



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
PROGRAMA DE MAESTRÍA Y DOCTORADO EN INGENIERÍA.
MAESTRÍA EN METALURGIA.

FLOTACIÓN SELECTIVA DE MINERALES SULFUROS DE PLOMO-ZINC
EN PRESENCIA DE REACTIVOS NATURALES DEL TIPO QUEBRACHO

TESIS
QUE PARA OPTAR POR EL GRADO DE:
MAESTRO EN METALURGIA

PRESENTA:
IQM. JUAN MANUEL DE LA ROSA CANALES

TUTOR:
DR. FRANCISCO JAVIER RODRÍGUEZ GÓMEZ
FACULTAD DE QUÍMICA, UNAM.

MÉXICO, D. F. (MAYO) 2013.



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

JURADO ASIGNADO

Presidente: Dr. Arturo Barba Pingarrón (Facultad de Ingeniería, UNAM)

Vocal: M. en C. Faustino Juárez Sánchez (Instituto de Geofísica, UNAM)

Secretario: M. en C. Antonio Huerta Cerdán (Facultad de Química, UNAM)

1^{ER}. Suplente: Dr. Juan Genescá LLongeras (Facultad de Química, UNAM)

2^{DO}. Suplente: Dr. Francisco J. Rodríguez Gómez (Facultad de Química, UNAM)

Sitio donde se desarrolló el tema:

Ciudad Universitaria, Facultad de Química, Edificio D.
Laboratorio de Beneficio de Minerales, Departamento de Ingeniería Metalúrgica.

Tutor:

Dr. Francisco Javier Rodríguez Gómez

Sustentante:

IQM. Juan Manuel de la Rosa Canales

DEDICATORIAS

A mi madre:

María Elena Canales Hernández

Por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mi Padre:

Antonio de la Rosa Ortega (QEPD)

Por los ejemplos de perseverancia y constancia que lo caracterizaron y que me infundió siempre, por el valor mostrado para salir adelante y por su amor.

A mi familia:

Miriam, Yatziry y Quetzalli

Dedico esta tesis principalmente a mi familia por apoyarme cuando lo necesité y porque siempre estuvieron ahí ante cualquier situación.

A mis hermanos:

José Gpe., Luis Daniel, Mónica Maribel, María Antonieta, María Reyna

Por estar conmigo y apoyarme siempre. Gracias, los quiero mucho.

Al M. en C. Antonio Huerta Cerdán

Por ser el maestro, el jefe, el compañero, el amigo y ser como un padre, dándome siempre su amistad, apoyo y buenos consejos.

Todos mis profesores, compañeros y amigos: Cándido Atlatenco, Arturo Sánchez, Alejandro Hinojosa, Carlos Rodríguez, Carlos González, Marco A. Ramírez, Agustín Ruiz, por compartir los buenos y malos momentos.

AGRADECIMIENTOS

A mi tutor de tesis, Dr. Francisco Javier Rodríguez Gómez, por su importante aporte y participación activa en el desarrollo de esta tesis. Gracias por su apoyo que ha enriquecido el trabajo realizado.

A los miembros del jurado, Dr. Arturo Barba Pingarrón, M. en C. Faustino Juárez Sánchez y Dr. Juan Genescá LLongeras, por su tiempo, dedicación y observaciones que enriquecieron el presente trabajo

Al Dr. Héctor Cruz Mejía y la Universidad Politécnica del Valle de México por su amable apoyo en la realización de los análisis químicos de difracción de Rx.

Al IQM Ciro Eliseo Márquez Herrera y su grupo de trabajo: Andrea, Priscila, Blanca y Javier por el apoyo brindado en la realización de los análisis químicos de espectroscopia de absorción atómica.

A Dayana Casillas y Luis Angel Moreno, alumnos de la carrera de Ingeniería Química Metalúrgica, quienes me apoyaron en la realización experimental de este trabajo.

Gracias a todas las personas que ayudaron directa e indirectamente en la realización de este proyecto.

LA LEYENDA DEL QUEBRACHO COLORADO

Fruto de la sangre derramada.

Por Oscar I. Márquez.

Desde pequeño, Puca Sonko había compartido la vida de la tribu; conocía la vida de la selva como si cada rincón de ella fuera su propia casa. Allí estaba feliz y los días transcurrían calmos mientras todos hacían algo para contribuir al trabajo diario.

Cuando el padre de Puca Sonko enfermó, el indiecito fue nombrado cacique en medio de ceremonias colmadas de contento y adoración a los dioses. Pero un día, mientras la tribu se recogía al anochecer, llegó un chasqui con noticias para el joven cacique: tribus belicosas venían avanzando, despojando de sus posesiones a cuanta población encontraban a su paso.

Al día siguiente, Puka Sonko armó a los grupos que defenderían a su gente. Por la tarde partieron al encuentro del enemigo. Internándose cada vez más en la selva, Puca Sonko demostró audacia y coraje, lo que infundió valor a sus soldados. Y el tan temido momento se produjo de repente; un grito, muchos gritos; muchos hombres midiendo su bravura. Cuando todo quedó en silencio nuevamente, creyeron que habían logrado vencer al enemigo y que, a lo sumo, tenían algún herido. Los hombres se arrodillaron para agradecer a sus dioses. Pero el cacique sabía que no había concluido todo. Sus pálpitos no eran erróneos.

En ese mismo instante un grupo numeroso de enemigos los sorprendió, pero merced a los esfuerzos de Puca Sonko y los suyos, lentamente fueron dispersados.

La selva volvió a quedar en silencio, y los sobrevivientes, lastimados, buscaron al joven cacique: lo hallaron muerto junto al tronco de un árbol, sobre un charco de sangre al que llegaban sus raíces.

La parte inferior del tronco lentamente tomó un color rojizo; la sangre perdida era absorbida por el árbol, gracias a lo cual, la bravura de Puca Sonko seguiría circulando en un cuerpo vivo al que daría fortaleza extraordinaria.

Así, según los quechuas, nació el quebracho colorado.

ÍNDICE

Resumen	1
Introducción	5
Objetivos e Hipótesis	7
Capítulo I Fundamentación teórica	8
1.1 Beneficio de minerales	8
1.2 Conminución	8
1.3 Trituración	9
1.4 Molienda	9
1.5 Flotación	10
1.6 Química de superficie	14
1.7 Doble capa eléctrica	16
1.8 Termodinámica de la flotación	19
1.9 Quebracho	22
Capítulo II Desarrollo experimental	25
2.1 Caracterización de mineral	26
2.2 Pruebas de potencial Z	30
2.3 Preparación de mineral	32
2.4 Pruebas de flotación selectiva	36
Capítulo III Resultados y análisis de resultados	47
3.1 Caracterización del mineral	47
3.2 Pruebas de potencial Z	54
3.3 Preparación de mineral	62
3.4 Pruebas de flotación selectiva	64

Capítulo IV Conclusiones	84
Capítulo V Bibliografía	87
Capítulo VI Anexos	90
6.1 Caracterización de mineral	90
6.2 Pruebas de potencial Z	91
6.3 Preparación de mineral	94
6.4 Pruebas de flotación selectiva	96

RESUMEN

La flotación por espuma es el principal proceso que existe en la concentración de minerales, la cual presenta una alta selectividad y se utiliza para llevar a cabo separaciones de minerales metálicos complejos tales como plomo-zinc, cobre-zinc y de los minerales no metálicos tales como barita- feldespato, fluorita- calcita, etc.

Un sulfuro mineral complejo de plomo-zinc está constituido por varios compuestos como son: Galena(PbS), Esfalerita (ZnS) y Cuarzo (SiO₂), de los cuales los valores son flotados, deprimiéndose los estériles como es el caso del cuarzo y separados selectivamente vía flotación la galena y esfalerita para así obtener estos dos productos con altas leyes y altas recuperaciones.

En la flotación selectiva existe una etapa en donde se adiciona un reactivo llamado depresor el cual actúa en contra de uno o varios compuestos evitando que estos floten. A nivel industrial se utilizan como reactivos depresores la cal, sulfitos y cianuro de sodio, sin embargo en la actualidad se requiere de procesar a dichos minerales a través de reactivos “limpios” (que no contaminen la naturaleza).

El Quebracho, reactivo empleado como modificador de superficies minerales, ha sido estudiado muy poco, habiendo en la literatura escasas publicaciones de su uso. Este reactivo presenta ventajas adicionales por ser no tóxico además de ser efectivo en niveles de pH cercanos a los de flotación, con satisfactoria selectividad en comparación a la cal y cianuro, también cumple con la necesidad de evitar impactos ambientales negativos. En México no se han realizado investigaciones y aplicaciones con este tipo de reactivo dado que la materia prima tiene su fuente principal de producción en América del Sur.

Por lo anteriormente expuesto el presente trabajo pretende encontrar las condiciones de flotación y depresión idóneas para separar menas complejas de



plomo-zinc mediante el uso de reactivos naturales como son los del tipo quebracho.

Los resultados de esta tesis se obtuvieron de un circuito primario de flotación selectiva de plomo utilizando xantato etílico de potasio y quebracho para obtener un concentrado de plomo con una ley de 20.82 % y una recuperación de 80.84% y un circuito de flotación de zinc utilizando sulfato de cobre para obtener un concentrado de zinc con una ley de 10.69% y una recuperación de 78.56%.

También en esta tesis se muestra que es factible utilizar al quebracho colorado como reactivo depresor del zinc a una concentración de 20 mg/L en un circuito de flotación selectiva de Pb-Zn, teniendo como principal ventaja que este reactivo es natural biodegradable, no es tóxico y es amigable con el medio ambiente.



ABSTRACT

Froth flotation is the main process for the minerals concentration, which exhibits high selectivity and is used to carry out separations of complex metallic minerals such as lead-zinc, copper-zinc, and some of the nonmetallic ores such as barite, feldspar, fluorite, calcite, etc.

A mineral sulphide lead-zinc complex consists of several compounds such as: galena (PbS), sphalerite (ZnS) and quartz (SiO₂), of which the values are floated and the gangue becoming depressed as in the case of quartz and selectively galena and sphalerite are separated by flotation reagents, in order to obtain these products with high grade and high recoveries.

There is a stage in the selective flotation wherein a reagent called depressor is added which acts against one or several compounds preventing to float. Depressants reagents used at level industry are lime, sulfites and sodium cyanide, however is necessary to process those minerals through "clean" reagents (non-polluting nature).

Quebracho, reagent employed as mineral surfaces modifier, has been studied very little, having just few publications in the literature. This reagent has additional advantages besides being nontoxic and effective at pH levels near selective flotation values, compared to lime and cyanide, also meets the need to avoid adverse environmental impacts. There aren't investigations and applications such reagent in Mexico because the raw material has its main source of production at South America.

Because of these reasons the present study aims to find the conditions of flotation and depression ores primarily to remove lead-zinc complex using natural reagents such as quebracho type.



The results of this thesis were obtained from a primary selective flotation circuit of lead using potassium ethyl xanthate and quebracho to get a lead concentrate grading 20.82% and 80.84% recovery and a zinc flotation circuit using copper sulfate for Zn concentrate grading 10.69% and a recovery of 78.56%.

This thesis also shows that is feasible to use the quebracho as zinc depressant reagent at a concentration of 20 mg / L in a selective flotation circuit Pb-Zn, with the main advantage of this reagent is naturally biodegradable, not toxic and environment friendly.



INTRODUCCIÓN

México es un país minero-metalúrgico por excelencia, donde la actividad en este ramo representó en el 2011 el tercer lugar en el sector productivo del país sólo superado por el petróleo y el sector automotriz con una derrama económica de 20 mil 140 millones de dólares que representa el 6% del PIB nacional, del cual el 91% de la producción está integrado por el oro 25%, plata 20%, cobre 16%, zinc 10%, pellet de hierro 5%, coque 5%, carbón 4%, molibdeno 3% y plomo 3%.

La Mineral Commodity Summaries, U.S. Geological Survey, 2012 y datos del INEGI 2012, colocaron a México en el 5° y 7° lugar a nivel mundial en la producción de plomo y zinc con 182 202 y 447 948 toneladas respectivamente. La obtención de estos metales forma parte de la actividad económica nacional, siendo de gran importancia buscar formas más rentables y ecológicas de recuperarlos de los suelos mexicanos [1].

En la actualidad ciertos yacimientos mineros en explotación cuentan con minerales diseminados, los cuales son procesados a partir del beneficio de minerales. Estos procesos constan de un conjunto de operaciones físicas que tiene como objetivo liberar los valores de los materiales estériles y obtener un concentrado de valores con alta ley y recuperación en forma rentable, con el uso adecuado de reactivos, medidas de seguridad adecuadas para el trabajador y cuidado del medio ambiente.

De forma general las operaciones más importantes con que se cuenta en las plantas de beneficio son: trituración, clasificación por cribado, molienda, clasificación por ciclones, concentración, espesamiento y filtración.



La flotación por espuma es el principal proceso que existe en la concentración de minerales, la cual presenta una alta selectividad y se utiliza para llevar a cabo separaciones de minerales complejos de plomo-zinc, en dicha etapa se adiciona un reactivo llamado depresor, el cual actúa en contra de uno o varios compuestos evitando que estos floten; a nivel industrial se utiliza como reactivo depresor el cianuro de sodio, el cual es clasificado como reactivo tóxico y agresivo con el medio ambiente. Aunado a esto, las cantidades que se manejan son elevadas debido a la alta producción del país. Las empresas mineras-metalúrgicas invierten al año elevadas sumas de dinero y esfuerzo humano, en desechar este reactivo en forma controlada, optimizar su uso y evitar daños a la naturaleza; en la actualidad se requiere de procesar a dichos minerales a través de reactivos “limpios” (que no contaminen la naturaleza).

Los reactivos orgánicos biodegradables ofrecen una buena opción, dado que se degradan fácilmente y no causan daños severos en la naturaleza, siendo el quebracho colorado una opción como reactivo depresor del zinc para sustituir al cianuro en la flotación selectiva de menas complejas de Pb-Zn. En México no se han realizado investigaciones y aplicaciones con este tipo de reactivo dado que la materia prima tiene su fuente principal de producción en América del Sur [2 y 3].

Por tal motivo esta tesis esta encaminada a encontrar las mejores condiciones de flotación y depresión para procesar menas complejas de plomo-zinc a través del uso de reactivos naturales del tipo quebracho.



OBJETIVOS:

Determinar el efecto de la concentración de quebracho y del pH bajo los cuales una mena compleja de plomo-zinc puede ser flotada o deprimida a partir de pruebas de potencial zeta y pruebas de flotación selectiva.

Obtener las condiciones de máxima flotabilidad de galena y esfalerita a través de la flotación selectiva con la modificación de quebracho asistido por un xantato.

Establecer un circuito de flotación para obtener concentrados de plomo y zinc con altas leyes y recuperaciones a partir de pruebas de flotación por espuma.

HIPÓTESIS:

Es posible flotar selectivamente menas sulfuradas de plomo-zinc a través del uso de reactivos naturales (Quebracho) que posean características de modificación superficial en la ayuda de flotación y depresión de menas a ciertos valores de pH.



FUNDAMENTACIÓN TEÓRICA

1.1 BENEFICIO DE MINERALES.

Los procesos de beneficio de minerales o menas son un conjunto de operaciones físicas que tiene como objetivo, liberar los valores de los materiales estériles y obtener un concentrado de valores con alta ley y recuperación en forma rentable.

De forma general las operaciones mas importantes con las cuales se cuenta en las plantas de beneficio son: Trituración, Clasificación por cribado, Molienda, Clasificación por ciclones, Concentración por flotación, Gravimétrica y Magnética, Espesamiento y Filtración.

Todas estas operaciones presentan diferentes condiciones que, a través del conocimiento de las variables, propiedades del mineral, su procesamiento y comportamiento se pueden estudiar, analizar y controlar [4].

1.2 CONMINUCIÓN.

Debido a que la mayoría de los minerales se encuentran diseminados e íntimamente ligados con la ganga, ellos tienen que ser primeramente liberados antes de ser separados. Esto se consigue con la conminución, en la cual el mineral es paulatinamente reducido hasta que las partículas de mineral limpio puedan ser concentradas en etapas posteriores.

Dependiendo del rango de tamaño de partículas la conminución se acostumbra dividir en:

- I. Trituración: partículas gruesas mayores de 5 cm.
- II. Molienda: partículas menores del tamaño de 1.27 cm [5].



1.3 TRITURACIÓN.

La trituración es la primera etapa mecánica de la conminución y convierte la mena que llega de mina de tamaños de 1.20 m. hasta tamaños de alrededor de 5 cm ó menos, y tiene como objetivo obtener tamaños de partículas lo más homogéneo posible para el posterior proceso de molienda.

Industrialmente se utilizan diferentes tipos de máquinas de trituración y suelen clasificarse de acuerdo a la etapa en que se utilizan y el tamaño de material tratado:

- a) Trituradoras primarias: Fragmentan trozos grandes hasta un producto de 20 a 15 cm y pueden ser trituradoras de quijadas o giratorias.
- b) Trituradoras secundarias: Fragmentan el producto de la trituración primaria hasta tamaños de 7 a 5 cm y pueden ser trituradoras giratorias o de cono.
- c) Trituradoras terciarias: Fragmentan el producto de la trituración secundaria hasta tamaños de 1.2 a 1 cm y pueden ser trituradoras de cono o rodillos [6].

1.4 MOLIENDA.

A diferencia de la trituración, la molienda se puede realizar en seco o en húmedo. La molienda es la reducción de tamaño de las partículas relativamente gruesas dejadas por la trituración, hasta llegar a su tamaño óptimo para el proceso de concentración, llamado tamaño de liberación que es cuando físicamente el mineral valioso se encuentra libre de su material de ganga y es la etapa previa al proceso de concentración por flotación.

A nivel industrial se pueden usar diferentes equipos dependiendo de su medio molurante y etapa de conminución, siendo los principales:



Molino de bolas: Es el más utilizado a nivel industrial, se emplea como etapa posterior a la trituración terciaria, usa en su interior bolas de molino que son el medio molurante y fue diseñado para reducir el mineral de 0.0063 m hasta 100 μm aproximadamente. Para obtener una eficiencia razonable en el molino de bolas se debe operar un circuito cerrado con recirculado del sobretamaño.

Molino de barras: Generalmente se emplean cuando se desea un producto grueso con muy poco de lama. Este equipo tiene en su interior barras de acero que son los elementos de molienda. El molino gira con el material proveniente de la trituradora terciaria y el material se va moliendo por la acción del movimiento de las barras que se encuentran libres y que caen sobre el mineral. El mineral molido continúa el proceso, pasando en línea al molino de bolas.

Molino SAG: Este es un molino de gran capacidad que recibe el material directamente de la trituradora primaria y que tiene en su interior bolas de acero, cuando el molino gira, el material cae y se va moliendo por el impacto de las bolas y el propio mineral [7].

1.5 FLOTACIÓN.

La flotación es un proceso 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 las burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, en la celda de flotación.

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 que ocurren en las interfases sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas y esta depende de la probabilidad de unión de la partícula de interés 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. Por tanto la burbuja de aire transporta al sólido a la superficie donde es recolectada y recuperada como un concentrado, por otra parte la fracción que no se adhiere permanece en la pulpa formado las colas o estériles (Figura1).

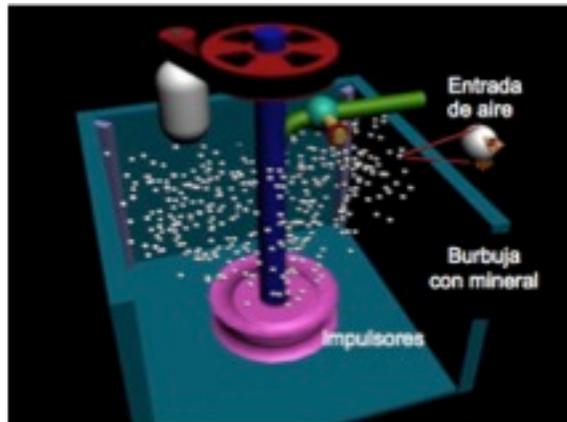


Figura 1. Esquema de una celda de flotación [8].

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua [9].

Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades del concentrado y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de los reactivos químicos adicionados, tales reactivos pueden ser [10]:

a) Colectores: Su función principal es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. Son reactivos químicos orgánicos del tipo surfactante, que tienen la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. Los xantatos son los reactivos



colectores generalmente utilizados para flotar menas sulfuradas, en este caso de Pb-Zn.

b) Depresores: Son reactivos químicos orgánicos o inorgánicos que impiden la acción del colector en la superficie del mineral, confiriéndole a la partícula mineral un carácter hidrofílico. Por ejemplo, el cianuro es usado como depresor para separar la galena de la esferita y pirita, también para separar sulfuros de cobre de galena, sulfuros de cobre de pirita, sulfuros de cobre de pirita, sulfuros de níquel y cobalto de los sulfuros de cobre. En este trabajo se propone trabajar con el quebracho como reactivo depresor del zinc.

c) Activadores: Son reactivos químicos orgánicos o inorgánicos que ayudan al colector a adsorberse en la superficie del mineral a flotar. Los reactivos activantes son usados para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar, un ejemplo es el sulfato de cobre que generalmente se utiliza para activación de la esfalerita, que no responde fácilmente a la flotación con los colectores comunes en ausencia de este compuesto químico. También se usa para reactivar los minerales que han sido deprimidos por el uso de cianuro, tales como calcopirita, pirita, pirrotita y arsenopirita

d) Modificadores de pH: La función de los reactivos incluidos en este grupo es la de controlar la alcalinidad o acidez, contrarrestar el efecto interferente detrimental en las lamas, coloides y las sales solubles, se usan como modificadores de pH la cal, y carbonato de sodio, ácido sulfúrico y clorhídrico, dióxido de azufre, carbón e hidróxido de amonio.

e) Espumantes: Los espumantes son líquidos orgánicos poco solubles en agua, y tienen por función asegurar la separación de las partículas hidrófobas e hidrófilas, Las burbujas creadas, generalmente por inyección de aire u otro gas o por agitación, tienen una duración muy corta (la duración de la vida de las burbujas en



el agua limpia es del orden de una centésima de segundo), y tendencia a unirse entre si, por lo que, para asegurar la estabilidad de la espuma y evitar con que las partículas captadas caigan nuevamente en la pulpa, perdiéndose la recuperación, se introducen unos compuestos espumantes, entre los cuales los más utilizados son el aceite de pino y el cresol (ácido cresílico), alcoholes de cadena larga tales como algunos de los espumantes aerofroth y el metil isobutil carbinol. Es importante que el espumante no se adsorba sobre la superficie del mineral, ya que si actúa como colector, la selectividad del colector propiamente dicho se ve disminuida.

Además de tener un buen control de los reactivos de flotación, existen variables que gobiernan al proceso e interactúan entre sí, de conocer como contribuye cada una de ellas en los procesos de flotación se podrá tener un buen control y optimización de dicho proceso, las variables importantes son:

1) Granulometría de la mena: La mena que se alimenta al proceso de flotación debe estar al tamaño de liberación (partículas valiosas liberadas de la ganga) para poder tener una buena recuperación del mineral de interés.

2) Tipo y dosificación de reactivos para Flotación: Se debe hacer una buena selección de reactivos de acuerdo al tipo de mineral a flotar (colector, espumante, modificador de pH, activador o depresor), es importante mencionar que cada uno de estos reactivos requiere un cierto tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa y de esta forma poder actuar en forma eficiente sobre las especies útiles de la mena.

3) Densidad de pulpa o porcentaje de sólidos: Para trabajar eficientemente el proceso de flotación se requiere tener un buen control sobre el porcentaje de sólidos en la celda dado que a densidad de pulpa afecta el tiempo de residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito.



En general se debe operar una celda de flotación entre un 20 y 45% de sólidos en peso.

4) Tiempo de Residencia: El tiempo de flotación depende de las características del material que se va a flotar, y de la conjugación de todos los demás factores que inciden en el proceso. Para la optimización de los circuitos de flotación se realizan pruebas cinéticas y así obtener el tiempo óptimo de flotación.

5) pH: Es el parámetro más controlado en los proceso de flotación y es fundamental en la ley y recuperación del mineral. El proceso de flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH.

6) Aireación y Acondicionamiento de la Pulpa: El acondicionamiento es una etapa clave ya que proporciona el tiempo necesario para que los reactivos de flotación actúen en forma eficiente. La aireación de la pulpa en la celda es una variable importante que normalmente es controlada por el operador de la planta, la cual permite la aceleración o retardación de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil [11].

1.6 QUÍMICA DE SUPERFICIE

Tensión Superficial: En toda porción de materia existen fuerzas intermoleculares que en cierta forma mantienen unidas las moléculas que la componen. Si se considera una molécula ubicada en el seno de un líquido, ésta estará rodeada de moléculas de su misma naturaleza, por lo cual, las fuerzas de atracción intermoleculares se compensan produciéndose un equilibrio energético. Es decir, las moléculas superficiales tienen una mayor energía que aquellas ubicadas en el seno del líquido. La magnitud del desbalance de energía que se produce depende de la naturaleza de las interacciones moleculares. A este exceso de energía se



denomina energía libre superficial. Por lo tanto, aumentar el área superficial de una cierta masa de líquido significa, entregar energía al sistema en forma de trabajo. Así, la expresión de la tensión superficial será la siguiente:

$$\gamma = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{p, T, n}$$
$$\gamma = G^s$$

donde:

γ = tensión superficial, con unidades de energía/área o fuerza/longitud.

G^s = energía libre superficial.

A = área interfacial.

p, T, n = presión, temperatura absoluta y número de moles presentes en el sistema.

En consecuencia, la tensión superficial es la medida del trabajo requerido para aumentar la superficie en una unidad de área, a presión, temperatura y masa constantes. La magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares. Por lo tanto, si se conoce la naturaleza química del líquido, es posible estimar el orden de magnitud de su tensión superficial. Las interacciones moleculares y enlaces químicos más frecuentes, en orden creciente de su unión, son : fuerzas de London, fuerzas de Van der Waals o fuerzas de dispersión, interacciones dipolo-dipolo inducido, interacciones dipolo-dipolo, enlace de hidrógeno, enlace iónico, enlace covalente y enlace metálico.

Las fuerzas de dispersión son fuerzas atractivas débiles existentes en toda materia, independiente de su naturaleza química y tienen su origen en los llamados dipolos inducidos [12].



Adsorción: La flotación es un proceso que involucra el estudio de las propiedades de la interfase. Una de las formas de caracterizar una interfase es por medio de adsorción.

La adsorción puede definirse como la concentración de una entidad química (iones y moléculas) en una interface, ésta generalmente se expresa en moles o moléculas de adsorbido por área de interface 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 (fisisorción) y adsorción química (quimisorción). La adsorción física es resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Vander Waals), caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas. La adsorción química se debe a interacciones químicas primarias (por ejemplo covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose compuestos de superficie. Apenas una camada puede ser adsorbida.

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

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 irreversible [13].

1.7 DOBLE CAPA ELÉCTRICA

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.

Se usa el modelo de la doble capa para visualizar la atmósfera iónica en la proximidad del coloide cargado y para explicar como actúan las fuerzas eléctricas de repulsión. Es posible entender este modelo como una secuencia de etapas que ocurren alrededor de un coloide negativo, si los iones que neutralizan sus cargas son repentinamente separados (coagulation & Flocculation, Zeta-Meter). Una representación gráfica de dicho modelo se puede observar en la figura 2.

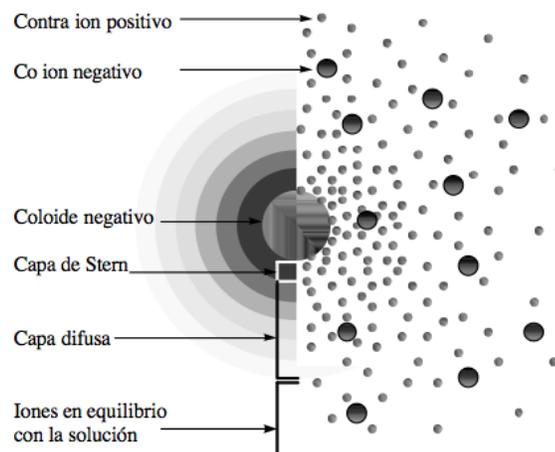


Figura 2. Modelo de la doble capa eléctrica [14].

Efecto del coloide sobre el ión positivo (llamado contra ión) en la solución. Inicialmente, la atracción del coloide negativo hace que algunos iones positivos formen una rígida capa adyacente alrededor de la superficie del coloide; esta capa de contra iones es conocida como la capa de Stern.

Otros iones positivos adicionales son todavía atraídos por el coloide negativo, pero estos son ahora rechazados por la capa de Stern, así como otros iones positivos que intentan acercarse al coloide. Este equilibrio



dinámico resulta en la formación de una capa difusa de contraiones, estos tienen una alta concentración cerca de la superficie, la cual disminuye gradualmente con la distancia, hasta que se logra un equilibrio con la concentración de los contraiones en el seno de la disolución.

En suspensiones acuosas de minerales, las partículas adquieren carga eléctrica superficial debido al desbalance eléctrico generado por la rotura de enlaces en la superficie. Esto genera una concentración de contraiones en la solución en la cercanía de la superficie de las partículas. Esta concentración disminuye al incrementar la distancia entre las partículas, provocando una diferencia de potencial entre la superficie de la partícula y el seno de la solución.

Según el modelo de la doble capa eléctrica, se pueden asumir la existencia de dos capas en la vecindad de la interface sólido/solución; una capa en la cual se presenta un decaimiento lineal del potencial eléctrico y que permanece fija aún cuando las partículas se muevan, y una capa difusa con decaimiento exponencial. Esto implica la existencia de un plano de referencia entre la capa fija y la capa difusa y justo el potencial se denomina Potencial Z, o potencial electrodinámico (ver Figura 3).

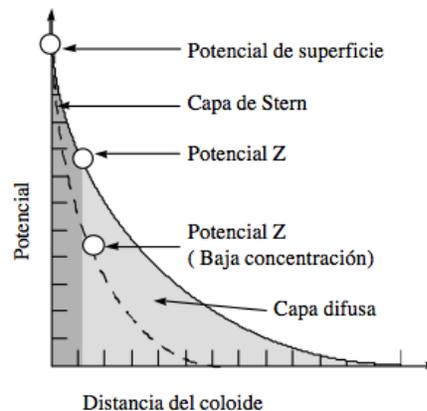


Figura 3. Potencial Zeta [14].



Una de las técnicas más comunes para medir el potencial zeta es usando la denominada técnica de microelectroforesis. Usualmente se utiliza un microscopio de alta calidad para observar cómodamente las partículas que se encuentran dentro de una cámara llamada celda electroforética. Dos electrodos colocados en los extremos de la cámara se conectan a una fuente de potencia, creándose un campo eléctrico que cruza la celda. Las partículas cargadas migran en el campo y su movimiento y dirección están relacionados con su potencial zeta.

Los instrumentos en realidad miden la movilidad electroforética de las partículas, la cual se expresa como micrones/segundo por voltios /centímetros. El primer término, micrones por segundo, representan simplemente la velocidad, mientras que el segundo, voltios por centímetro, es una expresión de la fuerza eléctrica del campo. Se utilizan los valores de potencial zeta debido a que éste expresa el verdadero fenómeno involucrado y no el efecto físico del potencial, el cual es la movilidad.

El punto de carga nula (punto de carga cero), PZC ("point of zero charge) se define como el logaritmo negativo de la actividad de uno de los iones determinantes de potencial, correspondiente a la carga real de superficie nula. Así, para sales simples, tales como, yodato de plata, la disolución preferencial y adsorción de iones de la red cristalina, Ag^+ y I^- , son considerados como los mecanismos gobernantes. Los iones Ag^+ e I^- que determinan la carga superficial son llamados iones determinantes de potencial. La superficie estará cargada positivamente en condiciones bajas de pAg y cargada negativamente en condiciones altas de pI [15].

1.8 TERMODINÁMICA DE LA FLOTACIÓN.

Para que, en la práctica, ocurra la adhesión entre una burbuja y una partícula mineral, deben cumplirse condiciones termodinámicas e hidrodinámicas. En primer lugar debe ocurrir un encuentro físico entre la partícula y la burbuja (colisión). Para



que dicha colisión sea exitosa se requiere que durante el corto tiempo que dura la colisión, tenga lugar el adelgazamiento y ruptura del film de líquido que los separa y se forme una nueva interfase mineral/aire. Tanto la espontaneidad con que ocurra esta etapa, así como, la estabilidad en el tiempo de esta adhesión, dependen de la hidrofobicidad del mineral.

Durante la adhesión hay un efecto cinético importante. Hay un tiempo mínimo necesario para que ocurra una adhesión estable, llamado tiempo de inducción. Lógicamente, en la flotación se requiere que el tiempo de inducción sea menor que el tiempo de duración de la colisión. Durante este corto lapso de tiempo debe ocurrir el reemplazo de la interfase mineral/solución por la interfase mineral/gas, lo cual involucra vencer ciertas fuerzas de oposición que surgen de la energía superficial del agua dispersa en una película muy delgada, que a su vez es función de la afinidad con la superficie mineral. La flotación es básicamente la adhesión de una partícula mineral parcialmente hidrofóbica a una burbuja de gas. La propiedad que gobierna la hidrofobicidad es la tensión superficial. La flotación ocurre cuando el balance de las tensiones superficiales en el sistema trifásico mineral/gas/líquido (generalmente agua) son favorables. Termodinámicamente, está dado por la expresión que define el cambio de energía libre superficial para la adhesión partícula/burbuja en medio acuoso :

$$\Delta G_{adh}^s = \gamma SG - \gamma SL - \gamma LG$$

donde:

ΔG_{adh}^s : es la variación de energía libre superficial durante la adhesión partícula mineral/burbuja.

$\gamma SG, \gamma SL, \gamma LG$: son las tensiones interfaciales para las interfases sólido/gas, sólido/líquido y líquido/gas.

Para el análisis de la espontaneidad de la adhesión y ante la falta de técnicas adecuadas para medir experimentalmente las tensiones interfaciales sólido/gas y



sólido/líquido, se recurre a la ecuación de Young. Esto último define un parámetro medible vinculado a la hidrofobicidad, que es el ángulo de contacto, θ , en función de las tensiones interfaciales.

En el año 1805 Thomas Young propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido/líquido, sólido/gas y líquido/gas (figura 4) :

$$\gamma_{LG}\cos\theta = \gamma_{SG} - \gamma_{SL}$$

de ahí que:

$$\Delta G_{adh}^s = \gamma_{LG}(\cos\theta - 1)$$

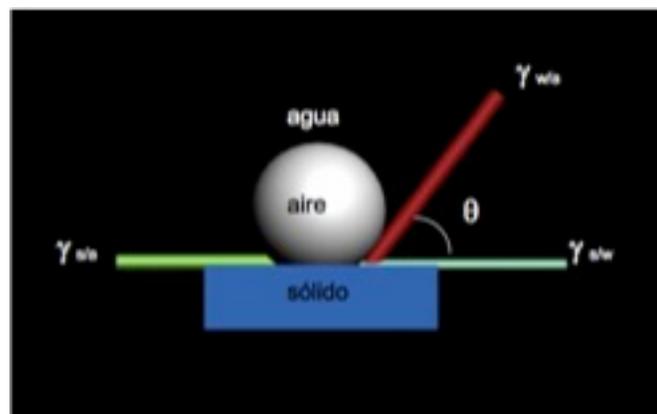


Figura 4. Ángulo de contacto en un sólido [8].

Así, para $\theta = 0$, $\Delta G_{adh}^s = 0$, y en consecuencia, para valores de $\theta > 0$, $\Delta G_{adh}^s \leq 0$. De acuerdo a lo anterior, minerales cuyo ángulo de contacto sea cero han sido definidos como hidrofílicos y termodinámicamente no flotables. Lo contrario es aplicable a minerales que presentan un ángulo de contacto $\theta > 0$. Se puede señalar que, cuando un líquido moja completamente a un sólido, el ángulo de contacto será igual a cero, mientras que, un valor del ángulo de contacto mayor que cero indica mojabilidad y, por lo tanto, cierto grado de hidrofobicidad. La mayoría de los minerales presentan características hidrofílicas, por lo cual, para flotar requieren de un reactivo colector que previamente le confiera hidrofobicidad. Finalmente, debe dejarse claro, que el ángulo de contacto es una condición



termodinámica o de equilibrio del sistema. Para que en flotación se establezca un ángulo de contacto entre el mineral y la burbuja de gas, se deben producir los siguientes fenómenos:

Aproximación de la burbuja de gas al sólido. Proceso que está gobernado por la hidrodinámica de la celda de flotación (agitación, geometría de la celda, tamaño de partícula, etc.). Adelgazamiento de la película de agua que rodea la partícula. Ruptura de la película y desplazamiento del agua [16].

1.9 QUEBRACHO

Obtenido de un árbol de la especie *schinopsis balansae* nativa de Sudamérica este tipo extracto es obtenido a través de tratamiento con agua caliente a los tejidos y posteriormente modificado por sulfitación para volverlo soluble y estable. El quebracho se divide en tres tipos dependiendo de la especie de árbol de la que sea producida (tabla 1).

Tabla1. Tipos de Quebracho

Nombre científico	Quebracho	Tipo	Características
<i>Schinopsis lorentzii</i>	Colorado	S	El más débil para la depresión de sulfuros, pero máximo efecto a pH elevado. Se utiliza para minerales naturalmente flotables. Es el de mayor costo y menor efectividad en flotación selectiva de sulfuros.
<i>Schinopsis Haenkeana</i>	Blanco	A	Apropiado para minerales sulfurados. Es más sensible a pH ácido
<i>Schinopsis balansae</i>	Colorado Chaqueño	O	Mayor actividad depresora a menos dosificaciones. De menor costo

La fórmula química del quebracho es la siguiente: $[C_6H_2(OH)_3-COOC_6H_2(OH)_2-COO]_5 C_6H_7O$ que es una pentagaloilglucosa. De esta forma puede decirse que el quebracho se comporta químicamente como una sustancia de carácter aromático,



de muy compleja composición, en la que predomina los grupos fenólicos polihídricos condensados (figura 5).



Figura 5. Árbol, rodajas y polvo de quebracho colorado.

Algunas de las características de este reactivo son listadas a continuación:

- Reactivo Modificador en flotación selectiva (depresor)
- Alta selectividad y amigable con el medio ambiente
- Estables en medio ácido como alcalino
- Gran capacidad de adsorción en la superficie de los minerales

La gran capacidad de adsorción es lo que hace a este tipo de reactivos una buena opción para utilizar como modificador y su posible empleo en vez de los cianuros comúnmente usados.

Las moléculas poli-funcionales de estos reactivos tienen una importante capacidad de adsorción en la superficie de los minerales. La adsorción puede ser el resultado de la unión tipo puente de hidrógeno con el oxígeno accesible de la superficie y posiblemente con otros átomos como el azufre y flúor; o por la formación de complejos entre los grupos OH^- y cationes di y tri-valentes como el calcio, bario, cobre, zinc, hierro, aluminio, etc., o por simple neutralización de la carga negativa a pH alcalino. También podría ser por atracción electrostática entre miscelas y la superficie de algunos minerales [17].

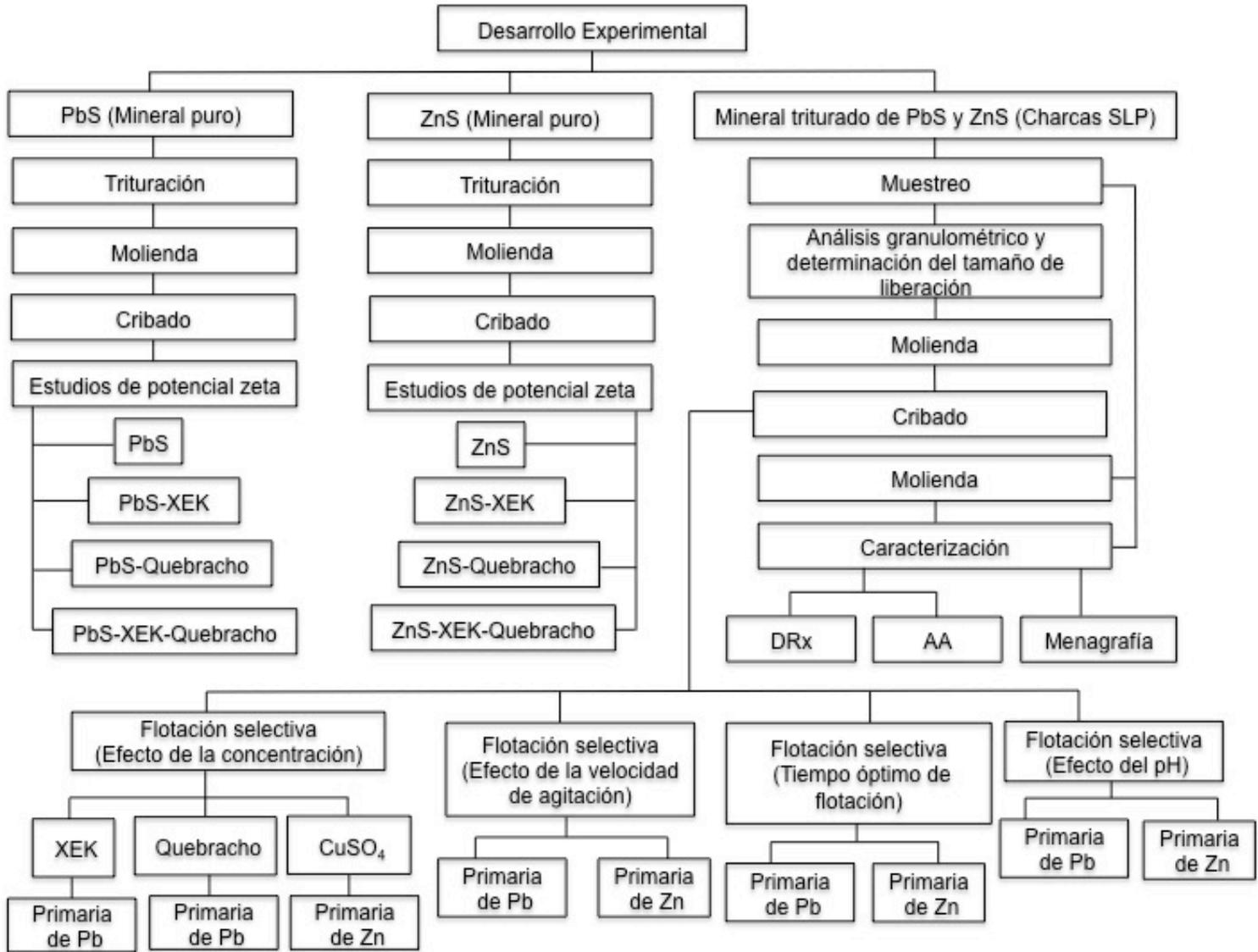


Además presenta la ventaja de ser inerte, puede ser almacenado casi indefinidamente en estado de polvo. No presenta riesgos para la salud por inhalación, contacto con la piel o ingestión. No requiere precauciones especiales pero se recomienda el uso de máscaras antipolvo en el momento de descargar el producto de las bolsas. No es inflamable pero si es combustible en condiciones similares a la madera.





Figura 6. Diagrama experimental.



DESARROLLO EXPERIMENTAL

En este capítulo se describe el desarrollo experimental operado en este trabajo, presentado en forma de un diagrama de flujo en la figura 6; el cual para su fácil análisis se ha dividido en cuatro partes principales: I) caracterización del mineral, II) pruebas de potencial zeta, III) preparación del mineral y IV) pruebas de flotación selectiva.

2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

La materia prima empleada en esta tesis fueron 70 kg de mineral de plomo y zinc proveniente de Grupo México, Unidad de Charcas, San Luis Potosí, dicho mineral fue caracterizado vía difracción de rayos X, absorción atómica y menagrafia de acuerdo con el siguiente procedimiento:

Muestreo:

El material se extendió en una superficie de concreto y para su fácil limpieza se colocó un plástico, se apiló en forma cónica y se repitió la operación 3 veces con el propósito de dar a las partículas una distribución homogénea; posteriormente el material se distribuyó por medio de un cucharón para formar primero, un cono truncado y después un pastel circular plano; el pastel circular se dividió en 4 partes a lo largo de dos diagonales perpendiculares entre si; finalmente dos cuartos opuestos se separaron para la caracterización del mineral y fueron divididos nuevamente utilizando los pasos antes descritos hasta obtener una muestra de aproximadamente 18 kg, esto se logró después de dos etapas de preparación (Figura 7).

Los 18 kg de material fueron divididos, utilizando un cuarteador como se muestra en la figura 8, tomando nuevamente dos cuartos opuestos, desechando los restantes; y repitiendo los pasos anteriores hasta obtener aproximadamente 0.5 kg de material, esto se logró después de cinco etapas de preparación. Finalmente, de



los 17.5kg restantes se tomaron muestras representativas de los minerales usando las fracciones de partículas más grandes y aleatorias para ser caracterizadas por la técnica de menagrafía.

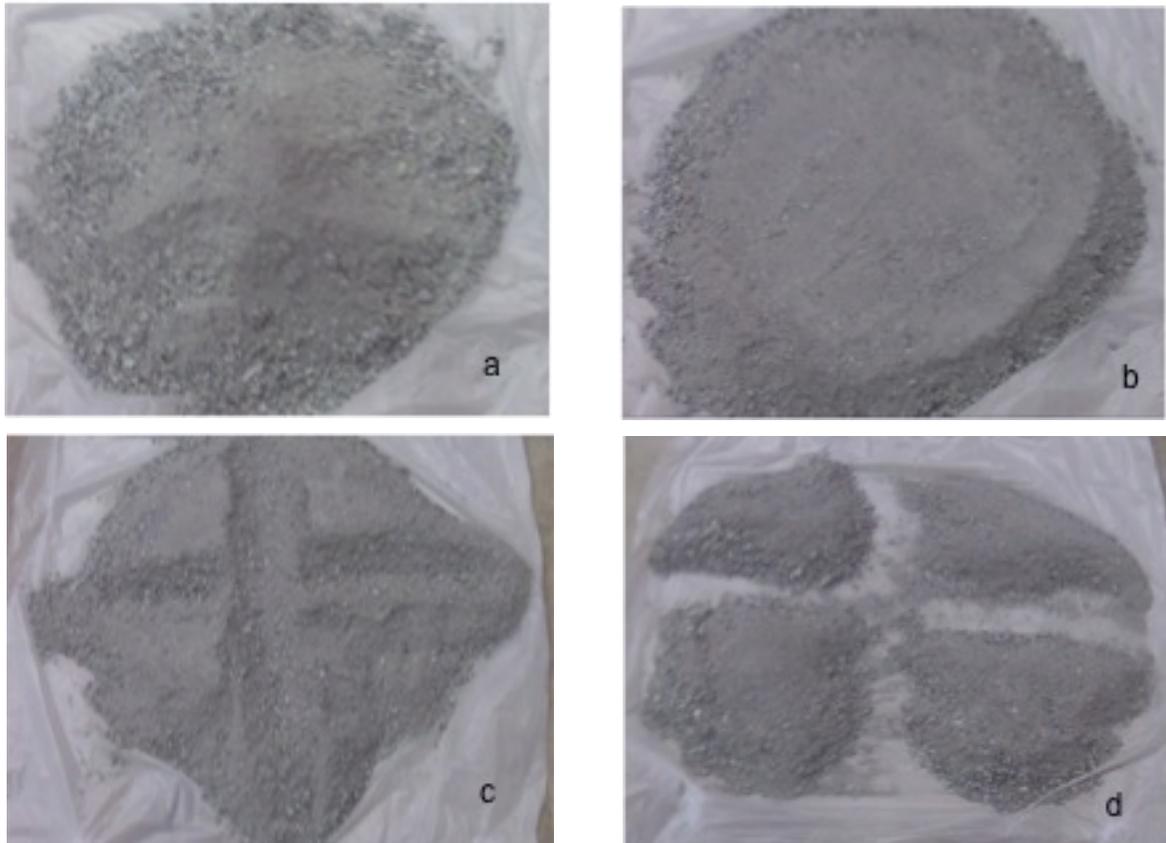


Figura 7. Muestreo del mineral de Pb-Zn: a)apilamiento, b)distribución, c)corte en 4 partes y d)división del mineral.



Figura 8. Cuarteo del mineral de Pb-Zn

Molienda:

Los 0.5 kg de mineral fueron reducidos de tamaño en un molino de bolas de laboratorio con dimensiones de 20.7 cm de diámetro x 15.7 cm de longitud, utilizando como medio molurante 8.2 kg de bolas de molino y realizando la molienda por un espacio de 15 minutos (Figura 9).



Figura 9. Alimentación al molino del mineral de Pb-Zn

El producto de molienda fue cribado por debajo de la malla 325 ($44\mu\text{m}$) y dividido en dos fracciones; 300g se utilizaron como muestra para realizar la caracterización vía difracción de Rx y 5g de muestra para la espectroscopia de absorción atómica.

Difracción de Rx:

El análisis de la muestra por DRx se llevó a cabo usando el equipo Bruker modelo D8-Advanced ubicado en la Universidad Politécnica del Valle de México, usando radiación monocromática de $\text{Cu}(\text{K}\alpha)$ ($\lambda=0.154 \text{ nm}$). Los espectros de difracción fueron escaneados con un tamaño de paso de 2θ y con un tiempo por paso de 25 segundos usando la geometría de Bragg-Brentano (Figura 10).





Figura 10. Difractómetro de Rx, Bruker D8-Advanced.

Espectroscopia de absorción atómica:

El análisis de la muestra por espectroscopia de absorción atómica se llevó a cabo usando el equipo modelo Pekín Elmer 3100, utilizado para la determinación de la concentración de los metales en solución. En particular, para Pb y Zn se utilizaron las siguientes longitudes de onda: $\lambda_{Pb}=283.3$ nm y $\lambda_{Zn}=213.9$ nm, respectivamente (Figura 11). Para la preparación de las muestras se pesaron $0.1g \pm 0.004$ de cada producto de flotación, se adicionaron unas gotas de acetona para eliminar los productos de flotación, se agregaron 20 mL de una solución 1:1 de HCl y se calentó la muestra a 70 °C, cubriendo las muestras con un vidrio de reloj, se adicionaron unas gotas de HNO₃ para terminar de liberar el mineral, se aforo a un volumen de 100mL y finalmente se aforo 1mL de esta solución en un volumen de 60mL para sus correspondientes lecturas en el quipo de absorción atómica.



Figura 11. Espectroscopia de Absorción Atómica, Pekín Elmer 3100.



Menagrafía:

Las muestras representativas del mineral que se tomaron en la etapa de muestreo fueron preparadas para realizar menagrafía, por lo cual se montaron en resina epóxica para su posterior desbaste grueso y fino hasta la lija 600, se observaron al microscopio menagráfico Nikon Optiphot, acoplado a una cámara Sony Exwave Had y se obtuvieron imágenes a partir del software Image-Pro Plus (Figura 12).

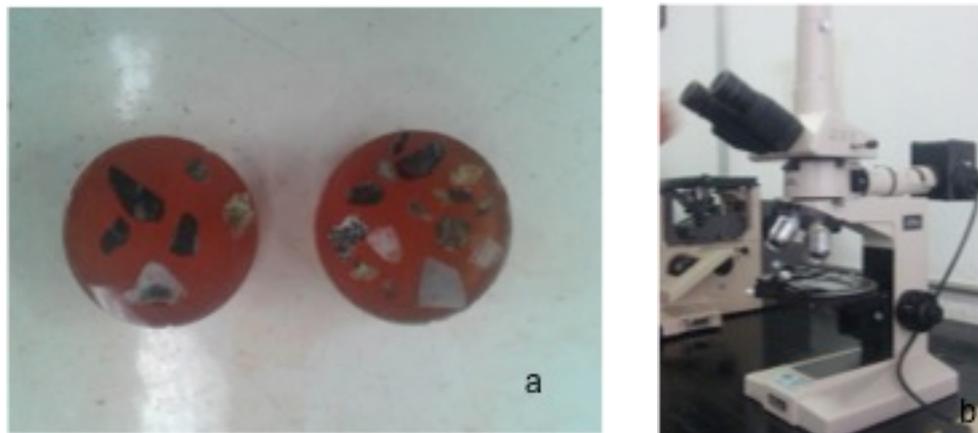


Figura 12. a) muestras de minerales de Pb-Zn para menagrafía y b) microscopio menagráfico Nikon Optiphot.

2.2 PRUEBAS DE POTENCIAL ZETA.

Las pruebas de potencial zeta fueron realizadas con mineral de alta pureza de galena y esfalerita para lo cual se compraron muestras de manos de dichos minerales, en mercados especializados (Figura 13).

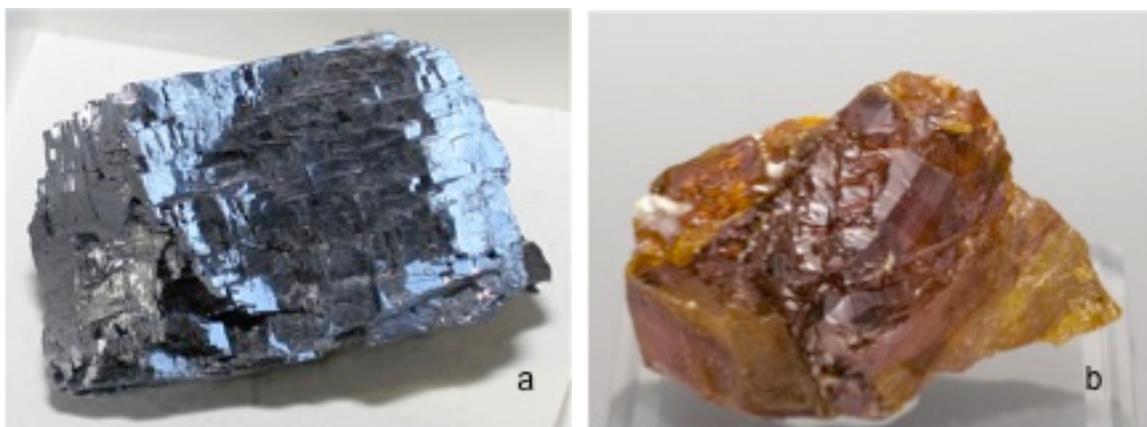


Figura 13. a) muestras de mano de galena y b) muestra de mano de esfalerita .

Las muestras de manos de galena y esfalerita fueron trituradas manualmente y separadas físicamente del material de ganga, posteriormente el mineral puro fue reducidos de tamaño en un molino de bolas de laboratorio con dimensiones de 20.7 cm de diámetro x 15.7 cm de longitud, utilizando como medio molurante 8.2 kg de bolas de molino y realizando la molienda por un espacio de 5 minutos. El mineral molino fue cribado para separar la galena y esfalerita a un tamaño de partícula de 200 μm . (Figura 14).



Figura 14. Mineral de Pb y Zn

Para realizar los estudios de potencial zeta se utilizó un Zeta-Meter 3.0+, utilizando una celda electroforética con un ánodo de molibdeno y un cátodo de platino (Figura 15)

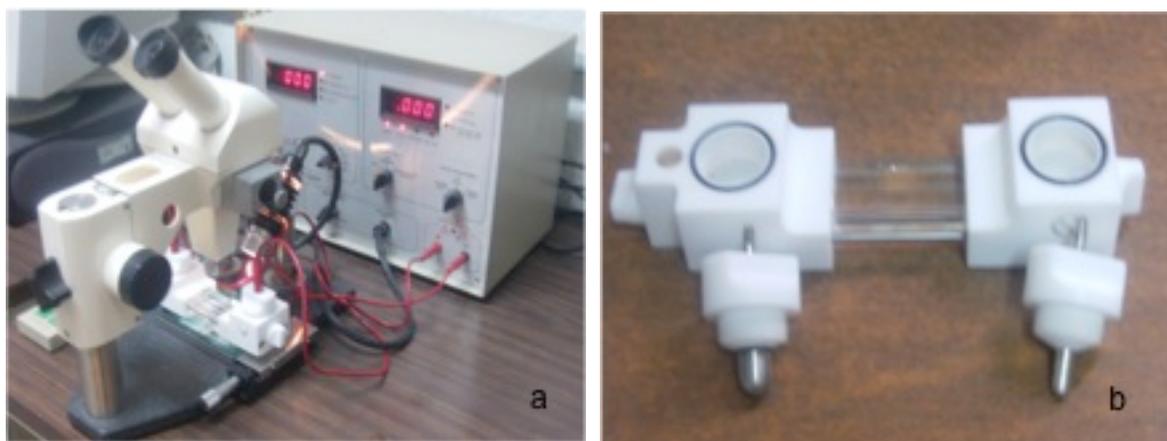


Figura 15. a) Zeta-Meter 3.0+ y b) celda foto electroforética con un ánodo de molibdeno y un cátodo de platino

Para realizar los estudios de potencial zeta sobre la galena y esfalerita puras se establecieron las siguientes condiciones de trabajo que se observan en la tabla 2:

Tabla 2. Pruebas de potencial zeta realizadas en minerales puros de galena y esfalerita.

Sistema	pH
Galena	6-9
Galena-Xantato etílico de potasio	6-9
Galena-Quebracho colorado	6-9
Galena-XEK-Quebracho colorado	6-9
Esfalerita	6-9
Esfalerita-Xantato etílico de potasio	6-9
Esfalerita-Quebracho colorado	6-9
Esfalerita-XEK-Quebracho colorado	6-9

Finalmente en los estudios de potencial zeta se utilizó una muestra de 0.025g de mineral en 25 ml de solución con las siguientes concentraciones de reactivos, xantato etílico de potasio (1.5×10^{-4} M); a lo largo de esta tesis se abreviará como XEK y/o quebracho colorado M3 (20 mg/L), ajustando el pH entre 6 y 11 a partir del uso de los siguientes electrolitos H_3BO_3 , KCl y NaOH con concentración 0.2 M.

2.3 PREPARACIÓN DE MINERAL

Como se mencionó en la etapa I, la materia prima empleada en esta tesis fueron 70 kg de mineral de plomo y zinc, los cuales fueron muestreados como se observa en la figura 2; obteniéndose dos muestras de aproximadamente 35 kg de mineral, una de ellas siguió los pasos descritos en la etapa I de caracterización y la otra muestra se usó para realizar la preparación del mineral utilizado en las pruebas de flotación selectiva; la preparación del mineral consistió en la realización de un análisis granulométrico de alimentación, determinación del tamaño de liberación y molienda del mineral, de acuerdo con el siguiente procedimiento:



Preparación del mineral para realizar el análisis granulométrico y determinación del tamaño de liberación:

Los 35 kg de material fueron divididos, utilizando un cuarteador como se muestra en la figura 6, tomando nuevamente dos cuartos opuestos, desechando los restantes; y repitiendo los pasos anteriores hasta obtener aproximadamente 5 kg de material, esto se logró después de tres etapas de cuarteo. Posteriormente los 5 kg de material fueron divididos utilizando un partidor Jones hasta obtener una muestra de aproximadamente 100 g, esto se logró después de cinco etapas de división de material (Figura 16).



Figura 16. Partidor Jones.

Análisis granulométrico:

Para realizar el análisis granulométrico de la muestra de alimentación del mineral de Pb y Zn se consideró que la primera criba no retuviera más del 10% de la muestra, seleccionando las cribas subsecuentes con una progresiones geométricas de raíz cuadrada de dos, como se muestra en la tabla 2 y colocando finalmente las cribas en un rop tap modelo RX-29 con un tiempo de residencia de 15 minutos (Figura 17).





Figura 17. Rot tap, RX-29.

Tabla 2. Selección de cribas con una progresión de raíz cuadrada de dos.

No. de Malla	Tamaño (μm)
35	500
45	355
60	250
80	180
120	125
170	90
250	63
325	45

Determinación del tamaño de liberación.

Para la determinación del tamaño de liberación del mineral de Pb-Zn se utilizó un microscopio estereoscópico American Optical AO 570, en el cual se colocó una cuadrícula de un centímetro cuadrado y se realizó el conteo de partículas valiosas con respecto a las de ganga para determinar a que tamaño se ha obtenido el 100% de liberación (Figura 18).





Figura 18. Microscopio American Optical para determinar tamaño de liberación.

Molienda del mineral:

La molienda fue realizada en un molino de bolas de laboratorio con dimensiones de 20.7 cm de diámetro x 15.7 cm de longitud, utilizando como medio molurante 8.2 kg de bolas de molino y realizando moliendas de 300g de mineral por espacio de 10 minutos como se observa en la figura 19.



Figura 19. Molino de bolas.

El producto de molienda fue cribando al tamaño de liberación y retornando al molino 300g del mineral que se retuvo en la criba, hasta obtener como producto final 35 kg de mineral molido al tamaño de liberación (Figura 20).



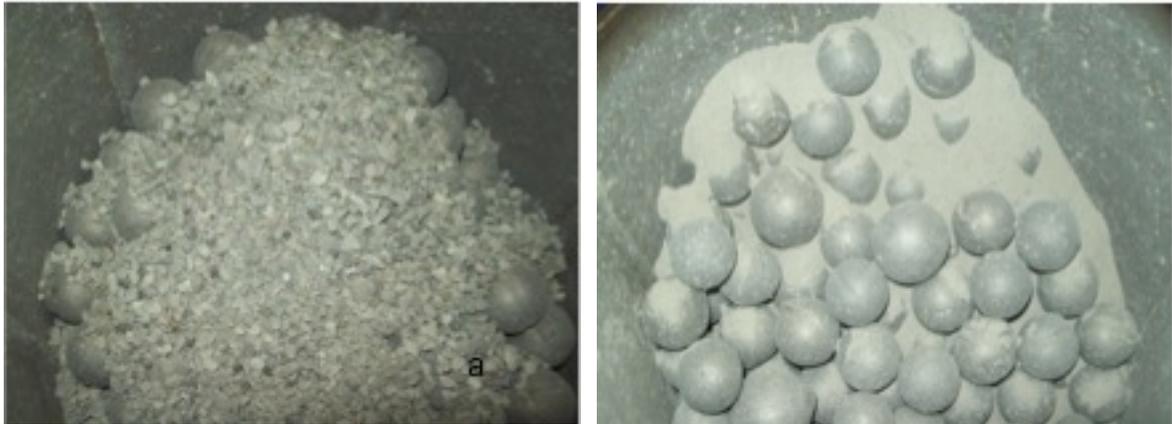


Figura 20 a)alimentación al molino y b)producto del molino de bolas.

2.4 PRUEBAS DE FLOTACIÓN SELECTIVA

Se realizaron pruebas de flotación selectiva para conocer el efecto de las variables más importantes que intervienen en este proceso sobre la flotación primaria de galena y esfalerita, en este caso: a)efecto de la concentración de xantato etílico de potasio, quebracho colorado y sulfato de cobre sobre la concentración de plomo y zinc; b)efecto de la velocidad de agitación de la celda sobre la concentración de plomo y zinc; c)determinación del tiempo óptimo de flotación y d)efecto del pH sobre la concentración de plomo y zinc, de acuerdo al siguiente procedimiento:

Preparación de la materia prima:

Para realizar pruebas de flotación selectiva se utilizó una celda de laboratorio marca Denver y un pH-metro marca Oakton pH 2100 Series (Figura 21), en la cual se determinó que se requiere colocar un volumen de agua de 1100 ml y 20 % de sólidos en peso (220g de mineral de Pb y Zn).





Figura 21 Celda de Flotación Denver y pH-metro Oakton.

Se trabajó en la celda Denver con un circuito de flotación primaria de plomo para lo cual se utilizó como colector para la galena al xantato etílico de potasio y el quebracho colorado como reactivo depresor del zinc para obtener como productos de esta flotación el concentrado primario de plomo (con altas leyes y recuperaciones) y las colas de plomo (corriente de material estéril y zinc). El diagrama circuito primario de plomo se presenta a continuación en la figura 22:

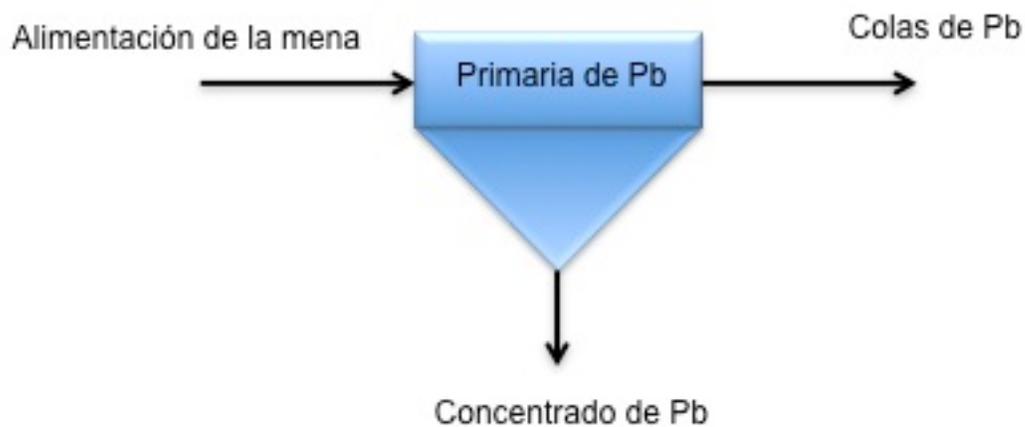


Figura 22. Circuito primario de plomo.



Para obtener un concentrado primario de zinc se trabajó un segundo circuito llamado primario de zinc, en el cual se utilizó como activador de la esfalerita al sulfato de cobre, para obtener como productos de esta flotación el concentrado primario de zinc (con altas leyes y recuperaciones) y los estériles de zinc (corriente de estériles finales o colas finales). El diagrama circuito de flotación primaria de zinc se presenta a continuación en la figura 23:

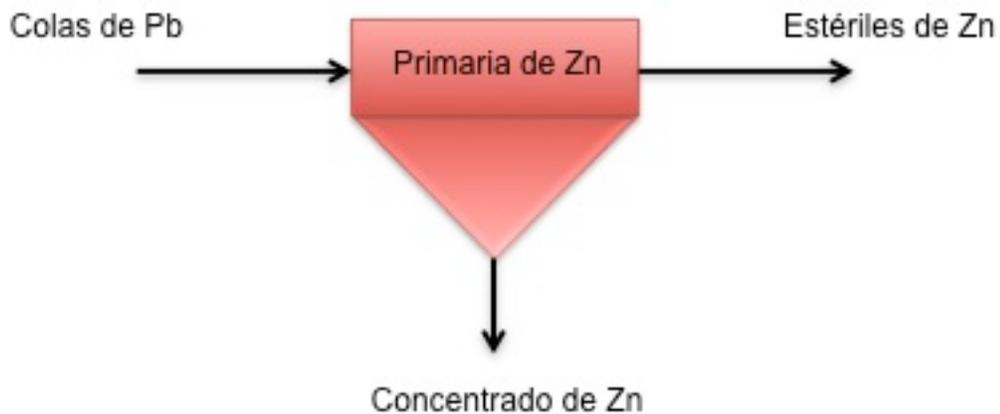


Figura 23. Circuito primario de zinc

Las condiciones para trabajar la celda primaria de plomo fueron las siguientes: Tiempo de acondicionamiento 5 minutos para lo cual se ajusta inicialmente la velocidad de agitación, al minuto 5 se adiciona el quebracho colorado (depresor), del minuto 5 al minuto 3 se ajusta el pH, al minuto 3 se adiciona el xantato etílico de potasio (colector), del minuto 3 al minuto 0 se ajusta el pH y al minuto 1 se adiciona Metil Isobutil Carbinol (espumante) para iniciar la flotación al minuto 0 y flotar al mineral durante el tiempo determinado. En la figura 24 se muestra físicamente la adición de los reactivos en la celda de flotación primaria de plomo.





Figura 24. Flotación selectiva de plomo: a)adición de reactivos, b)adición de quebracho colorado, c)ajuste del pH, d)adición de XEK, e)adición de espumante y e)recolección de plomo.

Las condiciones para trabajar la celda primaria de zinc fueron las siguientes:

Tiempo de acondicionamiento 5 minutos para lo cual se ajusta inicialmente la velocidad de agitación, al minuto 5 se ajusta el volumen de la celda, al minuto 4 se



adiciona el sulfato de cobre (activador), del minuto 4 al minuto 0 se ajusta el pH, al minuto 1 se adicionó el Metil Isobutil Carbinol (espumante) para iniciar la flotación al minuto 5 y flotar al mineral durante el tiempo determinado. (figura 25).



Figura 25. Flotación selectiva de zinc: a)adición de reactivos, b)ajuste del nivel de la celda, c)adición de Sulfato de cobre, d)ajuste del pH, e)adición de espumante y e)recolección de zinc.

A) EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN

Para determinar el efecto que tiene la concentración de quebracho colorado sobre la ley y recuperación de Zn en las colas primarias de plomo, se realizaron pruebas en la celda primaria de plomo, bajo las condiciones que se muestran en la tabla 3:

Tabla 3. Condiciones experimentales para conocer el efecto de la concentración de quebracho colorado.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Depresor	5, 10, 15 y 20 mg/L de Quebracho colorado
Colector	0.00015 M de XEK
pH	natural
Espumante	0.16 mL
Tiempo de flotación	5 min.

Con respecto al efecto de la concentración de xantato etílico de potasio sobre la ley y recuperación en el concentrado primario de plomo, se realizaron pruebas en la celda primaria de plomo, dichas condiciones se presentan en la tabla 4:

Tabla 4. Condiciones experimentales para conocer el efecto de la concentración de xantato etílico de potasio.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Depresor	15 mg/L de Quebracho colorado
Colector	0.0001, 0.00015, 0.001, 0.0015 M de XEK
pH	natural
Espumante	0.16 mL
Tiempo de flotación	5 min.



Finalmente se realizaron pruebas en la celda primaria de zinc para conocer el efecto de la concentración de sulfato de cobre sobre la ley y recuperación de zinc, bajo las condiciones mostradas en la tabla 5:

Tabla 5. Condiciones experimentales para conocer el efecto de la concentración de sulfato de cobre.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Activador	0.0001, 0.00015, 0.001, 0.0015 M de CuSO ₄
pH	natural
Espumante	0.08 mL
Tiempo de flotación	5 min.

B) EFECTO DE LA VELOCIDAD DE AGITACIÓN

Para conocer el efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de Pb, se realizaron pruebas bajo las siguientes condiciones que se exhiben en la tabla 6:

Tabla 6. Condiciones experimentales para conocer el efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de plomo.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1200, 1300, 1400 y 1500 rpm.
Depresor	15 mg/L de Quebracho colorado
Colector	0.00015 M de XEK
pH	natural
Espumante	0.16 mL
Tiempo de flotación	5 min.

Con respecto al efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de Zn, se realizaron pruebas bajo las condiciones presentadas en la tabla 7:



Tabla 7. Condiciones experimentales para conocer el efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de zinc.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1200, 1300, 1400 y 1500 rpm.
Activador	0.00015 M de CuSO ₄
pH	natural
Espumante	0.08 mL
Tiempo de flotación	5 min.

C) DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ÓPTIMO DE FLOTACIÓN

Para conocer el tiempo óptimo de flotación de plomo en la celda primaria de plomo se realizaron pruebas cinéticas bajo las condiciones que se muestran en la tabla 8:

Tabla 8. Condiciones experimentales para determinar el tiempo óptimo de flotación en la celda primaria de plomo.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Depresor	15 mg/L de Quebracho colorado
Colector	0.00015 M de XEK
pH	natural
Espumante	0.16 mL
Tiempos de recolección	0, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210, 240, 270, 300 s.

Con respecto a la celda primaria de Zn, se realizaron pruebas cinéticas para conocer el tiempo óptimo de flotación de zinc, teniéndose las siguientes condiciones que se exhiben en la tabla 9:



Tabla 9. Condiciones experimentales para determinar el tiempo óptimo de flotación en la celda primaria de zinc.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Activador	0.00015 M de CuSO ₄
pH	natural
Espumante	0.08 mL
Tiempos de recolección	0, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210, 240, 270, 300 s.

D) EFECTO DEL pH

Para conocer el efecto del pH en la flotación primaria de plomo y zinc se unieron la celda primaria de plomo y la celda primaria de zinc como se muestra en la figura 26:

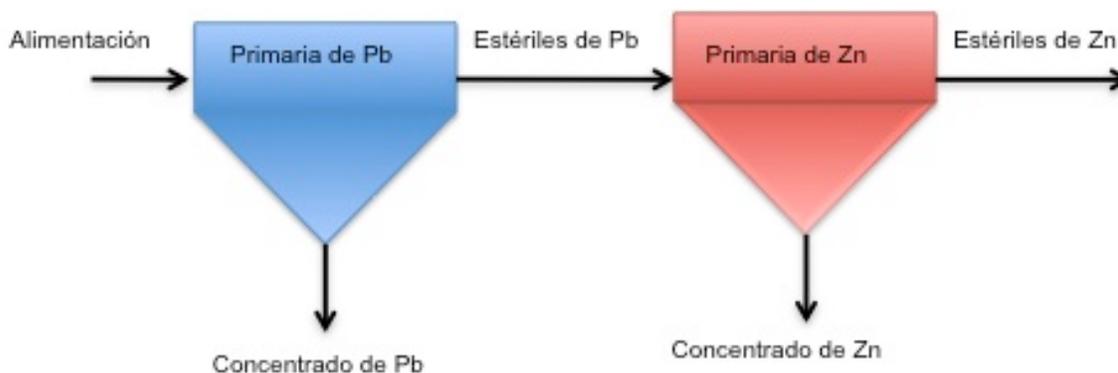


Figura 26. Circuito primario de plomo y zinc

Las condiciones de experimentación utilizadas en cada celda fueron las encontradas en los incisos anteriores concentración de XEK, Quebracho colorado y Sulfato de cobre, velocidad de agitación en la celda primaria de plomo y zinc y



tiempo óptimo de flotación en la celda primaria de plomo y zinc, las condiciones experimentales se muestran en la tabla 10 y 11:

Tabla 10. Condiciones experimentales para la celda primaria de plomo.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Depresor	20 mg/L de Quebracho colorado
Colector	0.00015 M de XEK
Espumante	0.16 mL
Tiempos óptimo de flotación	2.5 min.

Tabla 11. Condiciones experimentales para la celda primaria de zinc.

Tiempo de acondicionamiento	5 min.
Velocidad de agitación	1300 rpm.
Activador	0.00015 M de CuSO ₄
Espumante	0.08 mL
Tiempos óptimo de flotación	5 min.

Finalmente, las condiciones para conocer el efecto del pH sobre el concentrado primario de plomo y concentrado primario de zinc, se presentan en la tabla 12:

Tabla 12. Condiciones experimentales para conocer el efecto del pH en la celda primaria de plomo y zinc.

No. de prueba	pH celda primaria de Pb	pH celda primaria de Zn
1	6	9
2	6	10
3	6	11
4	7	9
5	7	10



6	7	11
7	8	9
8	8	10
9	8	11
10	9	9
11	9	10
12	9	11
13	10	9
14	10	10
15	10	11
16	11	9
17	11	10
18	11	11



RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

El mineral utilizado en el presente trabajo fue donado por el Grupo México, Mina Charcas ubicada en Charcas, San Luis Potosí, dicho mineral fue caracterizado vía difracción de rayos X, absorción atómica y menagrafía; obteniéndose los siguientes resultados:

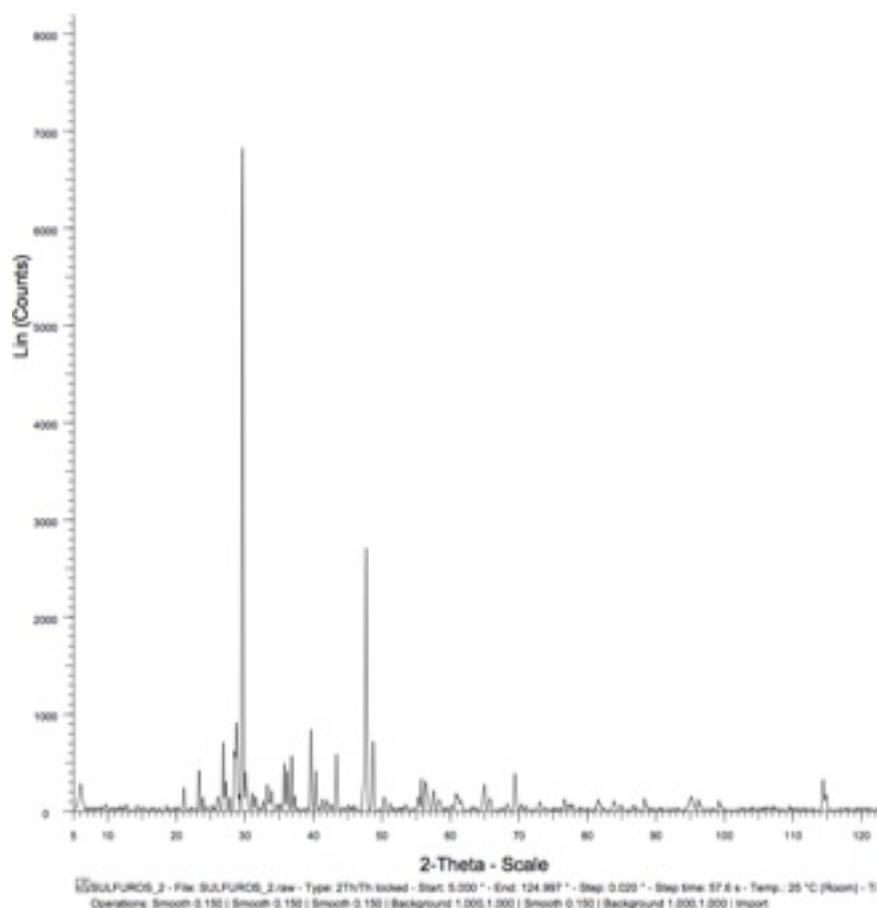


Figura 27. Difractograma del mineral de Charcas, San Luis Potosí.

De acuerdo a la difracción de rayos X (Figura 27) para el mineral se observó que los picos principales corresponden a los siguientes minerales: Galena (PbS), Esfalerita (ZnS) y Pirita (FeS₂), los cuales presentan sus picos en la escala 2-teta(°) de acuerdo a la siguiente tabla:



Tabla 13. Escala 2-teta (°) para la galena, esfalerita y pirita.

PbS	ZnS	FeS
2θ(°)	2θ(°)	2θ(°)
25.956	28.587	28.587
30.064	33.153	33.280
43.254	37.121	47.569
50.978	40.797	56.403
53.547	47.569	69.583
62.728	56.403	76.809

Cabe señalar que el equipo de difracción de rayos X fue calibrado utilizando una pastilla de Corundum, realizándose los análisis por duplicado y teniéndose una desviación estándar de 0.5.

A partir de estos resultados se realizó un análisis químico vía espectroscopia de absorción atómica, para los elementos de Pb, Zn y Fe; teniéndose los siguientes resultados:

Tabla 14. Composición química del mineral obtenida por absorción atómica.

Muestra	Pb (% en peso)	Zn (% en peso)	Fe (% en peso)
Charcas	0.92 ± 0.02	3.08 ± 0.03	4.42 ± 0.04

Para la calibración del equipo de espectroscopia de absorción atómica se utilizaron estándares de Pb, Zn y Fe con una concentración de 1, 2 y 4 ppm, con su respectivo blanco, realizándose los análisis por triplicado.

Paralelamente, se prepararon muestras del mineral para ser observados al microscopio obteniéndose las siguientes menagrafías. En la figura 28 se observó con nicoles paralelos sin polarizador y en campo oscuro la esfalerita de color



café-rojizo, característico de dicho mineral, la cual presenta baja reflectividad y se encuentra envuelta en una matriz de cuarzo (fase blanca).

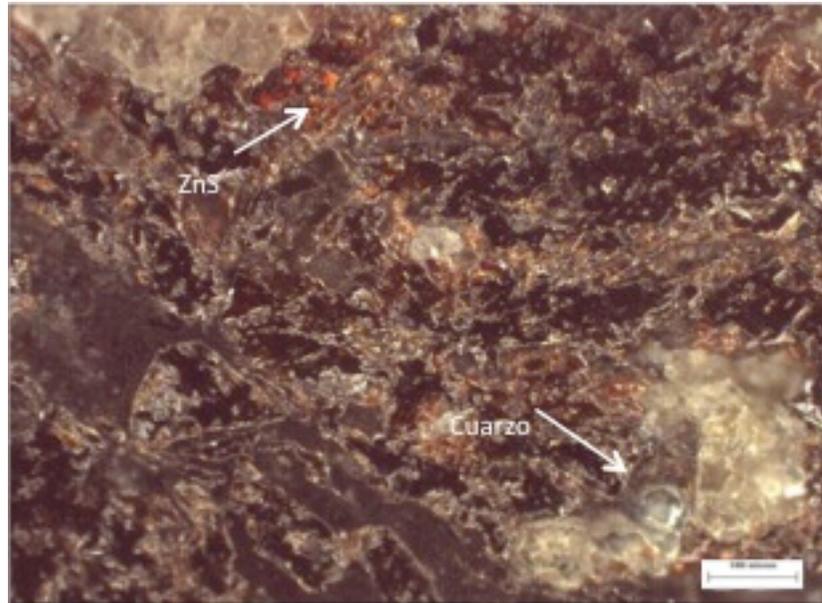


Figura 28. Menografía de esfalerita con nicols paralelos (NP), sin polarizador (SP), campo obscuro, 100 X.



Figura 29. Menografía de pirita con nicols paralelos (NP), sin polarizador (SP), campo obscuro, 100 X.



Para la figura 29 se distinguió en campo oscuro, NP, SP, la pirita la cual presenta un color gris metálico con alta reflectividad, muestra una forma euهدral, es decir, los cristales tienen una forma definida y caras fácilmente reconocibles; exhibe un relieve diferencial en comparación a la fase de cuarzo (fase blanca).

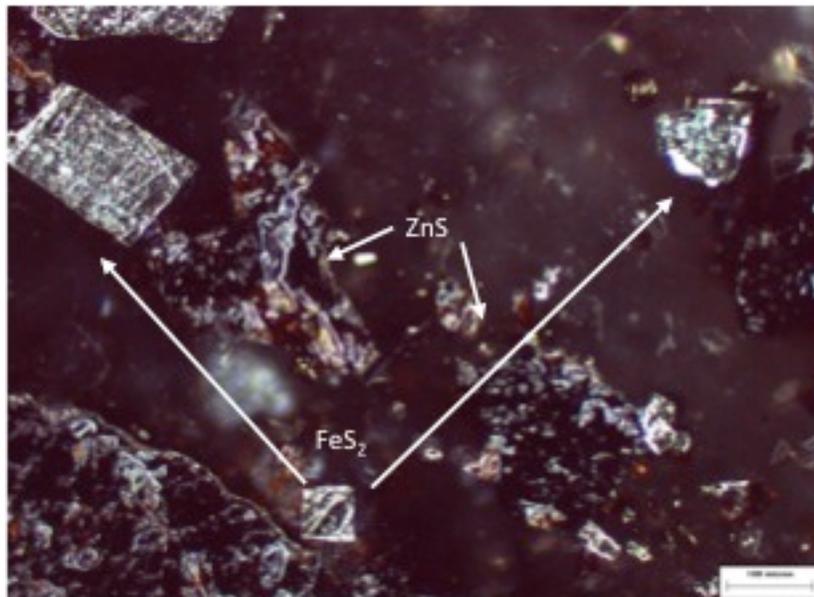


Figura 30. Menografía de pirita y esfalerita con nicoles cruzados (NC), sin polarizador (SP), campo oscuro, 100 X.

Con respecto a la figura 30 se distinguió a la pirita y esfalerita en campo oscuro con NC y SP, en la cual la pirita se presenta de forma euهدral, de color gris con brillo metálico y relieve diferencial en comparación con la esfalerita de color café-rojizo que presenta dentro de ella reflexiones internas color rojizas las cuales aparecen exclusivamente en los minerales transparentes (reflectividad muy baja) en los que parte de la luz penetra a través del mineral reflejándose en cualquier discontinuidad interna, tal como exfoliaciones y fracturas.

La figura 31 corresponde a la imagen de la figura 30, sólo que esta fue tomada en campo claro y nicoles paralelos y en ella se observó la pirita de color amarillo



latón con alta reflectividad en comparación a la esfalerita de color café claro con baja reflectividad.

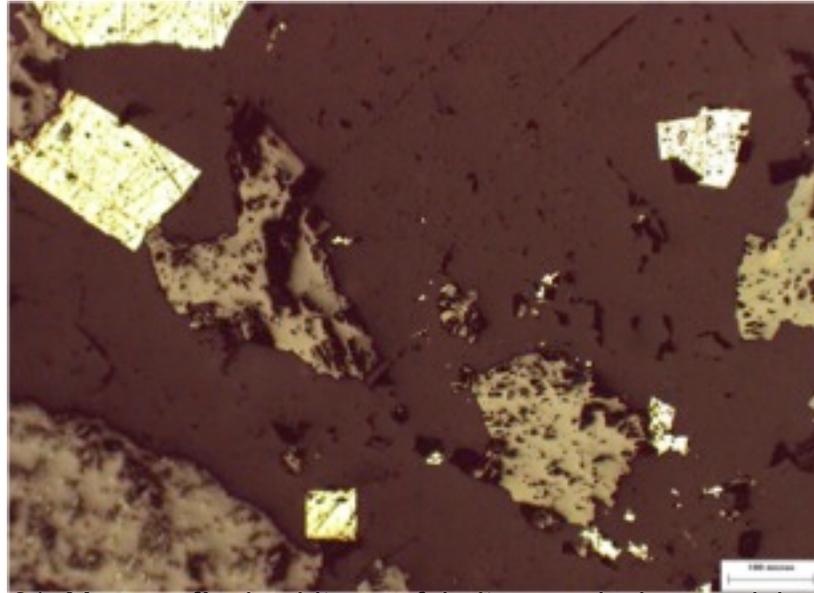


Figura 31. Menografía de pirita y esfalerita con nicoles paralelos (NP), sin polarizador (SP), campo claro, 100 X.

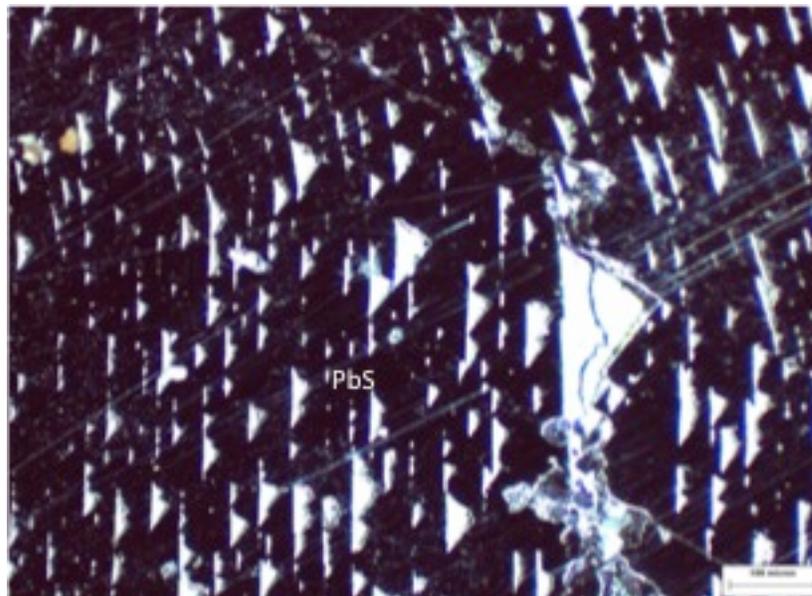


Figura 32. Menografía de galena con nicoles paralelos (NP), con polarizador (CP), campo obscuro, 100 X.



Para la figura 32 con NP, CP y campo oscuro se apreció la galena de color negro con triángulos blancos que presentan brillo metálico y se encuentran ordenados verticalmente, también se distinguieron rayas de pulido debido a que este mineral es blando con reflectividad media en comparación a la pirita descrita anteriormente.

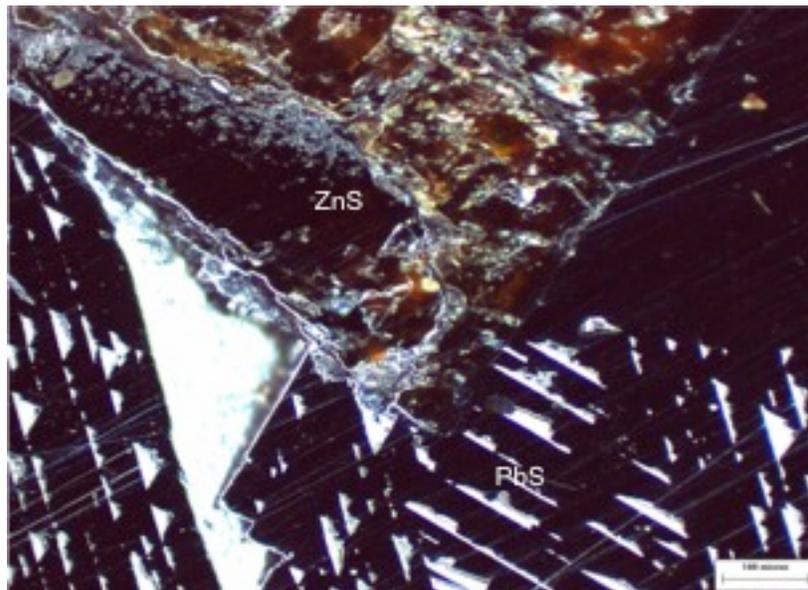


Figura 33. Galena-Esfalerita con nicoles cruzados (NC), sin polarizador (SP), campo oscuro, 100 X.

En la figura 33 con NC, SP y campo oscuro se distinguió en la parte baja de la menagrafía la galena de color negro y triángulos blancos que presentan rayas de pulido; en la parte superior se observó la esfalerita de color café-rojizo con reflexiones internas rojizas y que en comparación con la galena presenta baja reflectividad.

La figura 34 corresponde a la menagrafía de la figura 33, sólo que está fue tomada con NP, CP y campo claro y se apreció la galena de color amarillo metálico con triángulos negros y la esfalerita color café oscuro.



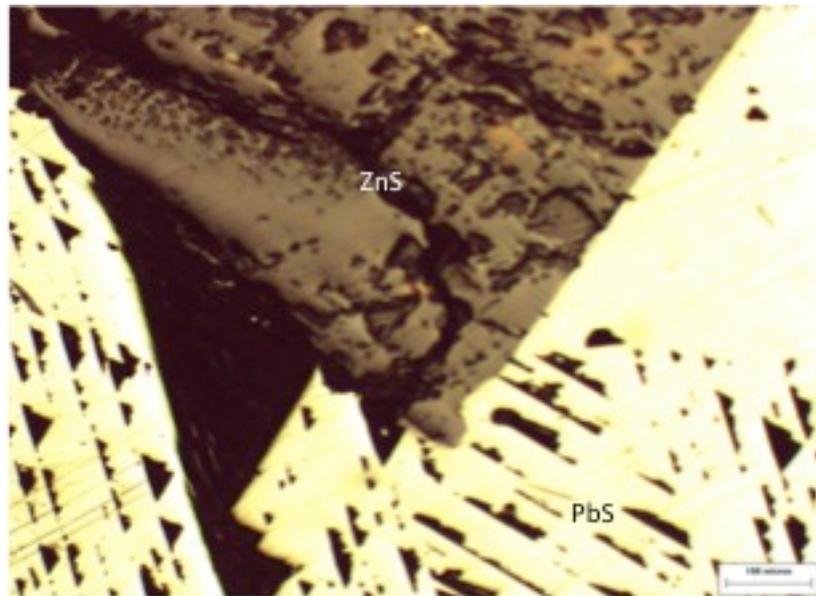


Figura 34. Menografía de galena y esfalerita con nicoles paralelos (NP), con polarizador (CP), campo claro, 100 X.

Con lo que respecta a la figura 35 se observó la esfalerita color café obscura, la galena color amarillo y la pirita color latón, también se observó en esta menografía las rayas de pulido en la galena y la diferencia de reflectividad entre la pirita, galena y esfalerita.

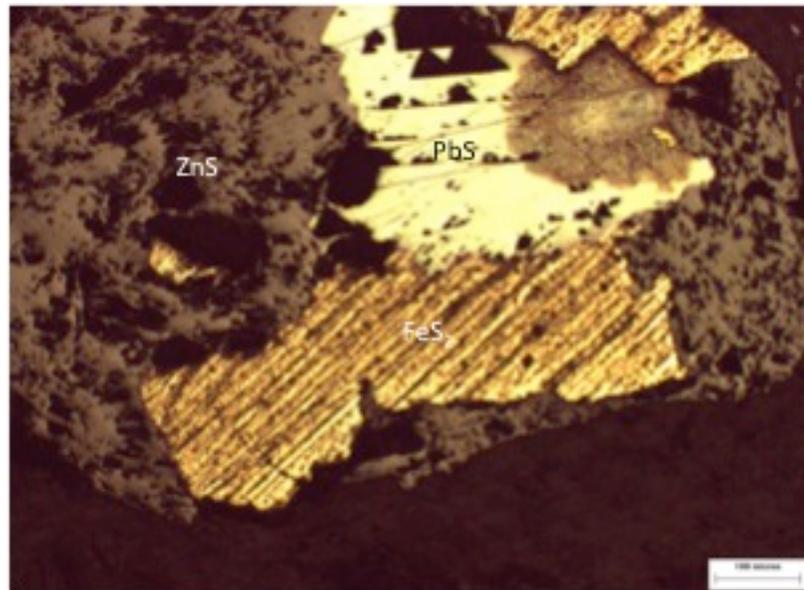


Figura 35. Menografía de galena, esfalerita y pirita con nicoles cruzados (NC), con polarizador (CP), campo claro, 100 X.



3.2 PRUEBAS DE POTENCIAL ZETA.

Se realizaron pruebas de potencial zeta con minerales de alta pureza de galena y esfalerita a un tamaño de partícula de 200 μm , para los valores de pH de 6 a 11 y con las concentraciones de xantato etílico de potasio (1.5×10^{-4} M) y quebracho colorado M3 (20 mg/L), obteniéndose los siguientes resultados:

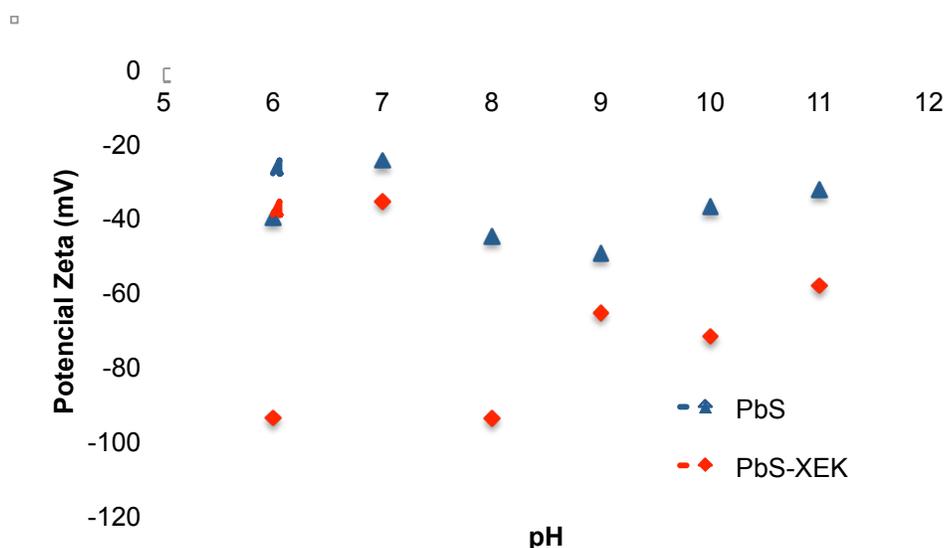


Figura 36. pH vs. potencial zeta para los sistemas de galena y galena-xantato etílico de potasio

La figura 36 muestra los resultados obtenidos de pH vs. potencial zeta para los sistemas de galena y galena-xantato, en la cual se observa que las curvas presentan una tendencia similar, sólo que la curva de PbS-XEK presenta valores más negativos de potencial zeta debido a que el XEK se absorbe sobre la superficie del mineral adquiriendo este un carácter de hidrofobicidad, siendo este comportamiento más efectivo a valores de pH entre 8 y 11, confiriéndole a la galena propiedades de flotabilidad.

Para la figura 37 se presenta el gráfico pH vs. potencial zeta para los sistemas de galena y galena-quebracho, como se observa en el gráfico ambas curvas presentan una tendencia similar con la presencia o no del quebracho, sólo que la



curva del quebracho presenta valores más negativos, teniéndose a pH 8 un mínimo de potencial (-110 mV), adquiriendo a partir de este valor de potencial una mayor absorción del mineral con el quebracho teniéndose un carácter de hidrofobicidad y flotándose en este caso de mejor forma a la galena a valores de pH de 9 a 11.

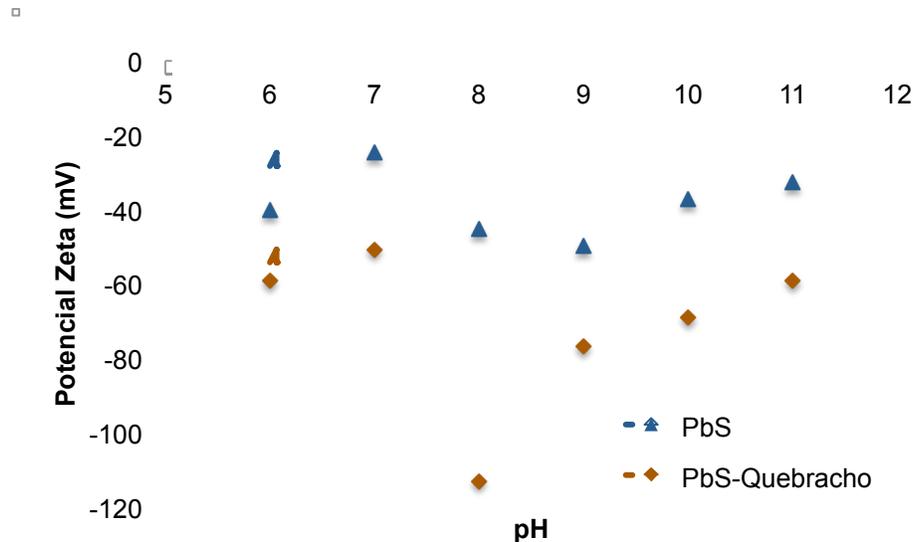


Figura 37. pH vs. potencial zeta para los sistemas de galena y galena-quebracho colorado.

En la figura 38 se exhibe el gráfico de pH vs. potencial zeta para los sistemas galena-xantato y galena-quebracho descritos anteriormente y que se han colocado en la figura con el fin de mostrar que ambos reactivos presentan comportamientos similares en presencia de galena, por lo que se puede mencionar que el xantato es un excelente reactivo para flotarla a valores de pH entre 9 y 11 y que en presencia del quebracho no existirá competencia entre ellos, por lo que la galena presentará un carácter de hidrofobicidad con xantato y/o quebracho a estas concentraciones.



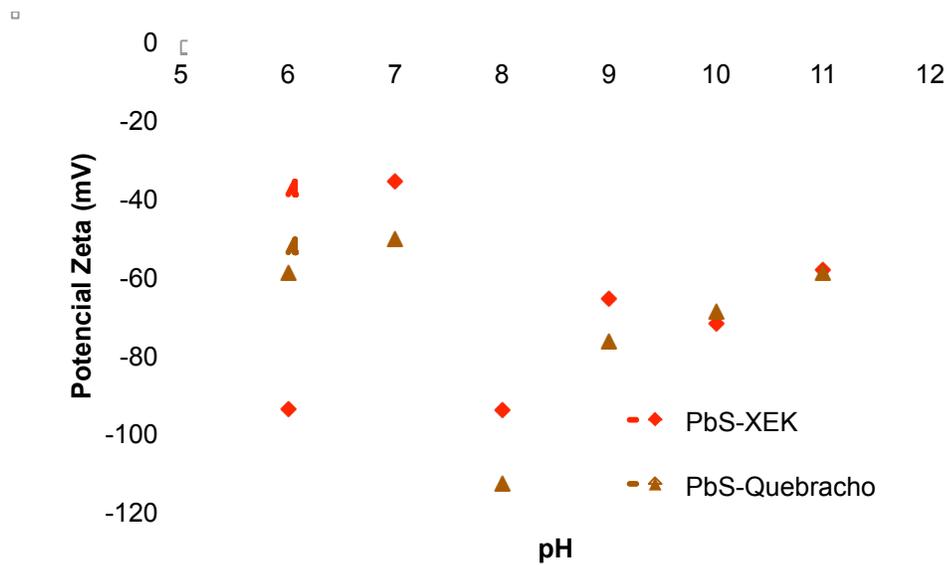


Figura 38. pH vs. potencial zeta para los sistemas de galena-xantato etílico de potasio y galena-quebracho colorado.

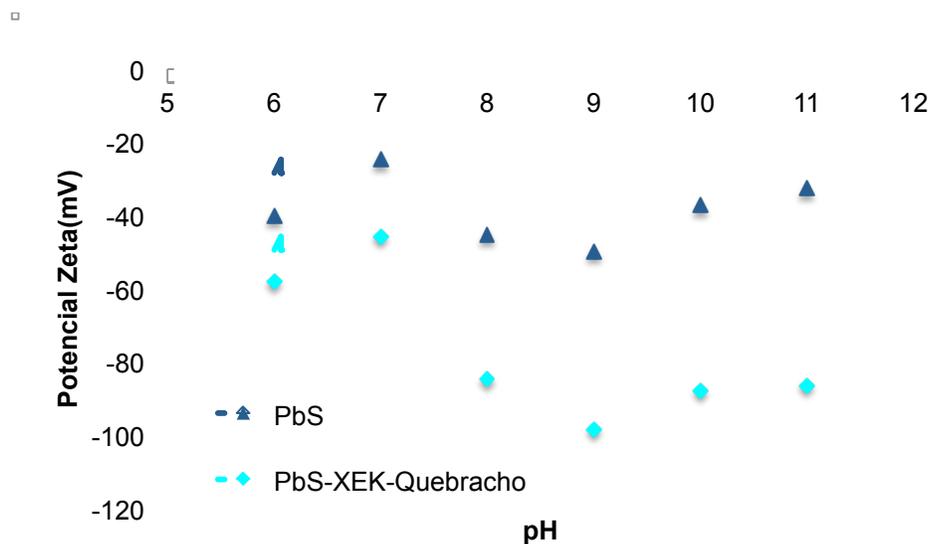


Figura 39. pH vs. Potencial zeta para los sistemas de galena y galena- xantato etílico de potasio –quebracho colorado.

Para la galena finalmente se muestra el gráfico pH vs. potencial zeta para el sistema de galena y galena-xantato-quebracho (Figura 39), donde se aprecia que el PbS presenta un carácter de flotabilidad en presencia de xantato etílico de potasio y quebracho colorado a estas concentraciones.



Con respecto a la esfalerita se muestra el gráfico pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita y esfalerita-xantato (Figura 40). En él se observa una mayor sensibilidad del ZnS en presencia del xantato, teniéndose a pH entre 6 y 8 una tendencia similar entre las curvas, sólo que con xantato presenta valores de potencial más negativos que confieren a la esfalerita altas condiciones de flotabilidad, invirtiéndose esta condición a valores de pH entre 9 y 11 donde se tienen valores de potencial menos negativos y por tanto bajas condiciones para flotar a la esfalerita en presencia del xantato etílico de potasio.

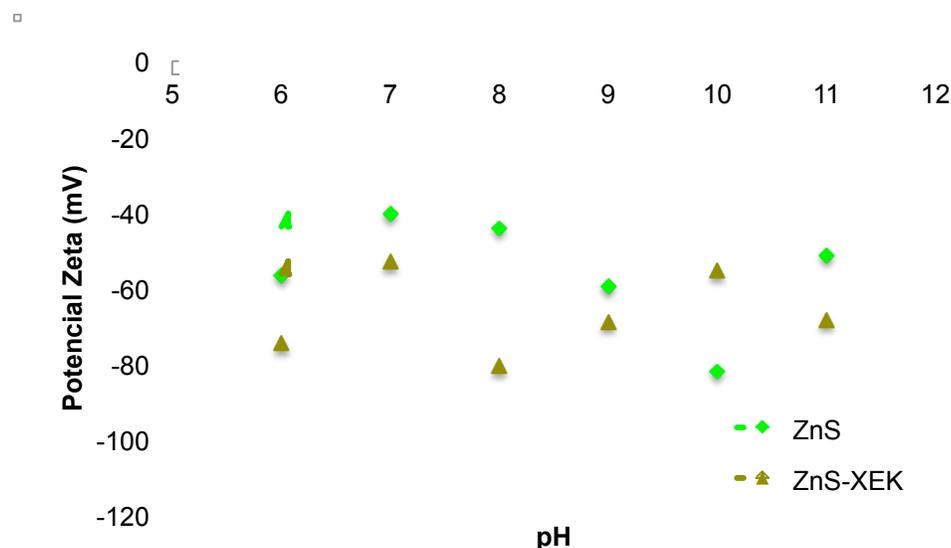


Figura 40. pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita y esfalerita-xantato etílico de potasio

En la figura 41 se presenta la gráfica de pH vs. potencial para los sistemas de esfalerita y esfalerita-quebracho donde se observa a valores de pH entre 6 y 8 un comportamiento opuesto entre dichas curvas, teniendo la curva de esfalerita-quebracho valores más negativos de potencial zeta, confiriendo en este caso un carácter de flotabilidad a la esfalerita en presencia del quebracho, situación contraria a la que presentan las curvas a valores de pH entre 9 y 11 donde los valores de potencial zeta de la curva esfalerita-quebracho son menos negativos, esto es debido a que el quebracho se absorbe sobre la superficie del mineral



adquiriendo éste un carácter hidrofílico, confiriéndole a la esfalerita en presencia del quebracho propiedades de depresión.

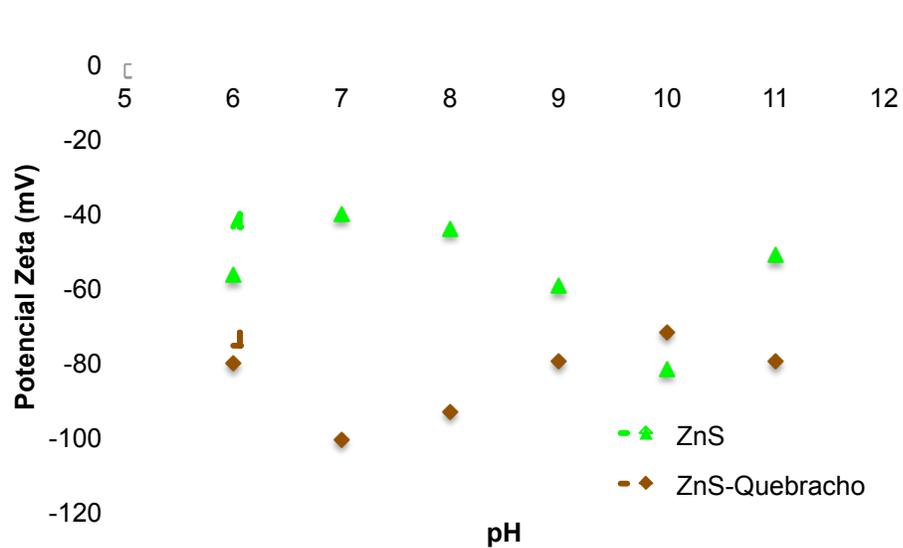


Figura 41. pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita y esfalerita-quebracho colorado.

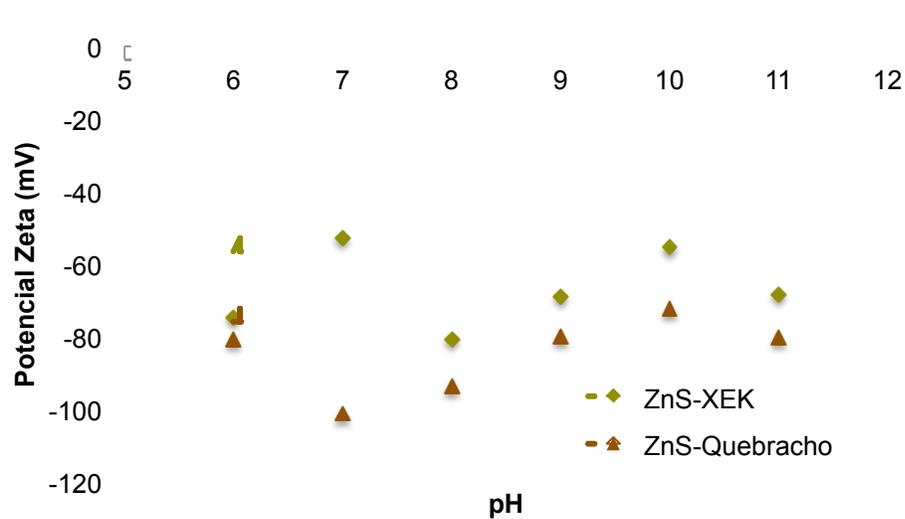


Figura 42. pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita-xantato etílico de potasio y esfalerita-quebracho colorado.

De forma comparativa se muestra en la figura 42 la gráfica de pH vs. potencial de los sistemas de esfalerita-xantato y esfalerita-quebracho que ya han sido descrito



en las dos gráficas anteriores y en la cual se observa como ambos sistemas son contrarios a pH entre 6 y 8 confiriéndole el quebracho a la esfalerita una mayor flotabilidad, mientras que a valores de pH entre 9 y 11 ambas curvas exhiben comportamientos similares y por tanto como se ha descrito anteriormente la esfalerita tendrá un carácter hidrofílico, deprimiéndose en presencia del xantato etílico de potasio y/o quebracho colorado.

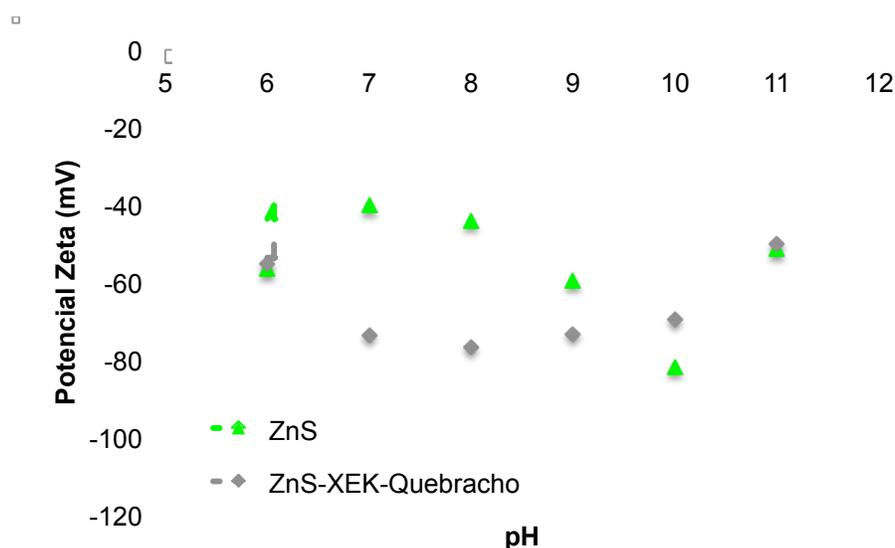


Figura 43. pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita y esfalerita-xantato etílico de potasio-quebracho colorado.

A continuación se exhibe el gráfico pH vs. potencial zeta para el sistema de esfalerita y esfalerita-xantato-quebracho en donde se observa nuevamente la tendencia que presenta este sulfuro mineral en presencia del quebracho y xantato donde, a valores de pH entre 6 y 8, se puede flotar a la esfalerita, mientras que a valores entre 9 y 11 es factible deprimir a la esfalerita en presencia de xantato etílico de potasio y quebracho colorado en las concentraciones descritas en el procedimiento experimental (Figura 44).



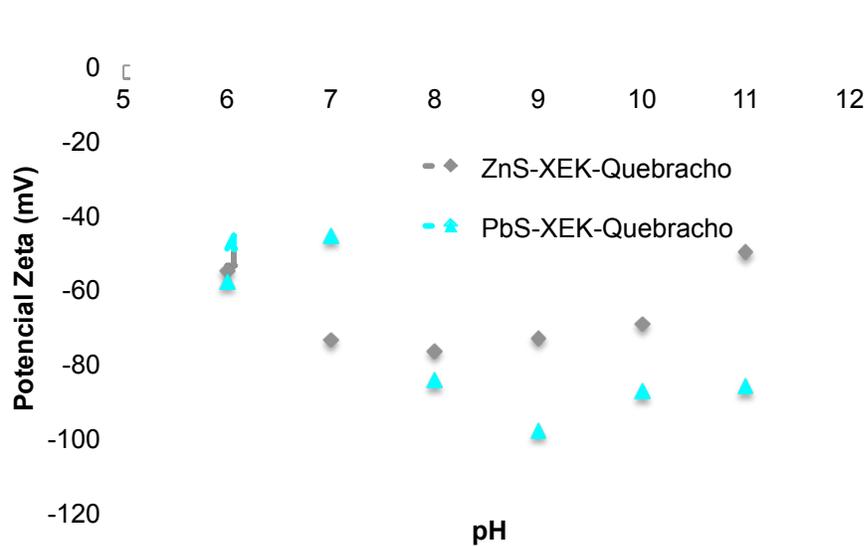


Figura 44. pH vs. potencial zeta para los sistemas de esfalerita- xantato etílico de potasio –quebracho colorado y galena- xantato etílico de potasio –quebracho colorado

Como parte final de los estudios de potencial zeta se presenta el gráfico para los sistemas galena-xantato-quebracho y esfalerita-xantato-quebracho en el cual se observa que no existe competencia entre el xantato y el quebracho por lo que será factible el flotar la esfalerita a valores de pH entre 6 y 8, para deprimirla a pH entre 9 y 11, mientras que se puede deprimir la galena a valores de pH entre 6 y 8 y flotarla a pH entre 9 y 11.

De acuerdo con lo descrito en los estudios de potencial zeta se propuso trabajar con un circuito primario de flotación selectiva de galena y esfalerita utilizando como colector para la galena al xantato etílico de potasio y el quebracho colorado (M3) como reactivo depresor del zinc realizando el barrido de pH de 6 a 9 para obtener como productos de esta flotación el concentrado primario de plomo (con altas leyes y recuperaciones) y los estériles de plomo (corriente de material estéril y zinc). El diagrama circuito primario de plomo se presenta a continuación en la figura 45:



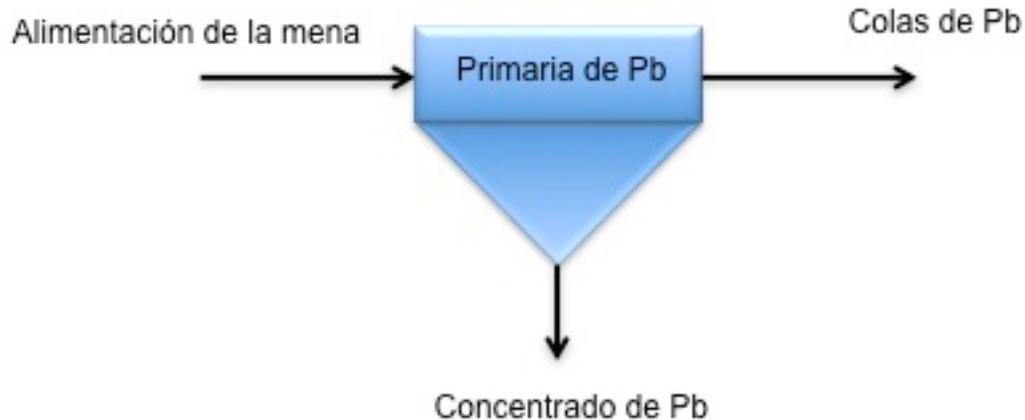


Figura 45. Circuito primario de plomo.

Para obtener un concentrado primario de zinc se trabajó un segundo circuito llamado primario de zinc, en el cual se utilizó como activador de la esfalerita al sulfato de cobre, realizando el barrido de pH 9 a 11 (condiciones propuestas en la tesis de Salgado López [18]) para obtener como productos de esta flotación el concentrado primario de zinc (con altas leyes y recuperaciones) y los estériles de zinc (corriente de estériles finales o colas finales). El diagrama circuito de flotación primaria de zinc se presenta a continuación en la figura 46:

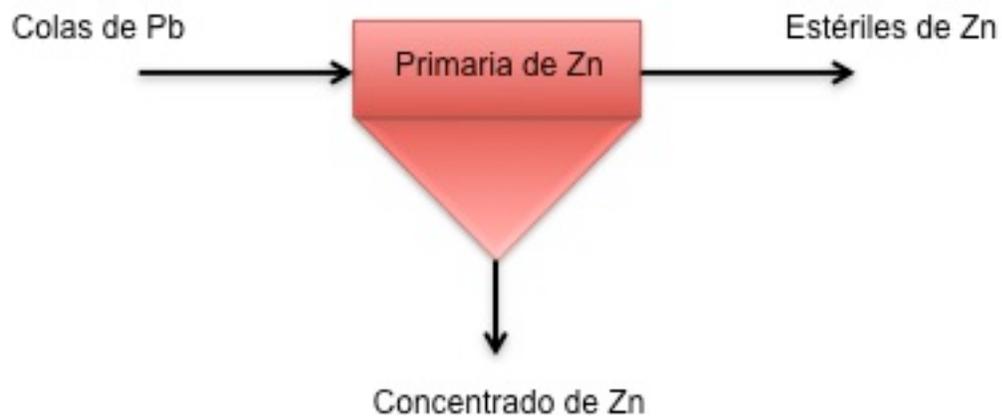


Figura 46. Circuito primario de zinc



3.3 PREPARACIÓN DE MINERAL

La materia prima empleada en esta tesis fueron 70 kg de mineral de plomo y zinc proveniente de la Unidad de Charcas, San Luis Potosí, dicho material fue cuarteado y conchado para obtener 35 kg de mineral que fueron utilizados para realizar pruebas de flotación selectiva de plomo y zinc, para lo cual se le realizó como etapa previa un análisis granulométrico de alimentación, determinación del tamaño de liberación y molienda del mineral, obteniéndose los siguientes resultados:

En la figura 47 se muestra la gráfica de tamaño de partícula vs. porcentaje acumulado negativo correspondiente al análisis granulométrico de la materia prima, en la que se observa que el mineral presenta una granulometría abierta, es decir, se tiene una amplia distribución de tamaños de partículas principalmente en los tamaños finos (-500+45 μm), esto se debe a que el material proviene seguramente de un proceso de trituración terciaria (trituración de finos), teniéndose 67.75 % del material retenido a un tamaño de partícula de 500 μm que fue la alimentación al molino de bolas del laboratorio.

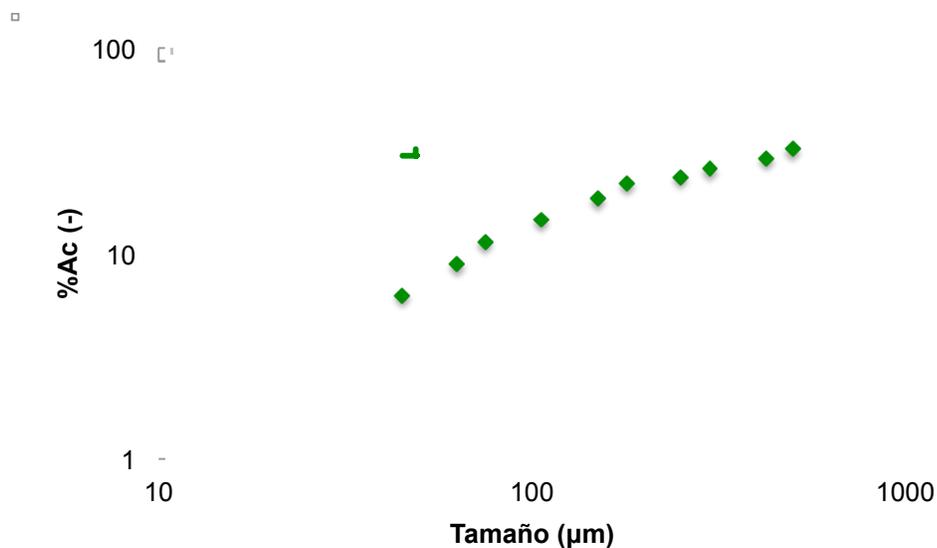


Figura 47. Análisis granulométrico del mineral de Charcas SLP.



Paralelamente al análisis granulométrico se determinó el tamaño de liberación de los minerales sulfurados, obteniéndose el gráfico de tamaño de partícula vs. porcentaje de liberación (Figura 48); en el cual se observa que el tamaño en el cual todas las partículas de los minerales de interés (galena y esfalerita) tienen un tamaño de liberación de 106 μm , por lo que la relación de reducción realizada en el molino de bolas del laboratorio fue de 4.71 veces con respecto a la alimentación (500 μm).

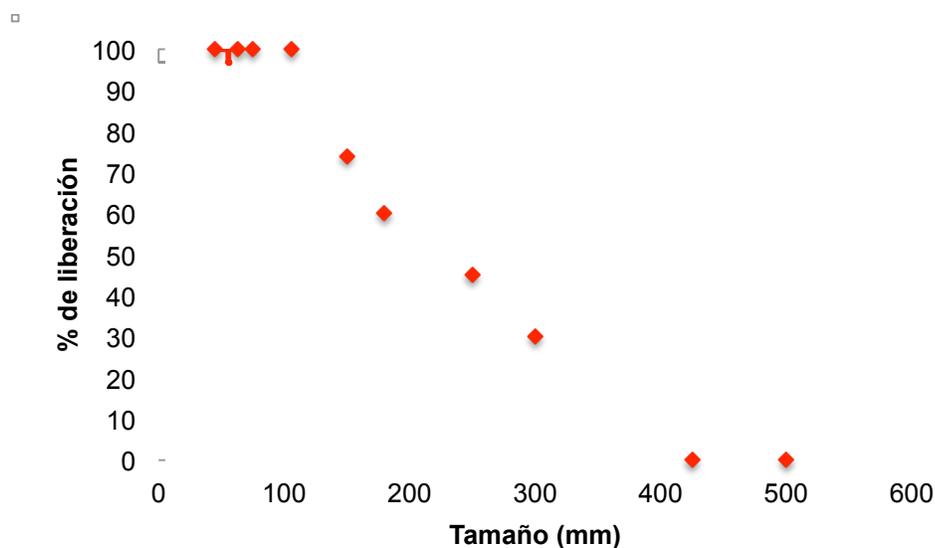


Figura 48. Determinación del tamaño de liberación del mineral de Charcas SLP.

La molienda fue realizada en un molino de bolas de laboratorio con dimensiones de 20.7 cm de diámetro x 15.7 cm de longitud, utilizando como medio molurante 8.2 kg de bolas de molino y realizando moliendas de 300 g de mineral por espacio de 10 minutos, cribando el producto a un tamaño de 106 μm y retornando al molino 300 g del mineral que se retuvo en la criba, hasta obtener como producto final 35 kg de mineral molido al tamaño de liberación. Posterior a la molienda se empaquetaron bolsas con 220 gramos de mineral los cuales corresponden a tener 20 por ciento de sólidos en peso para ser utilizados en una celda de flotación de laboratorio con un volumen de 1.1 litros.



3.4 PRUEBAS DE FLOTACIÓN SELECTIVA

Se realizaron pruebas de flotación selectiva para conocer el efecto de las variables más importantes sobre la flotación primaria de galena y esfalerita, en este caso: a) efecto de la concentración de xantato etílico de potasio, quebracho colorado y sulfato de cobre sobre la concentración de plomo y zinc; b) efecto de la velocidad de agitación de la celda sobre la concentración de plomo y zinc; c) determinación del tiempo óptimo de flotación y d) efecto del pH sobre la concentración de plomo y zinc. Para lo cual se utilizó una celda con un volumen de 1.1 litros y 20 por ciento de sólidos en peso.

A) EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN.

Para determinar el efecto de la concentración de xantato etílico de potasio se realizaron pruebas en la celda primaria de plomo, bajo las siguientes condiciones: 15 mg/L de quebracho colorado, 4 concentraciones de XEK (0.0001, 0.00015, 0.001, 0.0015 M), pH natural (8.8), 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 1300 rpm, realizándose flotaciones durante 5 minutos, obteniéndose los siguientes resultados:

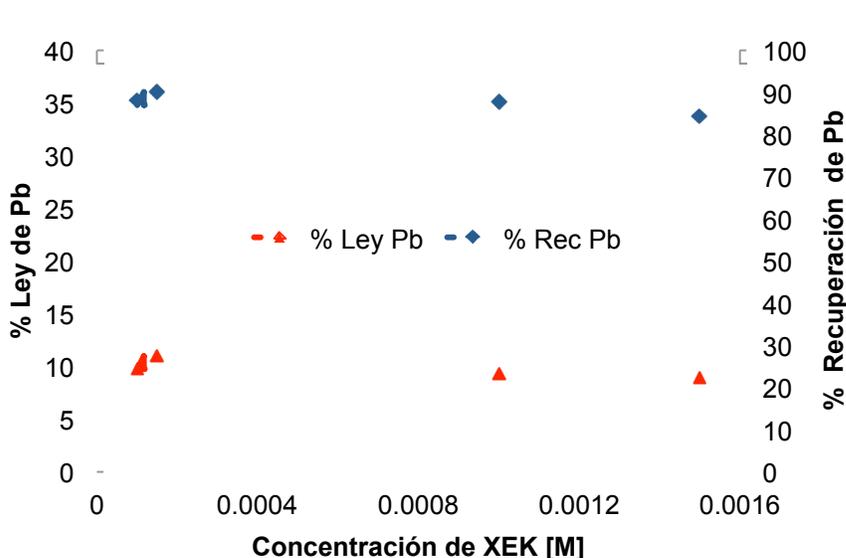


Figura 49. Efecto de la concentración de xantato etílico de potasio en la ley y recuperación de Pb en el concentrado primario de plomo.



En la figura 49 se muestra el efecto de la concentración de XEK sobre la ley y recuperación en el concentrado primario de plomo, en la cual se observa que a bajas concentraciones de reactivos (0.0001, 0.00015 M XEK) se obtienen las mejores condiciones para flotar a la galena, disminuyendo las leyes y recuperaciones cuando aumenta la concentración del XEK (0.001, 0.0015 M), siendo la concentración de 1.5×10^{-4} M de XEK la condición donde se obtiene la mejor ley y recuperación de plomo, por lo que se propone trabajar la flotación primaria de Pb a esta concentración de XEK.

Con respecto al efecto que tiene la concentración de quebracho colorado se realizaron pruebas en la celda primaria de plomo, bajo las siguientes condiciones: 4 concentraciones de quebracho (5, 10, 15 y 20 mg/L), 1.5×10^{-4} M de XEK, pH natural (8.8), 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 1300 rpm, realizándose flotaciones durante 5 minutos, obteniéndose los siguientes resultados:

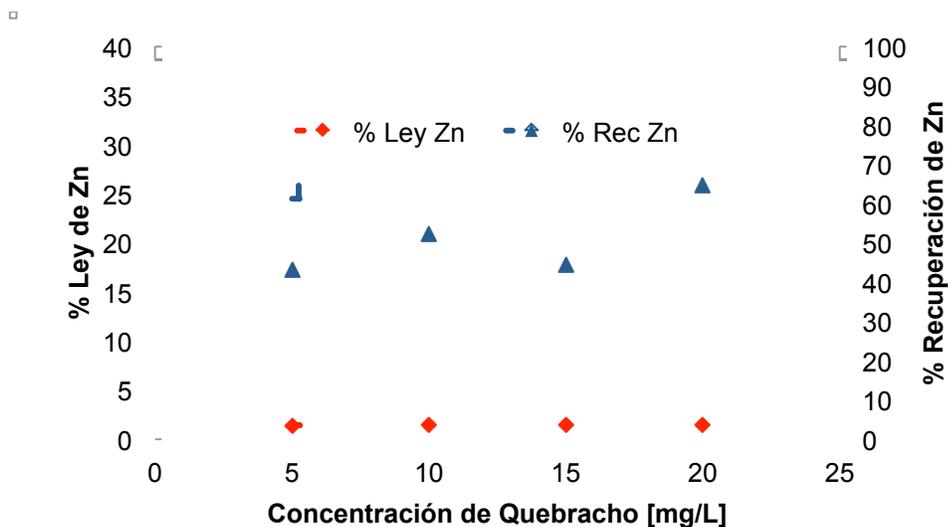


Figura 50. Efecto de la concentración de quebracho colorado en la ley y recuperación de Zn en los estériles primarios de plomo.



En la figura 50 se muestra el gráfico del efecto de la concentración de quebracho colorado sobre la ley y recuperación de Zn en los estériles primarios de plomo, en la cual se observa que la ley de zinc prácticamente permanece constante con el aumento en la concentración de quebracho por lo que esta no es dependiente de la concentración del mismo, pero en el caso de la recuperación esta aumenta con la concentración, obteniéndose una recuperación de 64 % de Zn a una concentración de 20 mg/L de quebracho colorado, por lo que se propone con los resultados obtenidos en estos dos últimos gráficos, trabajar la celda primaria de plomo con el colector a la concentración de 1.5×10^{-4} M de xantato etílico de potasio y el depresor a la concentración de 20 mg/L de quebracho colorado.

Finalmente, se realizaron pruebas en la celda primaria de zinc para conocer el efecto de la concentración de sulfato de cobre sobre la ley y recuperación de zinc, bajo las siguientes condiciones: 4 concentraciones de CuSO_4 (0.0001, 0.00015, 0.001, 0.0015 M), pH natural (8.8), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 1300 rpm, realizándose flotaciones durante 5 minutos, obteniéndose los siguientes resultados:

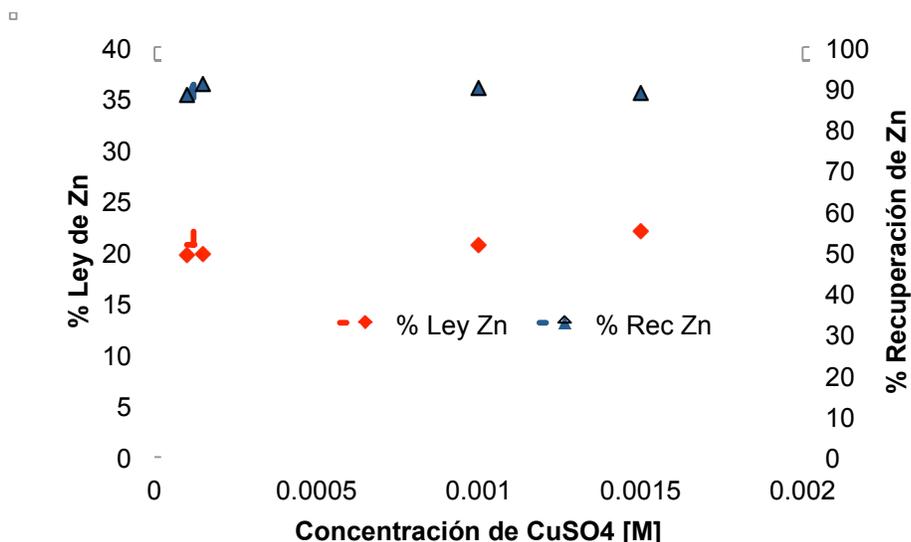


Figura 51. Efecto de la concentración de sulfato de cobre en la ley y recuperación de Zn en el concentrado primarios de zinc.



En la figura 51 se presenta el gráfico del efecto de la concentración del activador en la ley y recuperación del Zn para el concentrado primario de zinc, donde se observa que la ley aumenta con el aumento en la concentración de sulfato de cobre, sin embargo, la recuperación disminuye al aumentar la concentración, teniéndose un máximo de recuperación de 90.80 % a una concentración de 1.5×10^{-4} M de CUSO_4 , por lo que se propone trabajar la flotación primaria de Zn a esta concentración de activador.

B) EFECTO DE LA VELOCIDAD DE AGITACIÓN

Se realizaron pruebas para conocer el efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de Pb, a partir de las siguientes condiciones: 15 mg/L de quebracho colorado, 0.00015 M XEK, pH natural (8.8), 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 4 velocidades de agitación (1200, 1300, 1400 y 1500 rpm), obteniéndose los siguientes resultados:

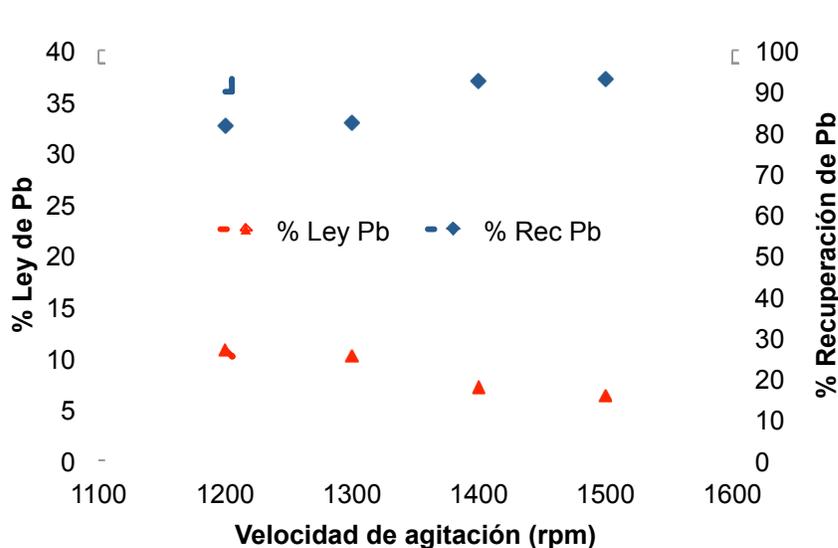


Figura 52. Efecto de la velocidad de agitación en el concentrado de Pb de la celda primaria de plomo.

La figura 52 se muestra el efecto de la velocidad de agitación en el concentrado primario de Pb en la cual se observa que mientras la recuperación aumenta con la



velocidad de agitación de la celda, la ley disminuye, típicamente este es el comportamiento que se tienen en los minerales con respecto a la ley y la recuperación cuando se aumenta la velocidad de agitación; es decir, se puede tener una mayor recuperación cuando se tienen altas velocidades de agitación pero se sacrifica la ley del mineral. Durante la experimentación se observó que a una velocidad de agitación de 1200 rpm se tenía muy poca formación de espuma en la celda y por ende poca recolección de concentrado, por lo que consideró no es adecuado trabajar una celda primaria a estas velocidades, con respecto a una velocidad de agitación de 1500 rpm físicamente se observó que la espuma era muy abundante y se derramaba sola por lo que no había mucho control en la celda; aunado a esto se obtienen las menores leyes en el concentrado de Pb por lo que se decidió no trabajar a esta velocidad de agitación y si a 1300 rpm donde se tiene una buena ley y recuperación que es adecuada para trabajar un sistema de flotación primaria.

Para conocer el efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de Zn, se realizaron los siguientes experimentos: 0.00015 M CuSO_4 , pH natural (8.8), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 4 velocidades de agitación (1200, 1300, 1400 y 1500 rpm), obteniéndose los siguientes resultados:

En la figura 53 se muestra el efecto de la velocidad de agitación sobre el concentrado de zinc en la celda primaria de Zn, en el cual se observa que al aumentar la velocidad de agitación la recuperación va en aumento mientras que la ley disminuye, también como en el caso anterior se decidió trabajar esta celda a 1300 rpm dado que se tienen buenas recuperaciones de alrededor de 86.16% con una ley de 15.73% que son mejores condiciones que en el caso de 1200 rpm donde se tiene una espuma muy pobre con baja recolección de concentrado,



mientras que a 1400 la ley baja considerablemente y a 1500 rpm se tiene poco control de la concentración del zinc.

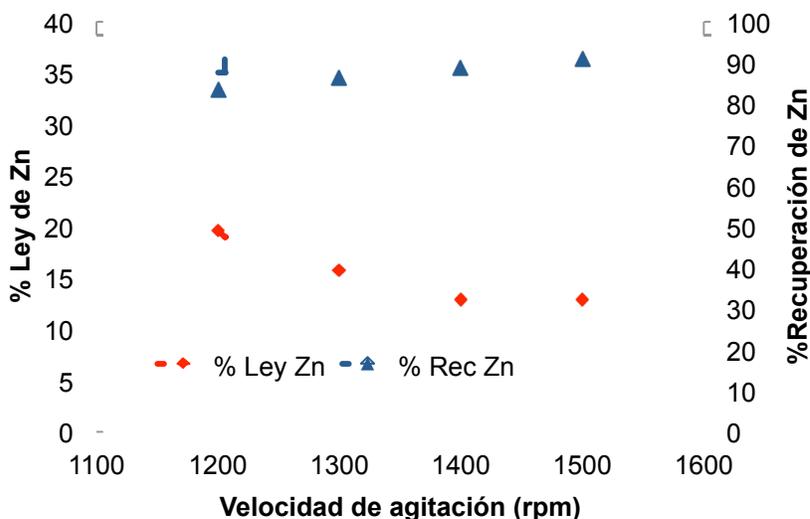


Figura 53. Efecto de la velocidad de agitación en el concentrado de Zn de la celda primaria de zinc.

C) DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ÓPTIMO DE FLOTACIÓN

Se realizaron pruebas cinéticas para determinar el tiempo óptimo de flotación en la celda primaria de Pb, a partir de las siguientes condiciones: 15 mg/L de quebracho colorado, 0.00015 M XEK, pH natural (8.8), 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos y 1300 rpm, realizando flotaciones a diferentes tiempos (0, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210, 240, 270, 300 segundos), obteniéndose los siguientes resultados: La figura 54 muestra la cinética de recuperación de plomo en la celda primaria de Pb y se observa que los primeros tiempos de recolección se tienen altas recuperaciones, mientras que a tiempos largos de recolección la recuperación se vuelve asintótica, es decir, hay poca recuperación de material a tiempos largos debido a que el concentrado se ha agotado y por tanto para el caso del Pb se tiene un tiempo óptimo de flotación de 150 segundos con una recuperación de plomo acumulada de 82.74 % y como se observa en la gráfica no es necesario continuar flotando hasta los 5 minutos ya que sólo se tiene un aumento del 2.79 % en la recuperación del plomo.



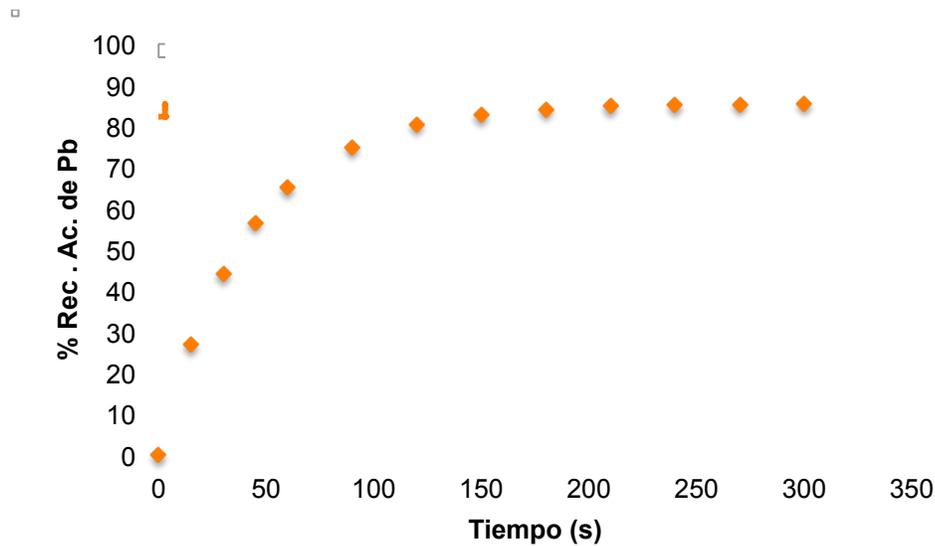


Figura 54. Cinética de flotación en plomo en la celda primaria de Pb.

Con respecto a la celda primaria de Zn, se realizaron pruebas cinéticas teniendo las siguientes condiciones: 0.00015 M CuSO_4 , pH natural (8.8), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y realizando flotaciones a diferentes tiempos (0, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 150, 180, 210, 240, 270, 300 segundos), obteniéndose los siguientes resultados:

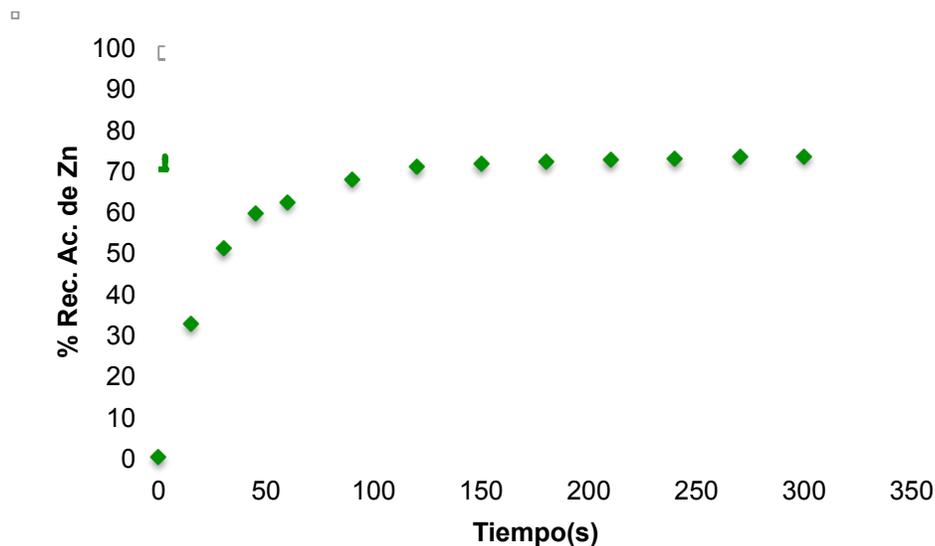


Figura 55. Cinética de flotación de zinc en la celda primaria de Zn.



En la figura 55 se presenta la cinética de flotación del zinc en la celda primaria de Zn, donde nuevamente, como en el gráfico anterior, se observa que en tiempos cortos de recolección la recuperación es alta, mientras que en tiempos largos la recuperación acumulada se vuelve casi asintótica, por tal motivo para el caso del zinc el tiempo óptimo de flotación se encuentra a los 150 segundos de recolección con una recuperación acumulada del 71.34% que es muy baja para una celda primaria, por lo que se decidió como condición experimental, flotar durante 5 minutos en esta celda para obtener una mejor recuperación de zinc.

D)EFECTO DEL pH

Se realizaron estudios para determinar el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Pb a partir de las condiciones encontradas en los incisos a, b y c: 20 mg/L de quebracho colorado, 1.5×10^{-4} M XEK, pH (6, 7, 8, 9, 10 y 11), 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 2.5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

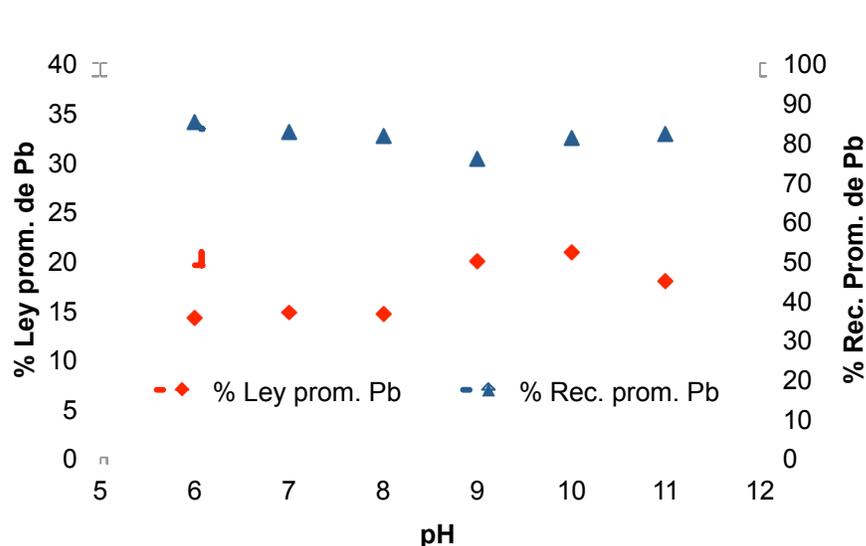


Figura 56. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de plomo. Circuito primario de Pb.



En la figura 56 se muestra el efecto del pH sobre el concentrado de Pb del circuito primario de plomo observándose que en general la ley de plomo en el concentrado aumenta a pH más básicos, sólo con una pequeña disminución de la ley a un valor de 11, mientras que la recuperación disminuye a pH más básicos entre pH 6 a 9, teniéndose un aumento a pH 10 y 11. Por tal motivo, las mejores condiciones de flotación primaria de plomo son las condiciones descritas con pH 10.

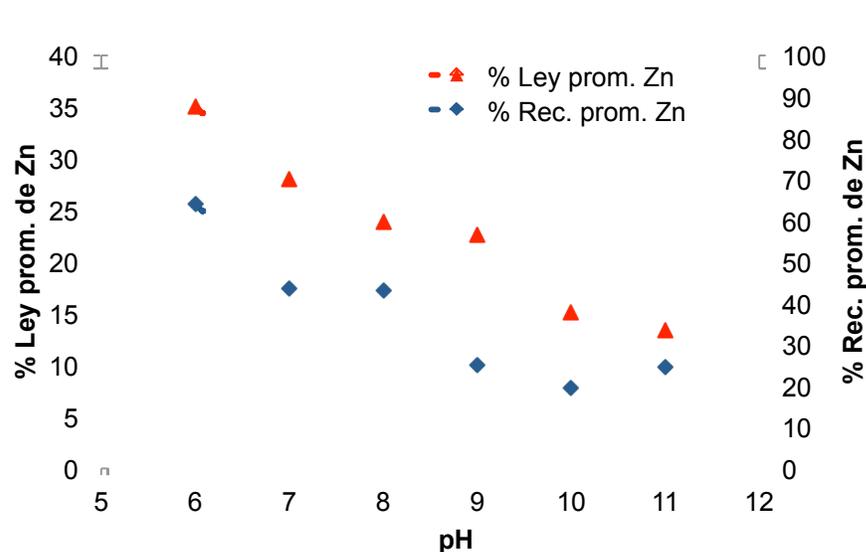


Figura 57. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de plomo. Circuito primario de Pb.

En la figura 57 se muestra el efecto del pH sobre la ley y recuperación del zinc en el concentrado de Pb del circuito primario de plomo observándose que la ley y recuperación del zinc disminuye a medida que el pH es más básico, esta tendencia es muy adecuada en la flotación selectiva del plomo y zinc en el circuito primario de plomo, ya que se pretende obtener un concentrado de plomo con altas leyes y recuperaciones (Figura 56) y en el mismo tener baja la ley y recuperación de zinc (Figura 57), dado que el zinc debe estar en los estériles de plomo (corriente de material estériles y zinc), por tal motivo y como se observa en ambas gráficas las mejores condiciones de flotación primaria de plomo son a las condiciones descritas al inicio de esta sección con un pH 10, teniéndose un concentrado de plomo con una ley de 20.82 % y una recuperación de 80.84%.



Para conocer el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn, se flotaron los estériles de plomo a pH 6 a partir de las condiciones encontradas en los incisos a, b y c: 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH natural (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

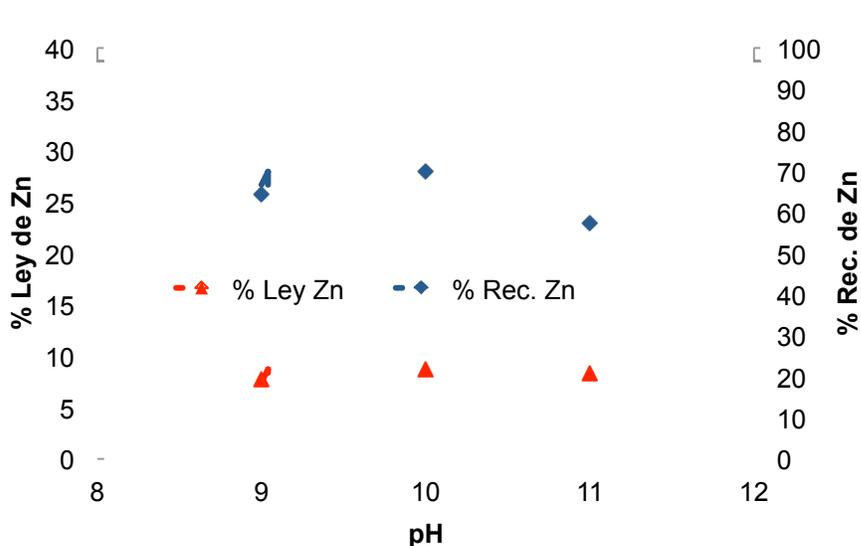


Figura 58. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 6).

En la figura 58 se muestra el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc en el circuito primario de Zn, en el cual se observa que se tiene un máximo de ley y recuperación a un pH 10, mientras que la ley y recuperación de Zn es más baja a pH 9 y 11, de acuerdo con estos resultados las mejores condiciones son a pH 10 con un 69.93 % de recuperación de zinc y una ley de zinc de 8.75 %.

Con respecto a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se observa en la figura 33 que la ley y recuperación disminuye a pH más básicos, esto es acorde con lo que se pretende obtener en un concentrado primario de zinc con altas leyes y recuperaciones (Figura 58) y en el mismo, tener baja la ley y recuperación de plomo (Figura 59), dado que el plomo debe estar en el



concentrado primario de plomo, teniéndose por tanto la mejor condición a pH 10 con un 24.42 % de recuperación de plomo y una ley de plomo de 0.49 %.

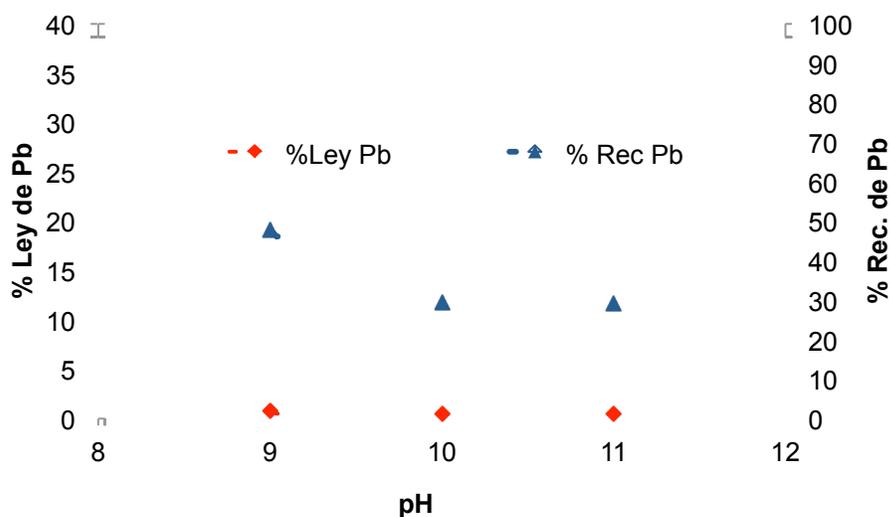


Figura 59. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 6).

Los resultados obtenidos en este trabajo muestran que cuando se trabaja con una celda primaria de plomo a pH 6 y una celda primaria de zinc a pH 10 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 84.92 % y una ley promedio de 14.11 % y un concentrado de zinc con una recuperación de 69.93 % y una ley de 8.75%; finalmente los estériles presentan una ley de 0.10 y 0.42 % para el plomo y zinc respectivamente (ver el capítulo de anexos).

Continuando con el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn se flotaron los estériles de plomo a pH 7 a partir de las condiciones establecidas en los incisos a, b y c, en las cuales se tienen las siguientes condiciones: una concentración del activador de 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de los reactivos, 1300 rpm de velocidad de agitación y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:



La figura 60 expone el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc en el circuito primario de Zn en el cual se observa que en general la ley y recuperación aumentan a pH más básico, teniéndose las mejores condiciones a pH 11 con una recuperación de zinc de 85.72% y una ley de zinc de 11.98%.

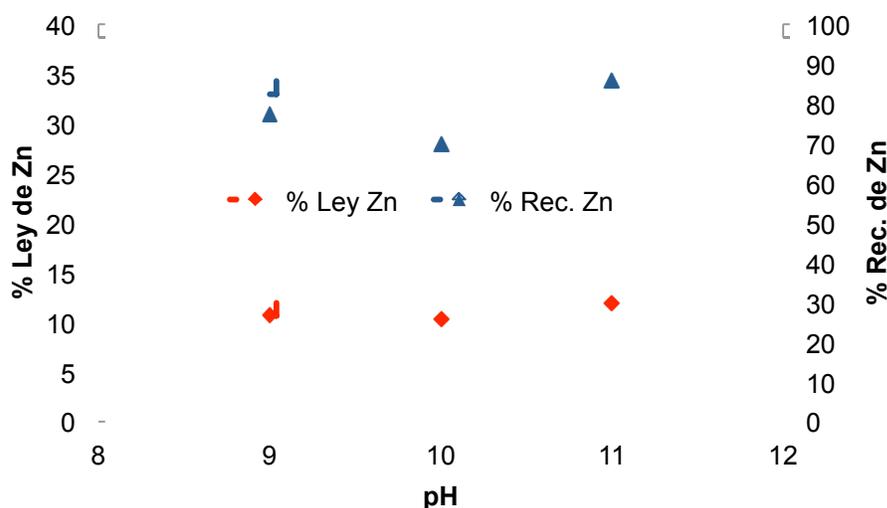


Figura 60. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 7).

En relación a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se muestra en la figura 61 que las dos disminuyen a pH más básicos, esto es afín en un concentrado primario de zinc con altas leyes y recuperaciones de zinc (Figura 60) y bajas leyes y recuperaciones de plomo en la misma corriente (Figura 61), teniéndose por tanto la mejor condición a pH 11 con un 48.24 % de recuperación de plomo y una ley de plomo de 0.60 %.

Cuando se trabaja con una celda primaria de plomo a pH 7 y una celda primaria de zinc a pH 11 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 82.46 % y una ley promedio de 14.70 % y un concentrado de zinc con una recuperación de 85.72% y una ley de 11.98%; finalmente los estériles presentan una ley de 0.10 y 0.31 % para el plomo y zinc respectivamente (ver el



capítulo de anexos), por lo que se mejoran las condiciones de selectividad con respecto a los obtenidos con una celda primaria de Pb a pH 6 y una celda primaria de Zn a pH 10.

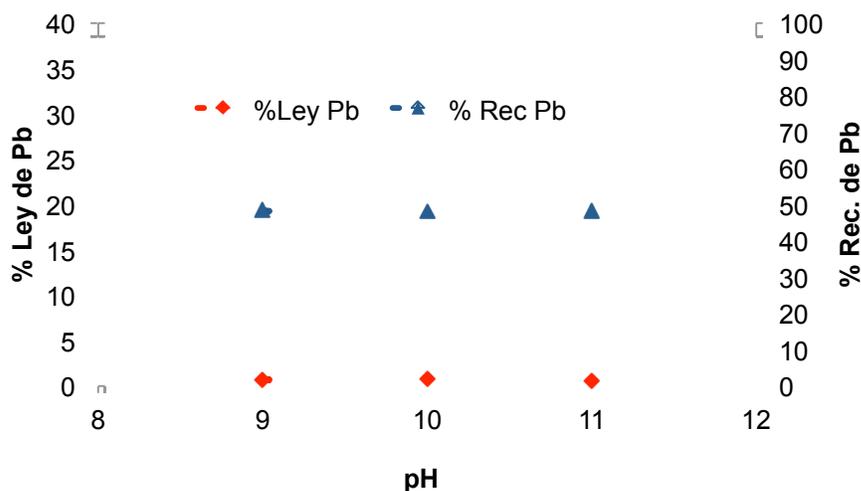


Figura 61. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 7).

Para conocer el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn, se flotaron los estériles de plomo a pH 8 a partir de las siguientes condiciones: 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

La figura 61 presenta en el circuito primario de Zn, el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc y se muestra que la ley y recuperación aumentan con el pH, teniéndose las mejores condiciones a pH 11 con una recuperación de zinc de 78.11% y una ley de zinc de 13.25%.



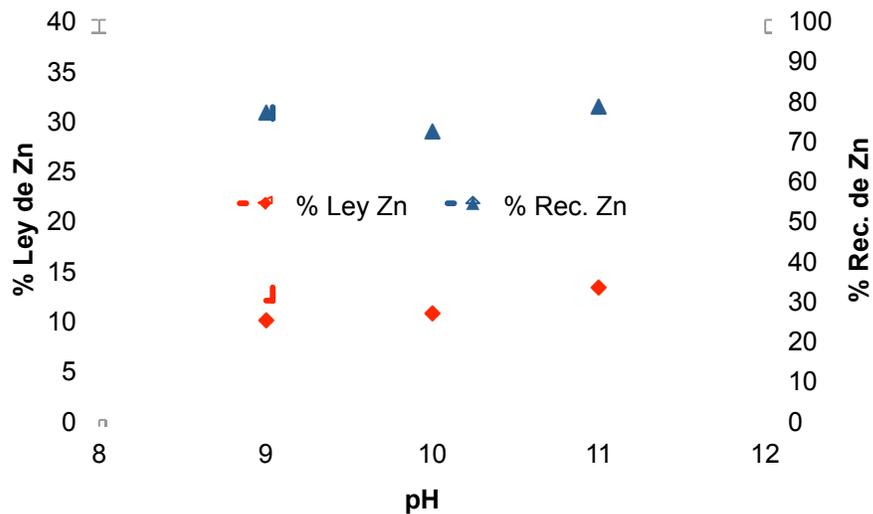


Figura 61. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 8).

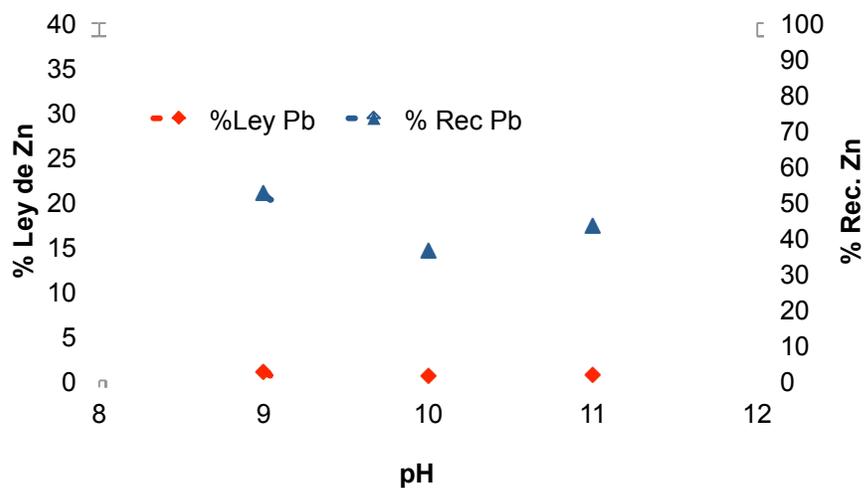


Figura 62. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 8).

Referente a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se muestra en la figura 62 que las mejores condiciones se encuentran a pH 10, sin embargo, el concentrado de zinc presenta mejores condiciones a pH 11 por tanto,



se tienen a este pH una recuperación de plomo de 43.2% y una ley de plomo de 0.59 %.

Los resultados obtenidos en este trabajo muestran que cuando se trabaja con una celda primaria de plomo a pH 8 y una celda primaria de zinc a pH 11 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 81.60 % y una ley promedio de 14.59 % y un concentrado de zinc con una recuperación de 78.11% y una ley de 13.25%; finalmente, los estériles presentan una ley de 0.10 y 0.51 % para el plomo y zinc respectivamente (ver el capítulo de anexos), por tanto aún se tiene mejores condiciones en una celda primaria de plomo a pH 7 y una celda primaria de zinc a pH 11.

Con el objeto de conocer efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn se flotaron los estériles de plomo a pH 9 a partir de las siguientes condiciones: activador 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, velocidad de agitación de 1300 rpm y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

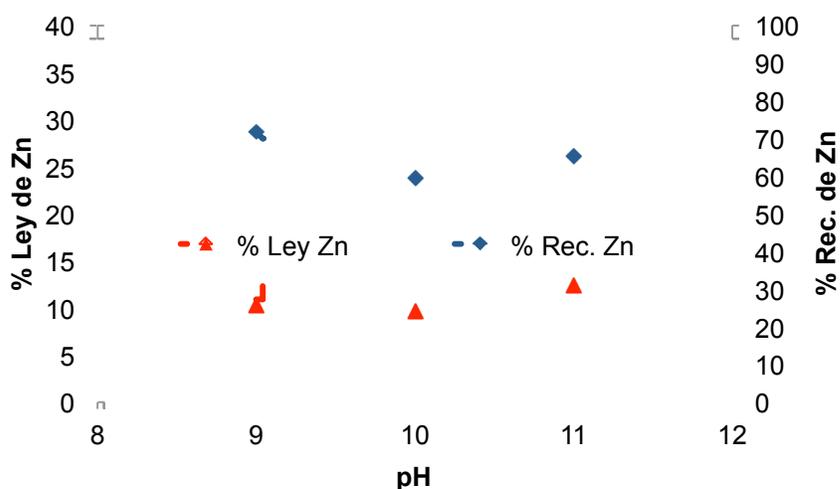


Figura 63. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 9).



La figura 63 muestra el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc en el circuito primario de Zn en el cual se observa que a pH 9 y 11 se obtienen las mejores leyes y recuperaciones, mientras que estas decrecen a pH 10, es importante por tanto señalar que para este circuito primario es mejor obtener altas recuperaciones con el sacrificio de la ley, por tanto las mejores condiciones son a pH 9 con una recuperación de zinc de 71.69% y una ley de zinc de 10.34%.

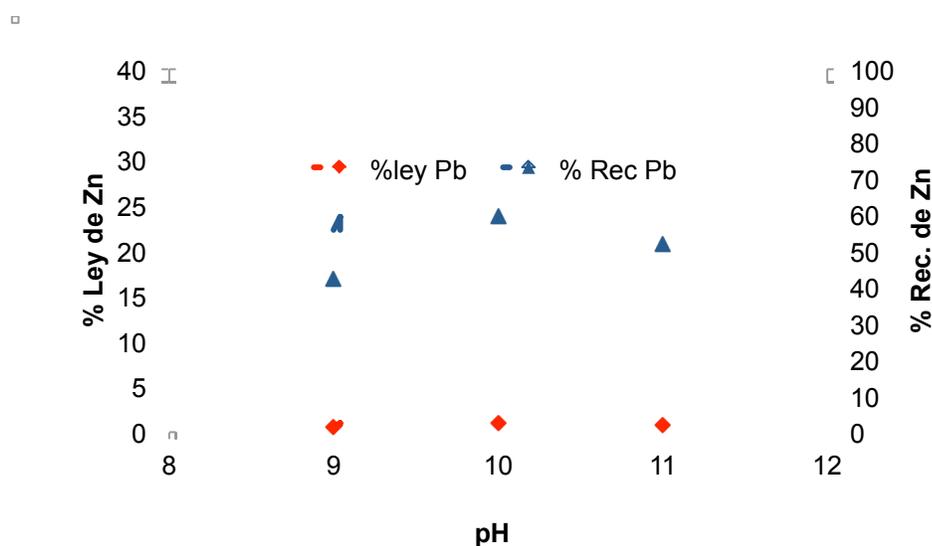


Figura 64. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 9).

Referente a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se muestra en la figura 64 que las mejores condiciones se encuentran a pH 9 con una recuperación de plomo de 42.11% y una ley de plomo de 0.55 %.

Cuando se trabaja con una celda primaria de plomo a pH 9 y una celda primaria de zinc a pH 9 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 75.80 % y una ley promedio de 19.89 % y un concentrado de zinc con una recuperación de 71.69% y una ley de 10.34%; finalmente los estériles



presentan una ley de 0.10 y 0.54 % para el plomo y zinc respectivamente (ver el capítulo de anexos), por tanto aún se tiene mejores condiciones en una celda primaria de plomo a pH 7 y una celda primaria de zinc a pH 11, aunque en este caso aumentó la ley de plomo de 14.70 % a 19.89% que puede dar a pie a una buena condición en otro tipo de circuito de flotación.

Para conocer el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn se flotaron los estériles de plomo a pH 10 a partir de las siguientes condiciones: 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH natural (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

La figura 65 presenta el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc en el circuito primario de Zn en el cual se observa que en general la ley aumenta y la recuperación disminuye a pH más básico, es importante por tanto señalar que para este circuito primario es mejor obtener altas recuperaciones con el sacrificio de la ley, por tanto las mejores condiciones son a pH 9 con una recuperación de zinc de 78.56% y una ley de zinc de 10.69%.

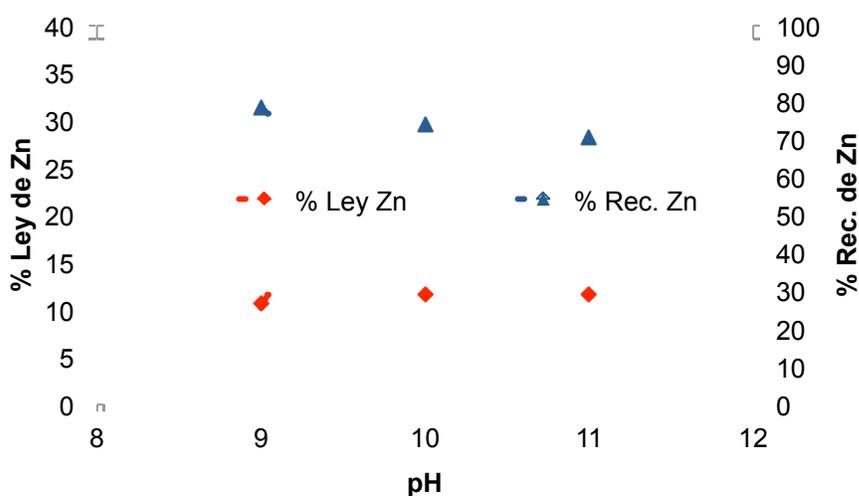


Figura 65. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 10).



En relación a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se muestra en la figura 66 que la ley y recuperación de plomo disminuyen al aumentar el pH teniéndose buenas condiciones a pH 9 con una recuperación de plomo de 47.51% y una ley de plomo de 0.66 %.

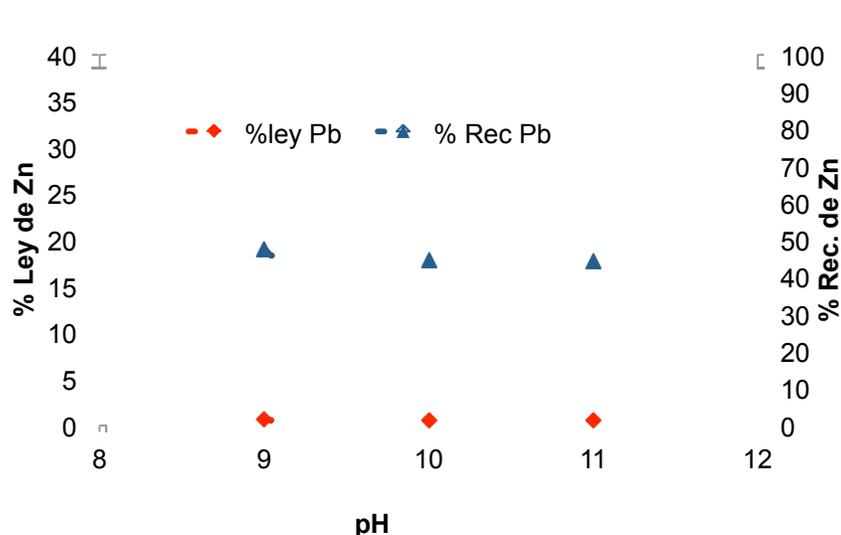


Figura 66. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 10).

Con respecto a los resultados alcanzados con una celda primaria de plomo a pH 10 y una celda primaria de zinc a pH 9 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 80.84 % y una ley promedio de 20.82 % y un concentrado de zinc con una recuperación de 78.58% y una ley de 10.69%; finalmente los estériles presentan una ley de 0.1 y 0.44 % para el plomo y zinc respectivamente (ver el capítulo de anexos), por lo que se mejoran las condiciones de selectividad con respecto a los obtenidos con una celda primaria de Pb a pH 7 y una celda primaria de Zn a pH 11.

Finalmente, para conocer el efecto del pH sobre la flotación del plomo y zinc, en el circuito primario de Zn se flotaron los estériles de plomo a pH 11 a partir de las



condiciones encontradas en los incisos a, b y c: 1.5×10^{-4} M CuSO_4 , pH natural (9, 10 y 11), 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 5 minutos de flotación, obteniéndose los siguientes resultados:

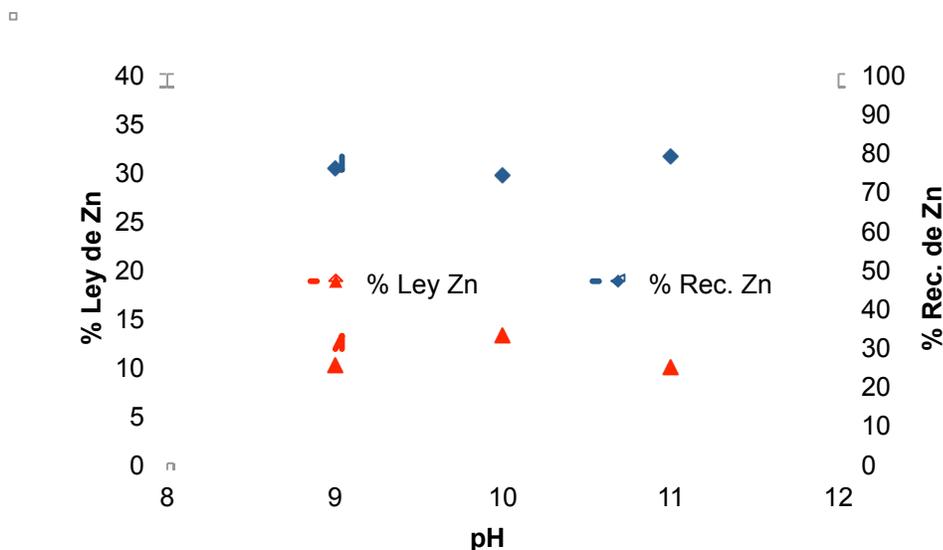


Figura 67. Efecto del pH en el zinc del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 11).

La figura 67 presenta el efecto del pH sobre la ley y recuperación de zinc en el circuito primario de Zn en el cual se observa que a pH 9 y 11 se obtienen las mejores recuperaciones, mientras que a pH 10 se obtiene la mejor ley y que se persigue para el circuito primario de plomo obtener altas recuperaciones con el sacrificio de la ley, por tanto las mejores condiciones son a pH 11 con una recuperación de zinc de 78.8% y una ley de zinc de 9.88%.

Con respecto a la ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de Zn se muestra en la figura 68 que las mejores condiciones se encuentran a pH 10, sin embargo, el concentrado de zinc presenta mejores condiciones a pH 11 por tanto, se tienen a este pH una recuperación de plomo de 53.52% y una ley de plomo de 0.72 %.



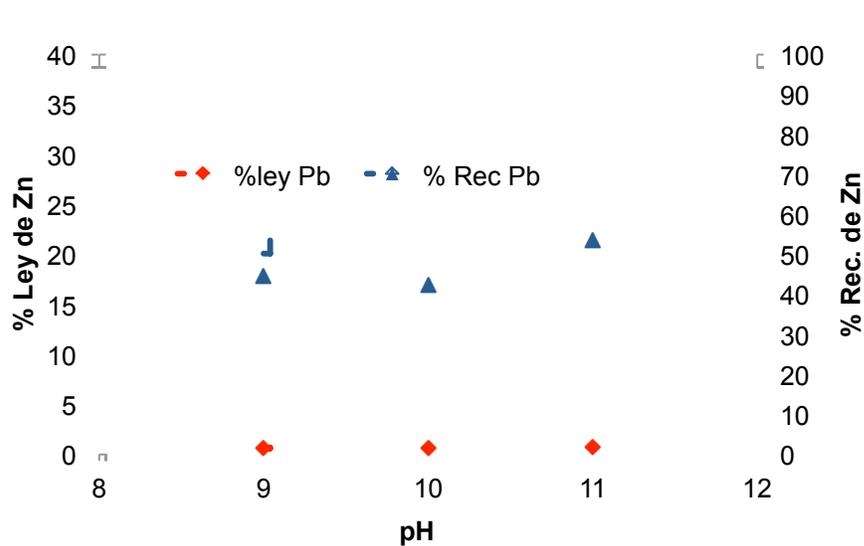


Figura 68. Efecto del pH en el plomo del concentrado primario de zinc. Circuito primario de Zn. (Etapa previa circuito primario de Pb, pH 11).

Finalmente, cuando se tiene una celda primaria de plomo a pH 11 y una celda primaria de zinc a pH 11 se obtiene un concentrado de plomo con una recuperación promedio de 82.02 % y una ley promedio de 17.88% y un concentrado de zinc con una recuperación de 78.8% y una ley de 9.88%; finalmente los estériles presentan una ley de 0.12 y 0.51% para el plomo y zinc respectivamente (ver el capítulo de anexos), por tal motivo se tienen buenas condiciones para realizar flotación selectiva de plomo y zinc, aunque las mejores condiciones encontradas son con una celda primaria de Pb a pH 10 y una celda primaria de Zn a pH 9.



CONCLUSIONES

A partir de las pruebas efectuadas por potencial zeta se puede afirmar, que el xantato etílico de potasio es un excelente reactivo para flotar la galena a valores de pH entre 9 y 11 y que en presencia del quebracho colorado, no existe competencia entre ellos, por lo que la galena presentará un carácter de hidrofobicidad con xantato y/o quebracho.

Con base a las pruebas efectuadas por potencial zeta se puede afirmar que la esfalerita se puede flotar a valores de pH entre 6 y 8, mientras que es factible deprimirla a valores de pH entre 9 y 11 en presencia de xantato etílico de potasio y quebracho colorado.

A mayor concentración de quebracho colorado se tiene una mayor recuperación de zinc en los estériles primarios de plomo, siendo 20 mg/L de quebracho la mejor condición para trabajar un circuito de flotación primaria de plomo.

A menor concentración de xantato etílico de potasio se tienen las mejores leyes y recuperaciones de plomo en el concentrado primario de plomo, siendo 1.5×10^{-4} M de XEK la mejor condición para trabajar un circuito de flotación primaria de plomo.

A mayor concentración de sulfato de cobre la ley de zinc aumenta, mientras que la recuperación de zinc disminuye en el concentrado primario de zinc, siendo 1.5×10^{-4} M de CuSO_4 la mejor condición para trabajar un circuito de flotación primaria de zinc.



A mayor velocidad de agitación la recuperación de plomo aumenta y la ley disminuye en el concentrado primario de plomo, siendo 1300 rpm la condición adecuada para trabajar un circuito de flotación primaria de plomo

A mayor velocidad de agitación la recuperación de zinc aumenta y la ley disminuye en el concentrado primario de zinc, siendo 1300 rpm la condición adecuada para trabajar un circuito de flotación primaria de zinc.

La cinética de recuperación de plomo en la celda primaria de Pb muestra que a tiempos cortos de recolección se tienen altas recuperaciones, mientras que a tiempos largos de recolección la recuperación es baja, siendo el tiempo óptimo de flotación de 150 segundos la condición adecuada para trabajar un circuito de flotación primaria de plomo.

La cinética de recuperación de zinc en la celda primaria de Zn muestra que a tiempos cortos de recolección se tienen altas recuperaciones, mientras que a tiempos largos de recolección la recuperación es baja, siendo el tiempo óptimo de flotación de 300 segundos la condición adecuada para trabajar un circuito de flotación primaria de zinc.

La ley y recuperación de plomo en el concentrado primario de plomo aumenta a pH más básicos, teniéndose las mejores condiciones de flotación primaria de plomo a pH 10, con una recuperación de 80.84% y una ley de 20.82 %.

Al aumentar el pH a valores más básicos la ley de zinc aumenta y la recuperación disminuye en la flotación primaria de zinc siendo importante en este circuito obtener altas recuperaciones con el sacrificio de la ley, teniéndose las mejores condiciones de flotación primaria de zinc a pH 9 con una recuperación de zinc de 78.56% y una ley de zinc de 10.69%.



Se estableció un circuito primario de flotación selectiva de plomo utilizando xantato etílico de potasio y quebracho para obtener un concentrado de plomo con una ley de 20.82 % y una recuperación de 80.84% con las siguientes condiciones de operación: 20 mg/L de quebracho colorado como reactivo depresor del zinc, 1.5×10^{-4} M XEK como reactivo colector del plomo, pH 10, 0.16 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 2.5 minutos de flotación.

Se estableció un circuito de flotación selectiva de zinc utilizando sulfato de cobre para obtener un concentrado de zinc con una ley de 10.69% y una recuperación de 78.56% con las siguientes condiciones de operación: 1.5×10^{-4} M CuSO_4 como activador, pH 9, 0.08 mL de espumante MIBC, 5 minutos de acondicionamiento de reactivos, 1300 rpm y 5 minutos de flotación

La Galena (PbS) y la escalerita (ZnS) son dos minerales que se encuentran formando una mena compleja de Pb-Zn; por tanto, la flotación selectiva utilizando quebracho colorado como depresor de zinc, es una ruta adecuada para separarlos y obtener concentrados de Pb y Zn con altas leyes y recuperaciones.

Es factible utilizar quebracho colorado como reactivo depresor del zinc en un circuito de flotación selectiva de Pb-Zn teniendo como principal ventaja que es un reactivo natural biodegradable, no es tóxico y es amigable con el medio ambiente.



BIBLIOGRAFÍA

1. Cámara Minera de México, “Informe anual 2012”
<http://www.camimex.org.mx/secciones1/publicaciones/informe-anual/> (consultado el 28 de febrero de 2013).
2. Sarquís Pedro, Ciribeni Víctor, González Mercedes, “*Depresión selectiva de sulfuros usando extractos naturales*”, Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional de San Juan, Argentina. Congreso SAM/CONAMET 2007.
3. Ciribeni Víctor, Sarquís Pedro y González Mercedes, “*Estudio del efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros*”, Instituto de Investigaciones Mineras. Universidad Nacional de San Juan, Argentina, Congreso CONAMET/SAM Materia 2002.
4. Wills Barry A., “*Mineral processing technology*”, An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery, 7^a. Edition, Butterworth-Heinemann, Oxford, UK., 2006.
5. Kelly G. Errol and Spottiswood J. David, “*Introduction to mineral processing*”, 1^a. Edition, John Wiley & Sons Inc, New York, USA, 1982.
6. Fuerstenau C. Maurice and Kenneth N. Han, “*Principles of mineral processing*”, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME), Littleton, Colorado, USA, 2003.
7. Komar Kawatra S., “*Advances in comminution*”, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME), Littleton, Colorado. USA, 2006.



8. Gutiérrez Ramírez J., “*Estudio de la concentración por flotación en espuma de una mena compleja de Pb-Zn*”, tesis Ingeniero Químico Metalúrgico, Facultad de Química, UNAM, 2006.
9. Arbiter Nathaniel, Fuerstenau C. Maurice, Kuhn Martin C., and Miller Jan D., “*Flotation. In: SME mineral processing handbook*”, Edited by N.L. Weiss, AIME, Vol. 1, New York, USA, 1985.
10. Parekh B. K. and Miller Jan D., “*Advances in flotation technology*”, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME), Littleton, Colorado, USA, 1999.
11. Somasundaran P. and Sivakumar A., “*Advances in understanding flotation mechanisms*” *Minerals and Metallurgical Processing*, AIME Transactions, Part B Minerals & Metallurgical Processing, Volume 284, 1988.
12. Ramachandra Rao S., “*Surface chemistry of froth flotation*” 2^a Edition, Volume 1, Fundamentals, Plenum Publishers, New York, USA, 1982.
13. Wilson Adamson A. and Petry Gast A., “*Physical chemistry of surfaces*”, 6th Edition, John Wiley & Sons, Inc., New York, USA, 1997.
14. Mantilla César, Pedraza Julio y Laverde Dionisio, “*Utilización de estudios de Potencial Zeta en el desarrollo de un proceso alternativo de flotación de mineral feldespático*” Universidad Industrial de Santander, Dyna, Vol. 75, Nro. 154, Medellín, Colombia, Marzo de 2008.
15. Hunter R. J., “*Zeta potentia in colloid science*”. Principles and applications. By Robert J Hunter, Academic Press, London, England, 1981.



16. Vidyadhar A. and Hanumantha R., "*Mixed cationic/anionic collectors in the flotation separation of albite from greek stefania feldspar ore*", International Journal of Mineral Processing, 2000.
17. Haslam E., "*Plant polyphenols*". Chemistry and significance of condensed tannins, Ed. by Hemingway R.W. and Karchesy J.J., Plenum Press, Cambridge University Press, Cambridge, UK., 1989.
18. Salgado López J. M., "*Flotación y depresión selectiva de esfalerita en el sistema KEX-CuSO₄-ZnSO₄-NaCN-ZnS*", tesis Ingeniero Químico Metalúrgico, Facultad de Química, UNAM, 1999.



ANEXOS

6.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.

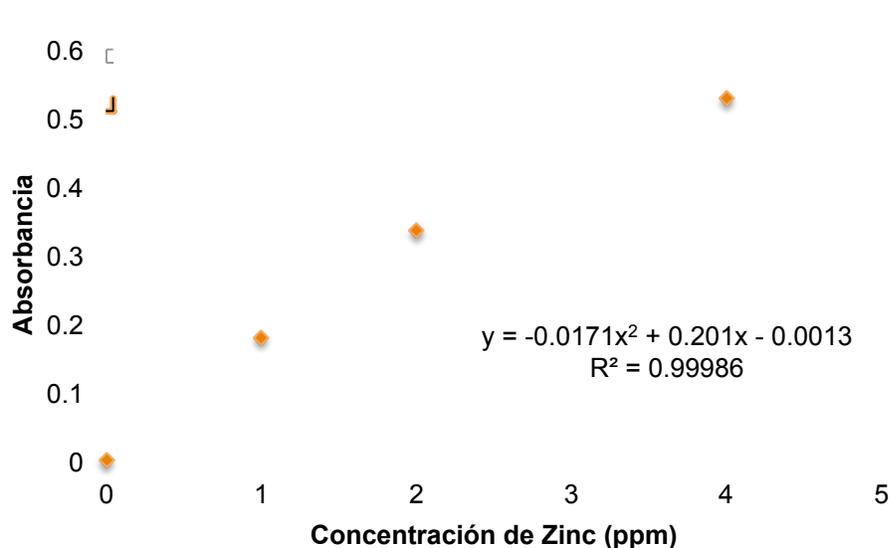


Figura 69. Curva de calibración para la determinación de zinc en los productos de flotación por espectroscopia de absorción atómica.

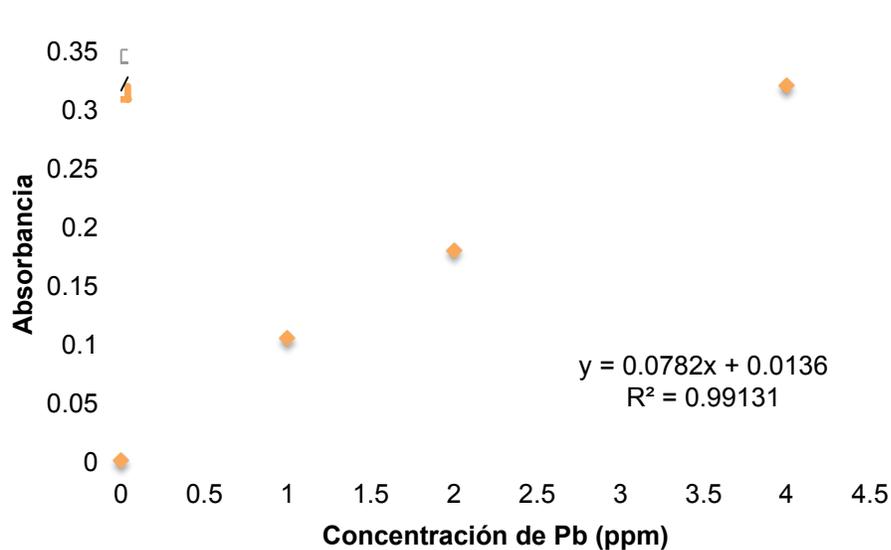


Figura 70. Curva de calibración para la determinación de plomo en los productos de flotación por espectroscopia de absorción atómica.



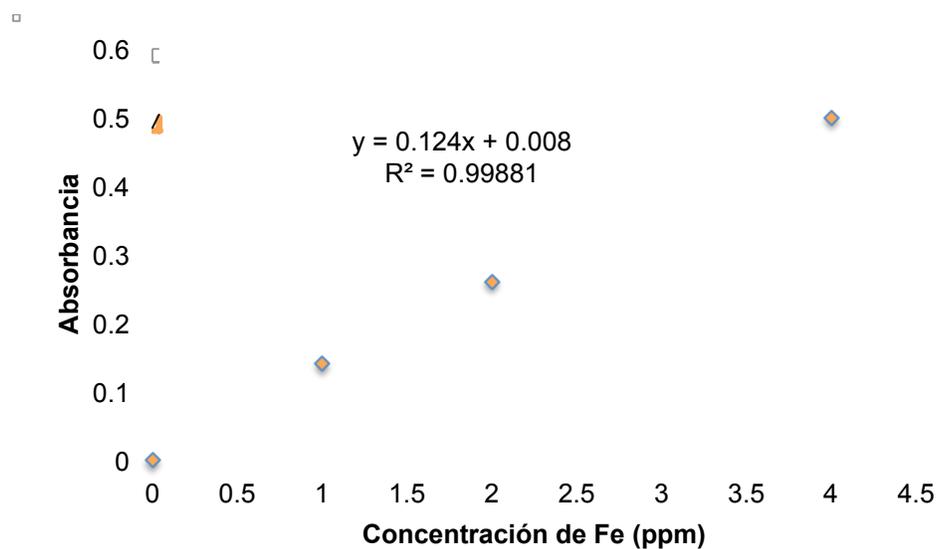


Figura 71. Curva de calibración para la determinación de hierro en los productos de flotación por espectroscopia de absorción atómica..

6.2 PRUEBAS DE POTENCIAL ZETA.

Tabla 15. Resultados de potencial zeta para el sistema galena pura

pH	Potencial zeta (mV)
6	-40
7	-24.7
8	-45.2
9	-49.7
10	-37.2
11	-32.5



Tabla 16. Resultados de potencial zeta para el sistema galena- xantato etílico de potasio $1.5 \cdot 10^{-4}$ M.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-94
7	-35.8
8	-94.2
9	-65.8
10	-72
11	-58.4

Tabla 17. Resultados de potencial zeta para el sistema galena-quebracho colorado 20 mg/L.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-59.1
7	-50.6
8	-113
9	-76.7
10	-69
11	-59.1

Tabla 18. Resultados de potencial zeta para el sistema galena-xantato etílico de potasio $1.5 \cdot 10^{-4}$ M-quebracho colorado 20 mg/L.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-58
7	-45.7
8	-84.7
9	-98.3
10	-87.7
11	-86.3



Tabla 19. Resultados de potencial zeta para el sistema esfalerita pura

pH	Potencial zeta (mV)
6	-56.6
7	-40.2
8	-44.1
9	-59.5
10	-81.9
11	-51.4

Tabla 20. Resultados de potencial zeta para el sistema esfalerita-xantato etílico de potasio $1.5 \cdot 10^{-4}$ M.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-74.6
7	-52.8
8	-80.5
9	-68.8
10	-55.4
11	-68.3

Tabla 21. Resultados de potencial zeta para el sistema esfalerita-quebracho colorado 20 mg/L.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-80.5
7	-101
8	-93.5
9	-79.9
10	-72.1
11	-80



Tabla 22. Resultados de potencial zeta para el sistema esfalerita-xantato etílico de potasio $1.5 \cdot 10^{-4}$ M-quebracho colorado 20 mg/L.

pH	Potencial zeta (mV)
6	-55.2
7	-73.7
8	-76.8
9	-73.3
10	-69.5
11	-50.2

6.3 PREPARACIÓN DE MINERAL

Tabla 23. Análisis granulométrico del mineral de Charcas SLP.

No. de Malla	Tamaño (μm)	Peso (g)	%Retenido	%Ac(+)	%Ac(-)
35	500	85.5	67.75	67.75	32.25
40	425	4.2	3.33	71.08	28.92
50	300	4	3.17	74.25	25.75
60	250	2.7	2.14	76.39	23.61
80	180	2.2	1.74	78.13	21.87
100	150	4.3	3.41	81.54	18.46
140	106	4.9	3.88	85.42	14.58
200	75	4.1	3.25	88.67	11.33
250	63	3.1	2.46	91.13	8.87
325	45	3.3	2.61	93.74	6.26
Pan	-45	7.9	6.26	100.00	0.00
	Total	126.2	100		



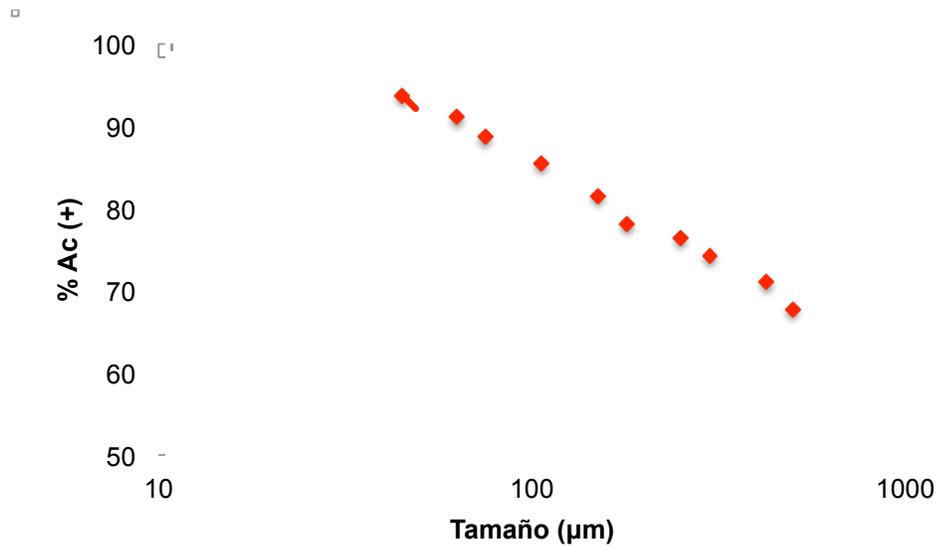


Figura 72. Análisis granulométrico del mineral de Charcas SLP.

Tabla 24. Porcentaje de liberación mineral de Charcas SLP.

Tamaño (mm)	%liberación
500	0
425	0
300	30
250	45
180	60
150	74
106	100
75	100
63	100
45	100

Cálculo para la carga de bolas del molino de laboratorio:

$$d_{\text{molino}} = 20.7 \text{ cm}$$

$$l_{\text{molino}} = 15.7 \text{ cm}$$

Carga de bolas:

$$Cb = 0.2044 \left(7.64 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \right) (0.00528 \text{ m}^3) = 0.0082 \text{ ton}$$



CAPÍTULO VI



6.4 PRUEBAS DE FLOTACIÓN SELECTIVA

A) EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN.

Tabla 25. Efecto de la concentración de xantato etílico de potasio (XEK 1×10^{-4} M y quebracho 15 mg/L)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	13.79	6.40	9.76	19.78	1.35	2.73	88.12	49.33
Estériles de Pb	201.57	93.60	0.09	1.39	0.18	2.80	11.88	50.67
Alimentación	215.36	100.00	0.71	2.57	1.53	5.53	100.00	100.00

Tabla 26. Efecto de la concentración de xantato etílico de potasio (XEK 1.5×10^{-4} M y quebracho 15 mg/L)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	19.39	9.08	11.01	16.65	2.13	3.23	90.16	54.48
Estériles de Pb	194.08	90.92	0.12	1.39	0.23	2.70	9.84	45.52
Alimentación	213.47	100.00	1.11	2.78	2.37	5.93	100.00	100.00

Tabla 27. Efecto de la concentración de xantato etílico de potasio (XEK 1×10^{-3} M y quebracho 15 mg/L)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	15.51	7.16	9.32	19.61	1.45	3.04	87.79	52.48
Estériles de Pb	201.03	92.84	0.10	1.37	0.20	2.75	12.21	47.52
Alimentación	216.54	100.00	0.76	2.68	1.65	5.80	100.00	100.00

Tabla 28. Efecto de la concentración de xantato etílico de potasio (XEK 1.5×10^{-4} M y quebracho 15 mg/L)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	15.67	7.25	8.93	17.61	1.40	2.76	84.30	49.57
Estériles de Pb	200.49	92.75	0.13	1.40	0.26	2.81	15.70	50.43
Alimentación	216.16	100.00	0.77	2.58	1.66	5.57	100.00	100.00

Tabla 29. Efecto de la concentración de quebracho colorado (quebracho 5 mg/L y XEK 1.5×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	17.95	8.30	8.16	19.78	1.46	3.55	90.23	56.65
Estériles de Pb	198.33	91.70	0.08	1.37	0.16	2.72	9.77	43.35
Alimentación	216.28	100.00	0.75	2.90	1.62	6.27	100.00	100.00

Tabla 30. Efecto de la concentración de quebracho colorado (quebracho 10 mg/L y XEK 1.5×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	13.29	6.15	11.39	19.57	1.51	2.60	86.16	47.83
Estériles de Pb	202.66	93.85	0.12	1.40	0.24	2.84	13.84	52.17
Alimentación	215.95	100.00	0.81	2.52	1.76	5.44	100.00	100.00

Tabla 31. Efecto de la concentración de quebracho colorado (quebracho 15 mg/L y XEK 1.5×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	19.39	8.95	8.93	17.61	1.73	3.41	87.28	55.69
Estériles de Pb	194.08	89.63	0.13	1.40	0.25	2.72	12.72	44.31
Alimentación	213.47	98.58	0.93	2.87	1.98	6.13	100.00	100.00

Tabla 32. Efecto de la concentración de quebracho colorado (quebracho 20 mg/L y XEK 1.5×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	10.62	4.90	13.18	14.88	1.40	1.58	74.72	35.40
Estériles de Pb	205.94	95.10	0.23	1.40	0.47	2.88	25.28	64.60
Alimentación	216.56	100.00	0.87	2.06	1.87	4.46	100.00	100.00



Tabla 33. Efecto de la concentración de sulfato de cobre (CuSO_4 1×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	13.30	7.51	0.41	19.69	0.05	2.62	45.44	88.40
Estériles de Zn	163.70	92.49	0.04	0.21	0.07	0.34	54.56	11.60
Estériles de Pb	177.00	100.00	0.07	1.67	0.12	2.96	100.00	100.00

Tabla 34. Efecto de la concentración de sulfato de cobre (CuSO_4 1.5×10^{-4} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	18.10	9.48	0.37	19.79	0.07	3.58	39.23	90.80
Estériles de Zn	172.90	90.52	0.06	0.21	0.10	0.36	60.77	9.20
Estériles de Pb	191.00	100.00	0.09	2.07	0.17	3.95	100.00	100.00

Tabla 35. Efecto de la concentración de sulfato de cobre (CuSO_4 1×10^{-3} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	15.20	7.02	0.30	20.65	0.05	3.14	30.56	90.09
Estériles de Zn	172.70	79.75	0.06	0.20	0.10	0.35	69.44	9.91
Estériles de Pb	187.90	86.77	0.08	1.85	0.15	3.48	100.00	100.00

Tabla 36. Efecto de la concentración de sulfato de cobre (CuSO_4 1.5×10^{-3} M)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	13.10	6.94	0.39	22.00	0.05	2.88	29.36	88.66
Estériles de Zn	175.60	93.06	0.07	0.21	0.12	0.37	70.64	11.34
Estériles de Pb	188.70	100.00	0.09	1.72	0.17	3.25	100.00	100.00



B) EFECTO DE LA VELOCIDAD DE AGITACIÓN

Tabla 37. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de plomo (1200 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	13.20	6.12	10.80	18.74	1.43	2.47	81.49	47.33
Estériles de Pb	202.40	93.88	0.16	1.36	0.32	2.75	18.51	52.67
Alimentación	215.60	100.00	0.81	2.42	1.75	5.23	100.00	100.00

Tabla 38. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de plomo (1300 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	20.62	9.52	10.18	14.88	2.10	3.07	82.33	52.80
Estériles de Pb	195.94	90.48	0.23	1.40	0.45	2.74	17.67	47.20
Alimentación	216.56	100.00	1.18	2.68	2.55	5.81	100.00	100.00

Tabla 39. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de plomo (1400 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	26.20	12.10	7.10	15.61	1.86	4.09	92.46	61.33
Estériles de Pb	189.60	87.56	0.08	1.36	0.15	2.58	7.54	38.67
Alimentación	215.80	99.66	0.93	3.09	2.01	6.67	100.00	100.00

Tabla 40. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de plomo (1500 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	31.50	14.66	6.30	12.89	1.98	4.06	93.12	62.30
Estériles de Pb	183.40	85.34	0.08	1.34	0.15	2.46	6.88	37.70
Alimentación	214.90	100.00	0.99	3.03	2.13	6.52	100.00	100.00



Tabla 41. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de zinc (1200 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	10.60	5.58	0.44	19.67	0.05	2.09	24.55	83.49
Estériles de Zn	179.20	94.42	0.08	0.23	0.14	0.41	75.45	16.51
Estériles de Pb	189.80	100.00	0.10	1.32	0.19	2.50	100.00	100.00

Tabla 42. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de zinc (1300 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	19.30	9.98	0.51	15.73	0.10	3.04	48.51	86.16
Estériles de Zn	174.10	90.02	0.06	0.28	0.10	0.49	51.49	13.84
Estériles de Pb	193.40	100.00	0.10	1.82	0.20	3.52	100.00	100.00

Tabla 43. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de zinc (1400 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	21.30	9.84	0.50	12.87	0.11	2.74	60.79	88.87
Estériles de Zn	171.70	79.29	0.04	0.20	0.07	0.34	39.21	11.13
Estériles de Pb	193.00	89.13	0.09	1.60	0.18	3.08	100.00	100.00

Tabla 44. Efecto de la velocidad de agitación en la celda primaria de zinc (1500 rpm)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Zn	22.40	11.58	0.44	12.88	0.10	2.89	25.31	90.84
Estériles de Zn	171.10	88.42	0.17	0.17	0.29	0.29	74.69	9.16
Estériles de Pb	193.50	100.00	0.20	1.64	0.39	3.18	100.00	100.00



C) DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ÓPTIMO DE FLOTACIÓN

Tabla 45. Cinética de flotación en plomo en la celda primaria de Pb

Corriente	Tiempo(seg)	peso(g)	%ley Pb	CM Pb	%Rec	%Rec Ac
CPb1	15	3.8	8.84	0.336	26.74	26.74
CPb2	30	3.5	6.16	0.216	17.18	43.92
CPb3	45	2.9	5.43	0.157	12.54	56.46
CPb4	60	2.8	3.87	0.108	8.63	65.09
CPb5	90	3.3	3.68	0.121	9.67	74.76
CPb6	120	2.5	2.79	0.070	5.56	80.32
CPb7	150	1.8	1.69	0.030	2.43	82.74
CPb8	180	1.1	1.50	0.017	1.31	84.06
CPb9	210	1.2	0.89	0.011	0.86	84.91
CPb10	240	0.6	0.40	0.002	0.19	85.10
CPb11	270	0.7	0.40	0.003	0.22	85.32
CPb12	300	0.9	0.30	0.003	0.21	85.54
Colas	300	181.6	0.10	0.182	14.46	14.46



Tabla 46. Cinética de flotación en zinc en la celda primaria de Zn

Corriente	Tiempo(seg)	peso(g)	%ley Zn	CM Zn	%Rec	%Rec Ac
CZn1	15	7.6	5.07	0.39	32.44	32.44
CZn2	30	4.3	5.07	0.22	18.35	50.78
CZn3	45	2.5	4.06	0.10	8.54	59.32
CZn4	60	1.1	3.01	0.03	2.79	62.11
CZn5	90	2.2	3.00	0.07	5.56	67.67
CZn6	120	1.2	2.85	0.03	2.88	70.55
CZn7	150	0.5	1.90	0.01	0.80	71.35
CZn8	180	0.3	1.81	0.01	0.46	71.80
CZn9	210	0.4	1.75	0.01	0.59	72.39
CZn10	240	0.2	1.71	0.00	0.29	72.68
CZn11	270	0.3	1.80	0.01	0.45	73.14
CZn12	300	0.1	1.62	0.00	0.14	73.27
Colas	300	158.7	0.20	0.32	26.73	26.73



D)EFECTO DEL pH

Tabla 47. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 6; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.2	5.30	14.59	35.97	1.63	4.03	82.60	62.39
Estériles de Pb	200.1	94.70	0.17	1.21	0.34	2.43	17.40	37.61
Concentrado de Zn	20.3	10.14	0.81	7.71	0.16	1.57	47.77	64.46
Estéril de Zn	179.8	89.86	0.10	0.48	0.18	0.86	52.23	35.54
Alimentación	211.3	100.00	0.94	3.06	1.98	6.46	100.00	100.00

Tabla 48. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 6; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	15.5	7.27	13.63	34.04	2.11	5.28	89.11	71.32
Estériles de Pb	197.7	92.73	0.13	1.07	0.26	2.12	10.89	28.68
Concentrado de Zn	15.5	7.84	0.49	8.75	0.08	1.36	29.42	63.93
Estéril de Zn	182.2	92.16	0.10	0.42	0.18	0.77	70.58	36.07
Alimentación	213.2	100.00	1.11	3.47	2.37	7.40	100.00	100.00

Tabla 49. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 6; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	10.9	5.06	14.12	35.11	1.54	3.83	83.06	57.96
Estériles de Pb	204.6	94.94	0.15	1.36	0.31	2.78	16.94	42.04
Concentrado de Zn	19.0	9.29	0.48	8.36	0.09	1.59	29.05	57.21
Estéril de Zn	185.6	90.71	0.12	0.64	0.22	1.19	70.95	42.79
Alimentación	215.5	100.00	0.86	3.06	1.85	6.60	100.00	100.00



Tabla 50. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 7; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.4	5.25	14.45	35.64	1.65	4.06	82.53	52.66
Estériles de Pb	205.7	94.75	0.17	1.78	0.35	3.65	17.47	47.34
Concentrado de Zn	26.5	12.88	0.64	10.67	0.17	2.83	48.62	77.43
Estéril de Zn	179.2	87.12	0.10	0.46	0.18	0.82	51.38	22.57
Alimentación	217.1	100.00	0.92	3.55	2.00	7.71	100.00	100.00

Tabla 51. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 7; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.1	5.11	14.94	12.29	1.66	1.36	82.52	27.79
Estériles de Pb	206.0	94.89	0.17	1.72	0.35	3.55	17.48	72.21
Concentrado de Zn	23.8	11.55	0.71	10.38	0.17	2.47	48.12	69.68
Estéril de Zn	182.2	88.45	0.10	0.59	0.18	1.07	51.88	30.32
Alimentación	217.1	100.00	0.93	2.26	2.01	4.91	100.00	100.00

Tabla 52. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 7; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.0	5.03	14.70	36.07	1.62	3.97	82.33	50.44
Estériles de Pb	207.5	94.97	0.17	1.88	0.35	3.90	17.67	49.56
Concentrado de Zn	27.9	13.45	0.60	11.98	0.17	3.34	48.24	85.72
Estéril de Zn	179.6	86.55	0.10	0.31	0.18	0.56	51.76	14.28
Alimentación	218.5	100.00	0.90	3.60	1.96	7.87	100.00	100.00



Tabla 53. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 8; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	10.1	4.73	13.71	21.66	1.38	2.19	76.83	43.03
Estériles de Pb	203.5	95.27	0.21	1.42	0.42	2.90	23.17	56.97
Concentrado de Zn	22.8	11.20	0.96	9.93	0.22	2.26	52.41	78.16
Estéril de Zn	180.7	88.80	0.11	0.35	0.20	0.63	47.59	21.84
Alimentación	213.6	100.00	0.84	2.38	1.80	5.08	100.00	100.00

Tabla 54. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 8; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.0	5.10	15.79	27.25	1.74	3.00	83.65	45.66
Estériles de Pb	204.6	94.90	0.17	1.74	0.34	3.57	16.35	54.34
Concentrado de Zn	24.1	11.78	0.51	10.68	0.12	2.57	36.20	72.17
Estéril de Zn	180.5	88.22	0.12	0.55	0.22	0.99	63.80	27.83
Alimentación	215.6	100.00	0.96	3.04	2.08	6.56	100.00	100.00

Tabla 55. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 8; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.9	5.56	14.27	22.86	1.70	2.72	84.33	40.63
Estériles de Pb	202.3	94.44	0.16	1.96	0.32	3.97	15.67	59.37
Concentrado de Zn	23.1	11.42	0.59	13.25	0.14	3.06	43.20	77.01
Estéril de Zn	179.2	88.58	0.10	0.51	0.18	0.91	56.80	22.99
Alimentación	214.2	100.00	0.94	3.13	2.01	6.70	100.00	100.00



Tabla 56. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 9; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	6.5	3.10	19.63	22.21	1.28	1.44	80.48	29.69
Estériles de Pb	202.9	96.90	0.15	1.68	0.31	3.42	19.52	70.31
Concentrado de Zn	23.7	11.68	0.55	10.34	0.13	2.45	42.11	71.69
Estéril de Zn	179.2	88.32	0.10	0.54	0.18	0.97	57.89	28.31
Alimentación	209.4	100.00	0.76	2.32	1.59	4.86	100.00	100.00

Tabla 57. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 9; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	6.1	2.86	19.31	19.91	1.18	1.21	70.84	20.76
Estériles de Pb	207.5	97.14	0.23	2.23	0.48	4.64	29.16	79.24
Concentrado de Zn	28.5	13.73	1.01	9.67	0.29	2.76	59.38	59.45
Estéril de Zn	179.0	86.27	0.11	1.05	0.20	1.88	40.62	40.55
Alimentación	213.6	100.00	0.78	2.74	1.66	5.85	100.00	100.00

Tabla 58. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 9; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	6.3	2.97	20.72	25.73	1.31	1.62	76.08	24.62
Estériles de Pb	205.8	97.03	0.20	2.41	0.41	4.96	23.92	75.38
Concentrado de Zn	26.3	12.78	0.81	12.32	0.21	3.24	51.90	65.28
Estéril de Zn	179.5	87.22	0.11	0.96	0.20	1.72	48.10	34.72
Alimentación	212.1	100.00	0.81	3.10	1.72	6.58	100.00	100.00



Tabla 59. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 10; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	8.6	4.05	19.13	10.12	1.65	0.87	81.60	19.33
Estériles de Pb	203.7	95.95	0.18	1.78	0.37	3.63	18.40	80.67
Concentrado de Zn	26.7	13.11	0.66	10.69	0.18	2.85	47.51	78.56
Estéril de Zn	177.0	86.89	0.11	0.44	0.19	0.78	52.49	21.44
Alimentación	212.3	100.00	0.95	2.12	2.02	4.50	100.00	100.00

Tabla 60. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 10; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	7.2	3.37	20.63	13.09	1.49	0.94	79.50	16.71
Estériles de Pb	206.7	96.63	0.19	2.27	0.38	4.70	20.50	83.29
Concentrado de Zn	30.0	14.51	0.57	11.60	0.17	3.48	44.64	74.05
Estéril de Zn	176.7	85.49	0.12	0.69	0.21	1.22	55.36	25.95
Alimentación	213.9	100.00	0.87	2.64	1.87	5.64	100.00	100.00

Tabla 61. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 10; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	6.6	3.13	22.71	22.06	1.50	1.46	81.42	22.22
Estériles de Pb	204.2	96.87	0.17	2.50	0.34	5.10	18.58	77.78
Concentrado de Zn	30.9	15.13	0.49	11.61	0.15	3.59	44.27	70.41
Estéril de Zn	173.3	84.87	0.11	0.87	0.19	1.51	55.73	29.59
Alimentación	210.8	100.00	0.87	3.11	1.84	6.55	100.00	100.00



Tabla 62. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 11; Primaria de Zn, pH 9)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	11.5	5.46	17.22	9.88	1.98	1.14	84.77	26.43
Estériles de Pb	202.7	96.25	0.18	1.56	0.36	3.16	15.23	73.57
Concentrado de Zn	23.7	11.69	0.67	10.10	0.16	2.39	44.64	75.67
Estéril de Zn	179.0	88.31	0.11	0.43	0.20	0.77	55.36	24.33
Alimentación	214.2	101.71	1.09	2.01	2.34	4.30	100.00	100.00

Tabla 63. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 11; Primaria de Zn, pH 10)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	10.6	5.03	17.69	10.34	1.88	1.10	83.71	18.85
Estériles de Pb	201.7	95.77	0.18	2.34	0.36	4.72	16.29	81.15
Concentrado de Zn	26.7	13.24	0.58	13.09	0.15	3.50	42.44	74.05
Estéril de Zn	175.0	86.76	0.12	0.70	0.21	1.23	57.56	25.95
Alimentación	212.3	100.81	1.06	2.74	2.24	5.82	100.00	100.00

Tabla 64. Flotación selectiva Pb-Zn (Primaria de Pb, pH 11; Primaria de Zn, pH 11)

Corriente	Peso(g)	% Peso	% ley Pb	% ley Zn	CM Pb	CM Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
Concentrado de Pb	8.1	3.85	18.72	19.92	1.52	1.61	77.56	28.30
Estériles de Pb	202.5	96.15	0.22	2.02	0.44	4.09	22.44	71.70
Concentrado de Zn	32.6	16.10	0.72	9.88	0.23	3.22	53.52	78.80
Estéril de Zn	169.9	83.90	0.12	0.51	0.20	0.87	46.48	21.20
Alimentación	210.6	100.00	0.93	2.71	1.95	5.70	100.00	100.00

