.6%).

Condiciones	Prueba 5	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	32	%
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Depresor: Aire	240	L
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	1.00	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina	-	mL
Aire agregado por compresora	Si	
pH de flotación	12.4	
Activador:	-	
Flotador: Z-14	4	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.9. Condiciones para la prueba 5.

6.10. (a)

Prueba 5.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	96.9	10.20	46.869	4.234	5.365	2.135
Conc. 2 pH 12.4	82.7	8.71	13.502	1.491	20.873	1.775
Colas	770.0	81.09	0.608	0.118	3.972	1.027
Mineral de cabeza	949.6	100.00	6.656	0.602	5.743	1.166

6.10. (b)

Prueba 5.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	45.416	41.030	5.199	2.069	71.9	71.8	9.5	18.7
Conc. 2 pH 12.4	11.166	12.331	17.262	1.468	17.7	21.6	31.7	13.3
Colas	4.680	9.086	30.584	7.911	7.4	15.9	56.1	71.5
Mineral de cabeza	63.201	57.166	54.531	11.068	96.9	109.2	97.3	103.4

Tabla 6.10. Balance metalúrgico. (6.10.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.10.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

En esta prueba se hizo uso de otro elemento para la recuperación de piritas. La introducción de aire, por burbujeo, ya que este elemento contiene CO_2 y gracias a la elevada concentración de iones OH^- , reacciona para dar como producto CO_3^{2-} , que junto al catión calcio, se tiene carbonato de calcio (CaCO_3) depresor en estudio en este trabajo.

Considerando que la variable de parámetros entre la pruebas 4 y 5, solo fue la aireación para la prueba 5. Se puede observar que en el concentrado de Zn/Ag se tiene una diferencia de leyes en los concentrados con una menor proporción de pirita en el concentrado de la prueba 5.

Pero además se genera un incremento de recuperación de pirita en el segundo concentrado para la prueba 5.

Condiciones	Prueba 6	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	36	%
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Depresor: -	-	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	1.00	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
H ₂ SO ₄ agregado (como activador de piritas)	0.2	mL
pH de flotación	11.0	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	4	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.11. Condiciones para la prueba 6.

6.12. (a)

Prueba 6.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	77.3	7.24	46.781	4.426	6.349	2.138
Conc. 2 pH 11.0	115.8	10.84	24.551	1.745	15.996	1.899
Colas	875.0	81.92	0.704	0.155	3.678	1.055
Mineral de cabeza	1,068.1	100.00	6.396	0.526	5.229	1.219

6.12. (b)

Prueba 6.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	36.162	34.216	4.908	1.652	52.9	60.9	8.8	12.7
Conc. 2 pH 11.0	28.430	20.210	18.524	2.199	41.6	36.0	33.2	16.9
Colas	6.161	13.563	32.180	9.235	9.0	24.1	57.6	70.9
Mineral de cabeza	68.317	56.161	55.854	13.016	103.6	121.1	99.6	100.5

Tabla 6.12. Balance metalúrgico. (6.12.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.12.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

En esta prueba se añadió ácido sulfúrico (H_2SO_4) para la disminución de pH a 11. y la acción de activación de la pirita en medio básico.

Se observa que la recuperación de pirita en el concentrado incrementa notablemente, pero la ley de concentrados todavía continua baja.

Condiciones	Prueba 7	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	32	%
Cal agregada	Soln. Saturada	
pH inicial de flotación	12.4	
Depresor: -	-	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: Z-14	1.00	mL
Espumante: ER 450	0.05	mL
Aerofina		- mL
Aire agregado por compresora	Si	
H2SO4 agregado (como activador de piritas)	0.2	mL
pH de flotación	11.0	
Activador: Sulfato de cobre	3.3	mL
Flotador: AR 1404	1.2	mL
Velocidad de agitación	901	rpm
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 6.13. Condiciones para la prueba 7.

6.14. (a)

Prueba 7.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	73.9	7.75	49.827	4.847	6.681	2.209
Conc. 2 pH 11.0	63.0	6.60	9.439	0.700	8.394	1.380
Colas	817.0	85.65	2.313	0.288	4.830	1.135
Mineral de cabeza	953.9	100.00	6.396	0.526	5.229	1.219

6.14. (b)

Prueba 7.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	36.822	35.819	4.937	1.632	60.4	71.4	9.9	14.0
Conc. 2 pH 11.0	5.947	4.408	5.288	0.869	9.7	8.8	10.6	7.5
Colas	18.895	23.489	39.462	9.274	31.0	46.8	79.1	79.8
Mineral de cabeza	61.013	50.156	49.882	11.624	101.1	127.0	99.6	101.3

Tabla 6.14. Balance metalúrgico. (6.14.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.14b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

En esta prueba se cambio de colector para la recuperación de piritas del AR-1404 al Z-14.

Tanto las ley y recuperación de la pirita disminuyo, esto puede ser causa de que el AR-1404 es un colector óptimo para piritas en un medio ácido y no así básico.

Condiciones	Prueba 8
Volumen en la celda	3 L
Porcentaje de sólidos	34 %
Cal agregada	Soln. Saturada
pH inicial de flotación	12.4
Depresor: NaHCO ₃	0.3 mL
Activador: Sulfato de cobre	3.3 mL
Flotador: Z-14	1.00 mL
Espumante: ER 450	0.05 mL
Aerofina	- mL
Aire agregado por compresora	Si
H ₂ SO ₄ agregado (como activador de piritas)	0.2 mL
pH de flotación	11.0
Activador: Sulfato de cobre	3.3 mL
Flotador: Z-14	4 mL
Espumante: ER 450	0.05 mL
Velocidad de agitación	901 rpm
Aire agregado por compresora	Si

Tabla. 6.15. Condiciones para la prueba 8. Condiciones en las que se obtuvieron los mejores resultados en cuanto la recuperación de pirita.

6.16. (a)

Prueba 8.	Cantidades		Leyes			
	[g]	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	80.70	7.98	47.92	4.53	5.69	2.10
pH 11	153.80	15.21	16.58	1.08	18.56	1.93
Colas	777.00	76.82	0.28	0.06	2.37	0.79
Mineral de cabeza	1011.50	100.00	6.40	0.53	5.23	1.22

6.16. (b)

Prueba 8.	Finos				Recuperación			
	[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
Conc. 1 pH 12.4	38.67	36.58	4.59	1.70	59.77	68.78	8.68	13.78
pH 11	25.50	16.61	28.55	2.97	39.42	31.23	53.97	24.09
Colas	2.16	4.35	18.45	6.12	3.33	8.18	34.88	49.64
Mineral de cabeza	64.70	53.18	52.89	12.33	102.52	108.19	97.53	87.51

Tabla 6.16. Balance metalúrgico. (6.16.a) Cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.16.b) Finos y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza.

En la prueba 8 se realizó la adición de bicarbonato de sodio (como depresor de la pirita para el primer concentrado), además se bajó el pH con ácido sulfúrico para el segundo concentrado. Y se añadió una alta concentración de Xantato para la recuperación de piritas.

Se observa que la recuperación total de los balances de Fe son de 54%, con una ley en el concentrado de 18.5% de Fe, 40% de pirita en el concentrado.

6.3.3.2. Segregación de piritas a escala Piloto

El objetivo de estas pruebas es la de asemejar al máximo posible los resultados a escala laboratorio con los resultados que se obtendrían a nivel planta industrial.

Se realizaron 4 pruebas de la serie a escala piloto, y se discuten los resultados en cada uno de los acondicionamientos, además se tienen los balances metalúrgicos.

Condiciones Prueba A	Escala piloto	
Materisl de cabeza	500	T/Hora
Porcentaje de sólidos	34	%
pH inicial de flotación	12.4	
acondicionamiento agua de mina pH=5	12.0	
Activador: Sulfato de cobre	60.0	g/T
Flotador: Z-14	60.00	g/T
Espumante: ER 450	12	g/T
Aerofina		mL

Tabla 6.17. Condiciones para la prueba A (nivel planta piloto).

6.18. (a)

Prueba A	Cantidades	Leyes			
	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
Conc	7.3	0.573	0.66	7.73	1.65
Colas	92.7	0.39	<LD	5.56	1.21
mineral de cabeza	100.0	0.78		5.72	1.32

6.18. (b)

Finos				Recuperación			
[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
0.42	0.05	0.56	0.12	53.6	<LDD	9.8	9.1
0.36	0.00	5.15	1.12	46.4	<LDD	90.2	85.1
0.78	0.00	5.72	1.32	100.0	<LDD	100.0	94.2

Tabla 6.18. Balance metalúrgico de la prueba A. (6.18.a) Porcentaje de cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.16.b) Finos y porcentajes de recuperación de concentrados, colas y mineral de cabeza (a escala piloto).

Esta prueba se la realizo añadido los reactivos de flotación convencionales, agua ácida (con un gran contenido de iones sulfato). La dificultad en este caso fue la baja disminución del pH, se trabajo casi en el nivel de pH de flotación de la esfalerita (pH=12.4). Así con leyes y recuperados muy bajos.

Además se debe notar, que no se toma en cuenta en el balance metalúrgico la plata, debido a su baja detectabilidad, causado por su baja ley en la cabeza del concentrado. Esto para todo el tratamiento de flotación en planta piloto.

Condiciones Prueba B	Escala piloto	
Flujo de mineral de cabeza	500	T/H
Porcentaje de sólidos	34	%
pH inicial de flotación	12.4	
pH de acondicionamiento	12.0	
Depresor: NaHCO ₃	20.0	g/T
Activador: Sulfato de cobre	220.0	g/T
Flotador: Z-14	70.00	g/T
Espumante: ER 450	10	g/T
Aerofina	-	g/T
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 19. Condiciones para la prueba B (nivel planta piloto)

6.20. (a)

Prueba B	Cantidades	Leyes			
	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
conc	20.9	20.17	2.59	11.77	2.633144
Colas	79.1	0.44	< LDD	4.12	1.318136
mineral de cabeza	100.0	0.78	< LDD	5.72	1.32

6.20. (b)

Finos				Recuperación			
[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
0.42	0.5	2.5	0.6	54.1	LD<	43.0	41.8
0.34	0.0	3.3	1.0	44.4	LD<	57.0	79.1
0.78	0.0	5.7	1.3	98.5	LD<	100.0	100.0

Tabla 6.20. Balance metalúrgico de la prueba B. (6.20.a) Porcentaje de cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.20.b) Finos y porcentajes de recuperación de concentrados, colas y mineral de cabeza (a escala piloto).

En la prueba B se obtuvo bajas leyes y bajas recuperaciones, debido a que el pH de flotación no se disminuyó lo suficiente para obtener buenos resultados.

También se hizo uso de depresor Carbonato en una mínima cantidad, con lo cual se tiene nivel bajo de recuperación de hierro.

Condiciones Prueba C	Escala piloto	
Flujo	500	T/H
Porcentaje de sólidos	34	%
pH inicial de flotación	12.4	
pH de acondicionamiento	12.4	
Depresor: NaHCO ₃	20.0	g/T
Activador: Sulfato de cobre	220.0	g/T
Flotador: Z-14	70.00	g/T
Espumante: ER 450	10	g/T
Aerofina		- g/T
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 21. Condiciones para la prueba C (nivel planta piloto)

6.22. (a)

Prueba C	Cantidades	Leyes			
	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
conc	2.2	23.37	0.02	12.90	2.49
cola	97.8	0.24	< LDD	4.70	1.33
mineral de cabeza	100.0	0.75	< LDD	5.10	1.32

6.22. (b)

Finos				Recuperación			
[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
0.52	0.0	0.3	0.1	68.71	< LDD	5.58	4.15
0.23	0.0	4.6	1.3	31.29	< LDD	90.20	98.54
0.75	0.0	5.1	1.3	100.00	< LDD	95.78	102.69

Tabla 6.22. Balance metalúrgico de la prueba C. (6.22.a) Porcentaje de cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.22.b) Finos y porcentajes de recuperación de concentrados, colas y mineral de cabeza (a escala piloto).

En este acondicionamiento de la prueba C se hizo uso de la cantidad aconsejada de depresor (20g/T de bicarbonato de sodio), y se observa que tanto la ley como la recuperación se redujeron notablemente a cantidades mucho mas bajas.

Esto datos nos dan constancia de la actividad depresora de los carbonatos.

Condiciones Prueba D	Escala piloto	
Volumen en la celda	3	L
Porcentaje de sólidos	34	%
pH inicial de flotación	12.4	
pH de acondicionamiento	11.0	
Depresor: NaHCO ₃	20.0	g
Activador: Sulfato de cobre	220.0	g/T
Flotador: Z-14	280.00	g/T
Espumante: ER 450	10	g/T
Aerofina	-	g/T
Aire agregado por compresora	Si	

Tabla 23. Condiciones para la prueba D (nivel planta piloto)

6.24. (a)

Prueba D	Cantidades	Leyes			
	[%Peso]	[%Zn]	[DMAg]	[%Fe]	[%Sn]
conc	10.1	10.61	1.37	25.15	2.11
cola	89.9	0.26	< LDD	2.85	1.31
mineral de cabeza	100.0	0.75	< LDD	5.10	1.32

6.24. (b)

Finos				Recuperación			
[g Zn]	[mg Ag]	[g Fe]	[g Sn]	[%Zn]	[%Ag]	[%Fe]	[%Sn]
0.53	0.14	2.53	0.21	71.2	n/a	49.71	16.1
0.23	n/a	2.56	1.18	31.2	n/a	50.29	89.2
0.75	n/a	5.10	1.32	102.4	n/a	100.00	105.3

Tabla 6.24. Balance metalúrgico de la prueba D. (6.24.a) Porcentaje de cantidades y leyes de las fracciones de concentrados, colas y mineral de cabeza; (6.24.b) Finos y porcentajes de recuperación de concentrados, colas y mineral de cabeza (a escala piloto).

Estas pruebas dan cuenta que para la recuperación de hierro, a un pH básico de 11, se tiene una buena recuperación de pirita (FeS_2), con una Ley de Fe de 25.15% y una recuperación de 50% de Fe.

Así de esta manera se tiene un concentrado de piritas de aproximadamente 50% de piritas, 17% de esfalerita, conteniendo así un nuevo material de cabeza con alta ley de Zinc recuperado de las colas.

7 CONCLUSIONES

- ⇒ Se realizó un conteo minucioso de los minerales presentes en las briquetas a través de las imágenes obtenidas para cada una de las respectivas mallas. Con los datos obtenidos se determinó que el rango óptimo con una liberación de los minerales de interés económico superior al 90% de liberación de partículas, se encuentra entre -#100 y +#140 mallas Tyler.
- ⇒ El tamaño óptimo de partícula determinado en la recuperación de minerales de interés económico, deriva primeramente a una mejora en la pureza de los concentrados, mejorando así la retribución económica del ingenio ROSICLER, además de evitar gastos por concepto de energía eléctrica, ya que disminuirá la cantidad de energía en la molienda de mineral, que se realiza actualmente en partículas innecesariamente finas.
- ⇒ Para la optimización de recuperación de concentrados de Zn/Ag, a nivel laboratorio con carbonatos como depresores de piritas, se obtuvo en las pruebas 4 y 8 una recuperación de hierro de 9.71% y 8.68% respectivamente. Ambas pruebas fueron preparadas de la misma manera, pero la prueba 8 además se utilizó el agente depresor (carbonato). Entonces se observa una disminución de 1.03% en el contenido de hierro en el concentrado. Con lo cual se puede evidenciar una función depresora del reactivo carbonato, indicando buenos resultados.

- ⇒ Se observó una disminución en la concentración de hierro, esto pudo deberse a que la distribución del tamaño de partículas tiene una fracción mayor al 50% de partículas de malla menor a 200. En consecuencia, las partículas muy finas aunque estén deprimidas, forman parte de la espuma de recuperación por efecto de la suspensión de partículas finas en la celda de flotación.
- ⇒ La recuperación de hierro a nivel laboratorio fue de 54% y 43% a pH básico y pH ácido respectivamente, ya que la pirita es flotada tradicionalmente a pH ácido, los resultados indican que con la metodología a pH básico resulta bastante aceptable para fines económicos y ambientales.
- ⇒ Las pruebas a pH básico a nivel laboratorio se llevaron a cabo luego de la recuperación de concentrados de Zn/Ag, y parte del hierro fue recuperado en estos concentrados de Zn/Ag, lo que disminuye el porcentaje de rendimiento de recuperación en el concentrado de piritas, tomando en cuenta esta aclaración el porcentaje de recuperación de concentrados de hierro se incrementa de un 54% a un 59%.
- ⇒ Los resultados de las pruebas a escala piloto sobre la depresión y activación de piritas en las pruebas C y D muestran que la relación de recuperación de piritas es de 1:9, respectivamente. Es decir, de cada 10 partículas de pirita solo una no pudo ser deprimida, con una efectividad del 90% del depresor. Se puede concluir que el ión carbonato es un depresor eficiente para la pirita.
- ⇒ Además, el carbonato tiene poca influencia sobre la esfalerita ya que las recuperaciones de Zn en las pruebas C y D fueron similares: 68% y 71%, respectivamente. Cabe recordar que la prueba C incluye el ión carbonato como depresor y la prueba D además contiene iones sulfato como activadores para la flotación de piritas.
- ⇒ A escala piloto se logró obtener un 50% de recuperación de piritas a pH básico, y con una ley de 25% de Fe y un aproximado de 54% como disulfuro de hierro (pirita) en el concentrado. Además aproximadamente un 16% del concentrado corresponde a la recuperación de esfalerita.

- ⇒ Los resultados en este método pueden mejorar, considerando una evaluación de otras variables importantes en el proceso tales como: Grado de liberación, densidad de pulpa, aeración, tiempo de residencia, dosis de reactivos.



8 GLOSARIO

Grado de liberación.- El denominado (GRADO DE LIBERACION) es una expresión cuantitativa de la magnitud en que la molienda es capaz de obtener partículas minerales “libres”; su determinación solo es posible mediante la utilización de estudios microscópicos, y dado que es un parámetro de importancia decisiva tal determinación debe basarse en una metodología técnica y científicamente bien fundamentada.

Limonita.- Limonita es un mineral que consiste en una mezcla de hierro hidratado (III) de óxido-hidróxido de composición variada. La fórmula genérica se escribe con frecuencia como $(\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O})$, aunque esto no es del todo exacto, como la limonita a menudo contiene una cantidad variable de óxido en comparación con el hidróxido.

Finos Desde el punto de vista metalúrgico, finos se considera como: el producto de la ley del metal por la masa del mineral de cabeza

Tamiz Cedazo o utensilio formado por un aro ancho cubierto por uno de sus lados con una rejilla o un tejido semejante, generalmente muy tupidos, que se utiliza para separar sustancias de distinto grosor.

9 ANEXOS

Anexo A

Distribución del tamaño de partícula en el ingenio minero "ROSICLER".

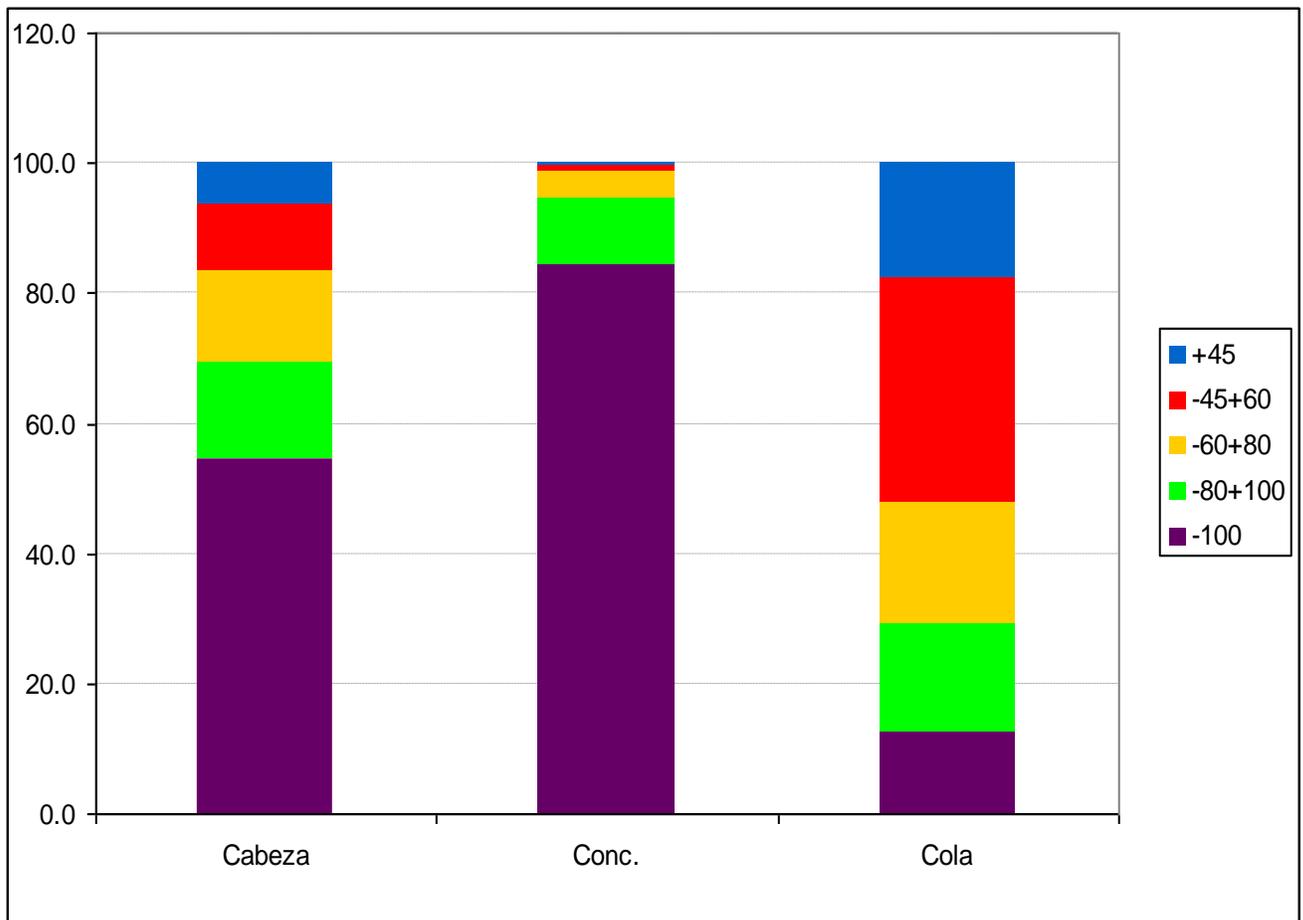
Malla	Cabeza	Conc.	Cola
+45	1.9	0.1	6.2
-45+60	3	0.3	12.2
-60+80	4.2	1.5	6.6
-80+100	4.4	3.6	5.8
-100	16.2	30.2	4.5
Total	29.7	35.7	35.3

Distribución del tamaño de partícula en el ingenio minero "ROSICLER".
En porcentajes.

Malla	Cabeza	Conc.	Cola
+45	6.4	0.3	17.6
-45+60	10.1	0.8	34.6
-60+80	14.1	4.2	18.7
-80+100	14.8	10.1	16.4
-100	54.5	84.6	12.7
Total	100.0	100.0	100.0

Anexo B

Grafico que indica la distribución de las partículas en el ingenio minero ROSICLER; mediante fracciones para los concentrados, cabeza y cola del tratamiento.



10 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1]. Peres, A.E.C., Araujo, A.C., Coelho, E.M. Flotação, Espessamento, Filtragem, Deslamagem e Floculação Seletiva. In Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia (in memorian Prof. Paulo Abib Andery), 1ª ed., Recife, ITEP, 1980.
- [2]. Wills, B.A. Tecnología de Procesamiento de Minerales. Editorial Limusa, 1ª Edición, México, 1987, p. 345-419.
- [3]. Crozier, R.D. Flotation. Pergamon Press, 1992, 343 p.
- [4]. Arbiter, N., Cooper, H., Fuerstenau, M.C., Harris, C.C., Kuhn, M.C., Miller, J.D. and Yap, R.F. Flotation. In : SME Mineral Processing Handbook, Weiss, N.L. (Ed.), AIME, New York, Vol. 1, 1985, Section 5, p. 40-81.
- [5]. Somasundaran, P. and Sivakumar, A. Advances in Understanding Flotation Mechanisms. Minerals and Metallurgical Processing, aug. 1988, p. 97-103.
- [6]. Somasundaran, P. Interfacial Chemistry of Particulate Flotation. AIChE Symposium Series, Vol. 71, Nº 150, 1975, p. 1-15.
- [7]. Fuerstenau, D.W. and Raghavan, S. Some Aspects of the Thermodynamics of Flotation. In : FLOTATION, A. M. Gaudin Memorial Volume, M.C. Fuerstenau (Ed.), AIME, New York, Vol. 1, 1976, p. 21-65.
- [8] R Mermillod-Blondin^{1,2}, M Kongolo¹, P de Donato¹, M Benzaazoua^{2,3}, O Barrès¹, B Bussière^{2,3} and M Aubertin⁴ *Pyrite Flotation With Xanthate Under Alkaline Conditions — Application to Environmental Desulfurisation* In Centenary of Flotation Symposium
Brisbane, QLD, 6 - 9 June 2005.

[9]. Empresa Minera Perubar S.A. Unidad Minera Rosaura-Planta Concentradora preparación de reactivos.

[10]. DEVELOPMENTS IN MINERALS PROCESSING SOLUTION CHEMISTRY: MINERALS AND REAGENTSP. SOMASUNDARAN AND Dianzuo Wang Series Netherlands The Boulevard, Langford Lane, Kidlington, Oxford OX5 1GB, UK.

[11].Revista del instituto de Investigaciones FIGMMG Vol. 13, N.º 25, 7-12 (2010) UNMSM ISSN: 1561-0888 (IMPRESO)/ 1628-8097 (electrónico).

[12]**K.A. MATIS, K.A. KYDROS and G.P. GALLIOS.** *Minerals Engineering*, Vol. 5, Nos. 3-5, pp. 331-342, 1992.

[13]X. Ye, S. Gredelj, W. Skinner, S.R. Grano. *Powder Technology* 203 (2010) 133–147.

[14]A.P. Chandra, A.R. Gerson. *Advances in Colloid and Interface Science* 145 (2009) 97–110.