



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO**

FACULTAD DE QUÍMICA

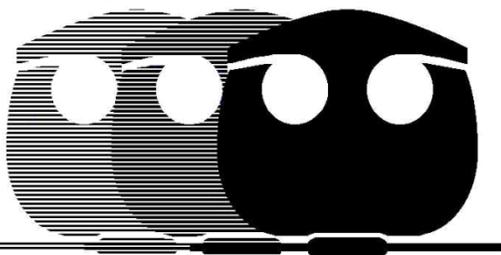
Estudios de Voltametría Cíclica aplicados al
sistema Calcopirita- XEK bajo condiciones de
flotación.

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO

P R E S E N T A

ENRIQUE QUETZALCÓATL MARCIAL BAZALDUA



CIUDAD UNIVERSITARIA, CD.MX., 2022



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



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:** Profesor: Antonio Huerta Cerdán
Vocal: Profesor: Juan Manuel De La Rosa Canales
Secretario: Profesor: Andrés Vela Avitúa
1er. Suplente: Profesor: Leopoldo Arzate Ortega
2do. Suplente: Profesor: Agustín Ruiz Ramírez

SITIO DONDE SE DESARROLLÓ EL TEMA:

Laboratorio 212 del Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Edificio D Facultad de Química, UNAM, Campus Ciudad Universitaria.

Asesor del tema: _____
M. en .M Juan Manuel De La Rosa Canales

Sustentante: _____
Enrique Quetzalcóatl Marcial Bazaldua

Dedicatoria

Índice:	
Resumen	6
Introducción	7
Hipótesis	8
Objetivos	9
Capítulo 1: Marco Teórico	10
1.1 Cobre	10
1.11 Propiedades físicas	10
1.2 Flotación.....	11
1.21 Mecanismo de flotación	13
1.22 Tipos de flotación	14
1.23 Reactivos de flotación.....	14
1.24 Reactivos colectores:	14
1.25 Xantato Etílico de Potasio (XEK).....	15
1.26 Reactivos Depresores	16
1.27 Reactivos Activadores.....	17
1.28 Reactivos Modificadores del pH	17
1.29 Reactivos Espumantes	17
1.3 Voltametría cíclica (CV)	18
1.31 Reacciones químicas acopladas y mecanismos de reacción en Voltametría cíclica	19
Capítulo 2: Procedimiento Experimental	21
2.1 Etapa 1. Caracterización de la materia prima.....	21
2.2 Etapa 2. Construcción del electrodo de trabajo	31
2.3 Pruebas de voltametría cíclica.....	32
2.4 Pruebas de flotación selectiva.....	34
Capítulo 3: Resultados y Análisis de Resultados	37
3.1 Caracterización de la materia prima.....	37
3.11 Menagrafía.....	37
3.12 Determinación del Wi.....	38
3.13 Determinación del tamaño de liberación partícula.....	42
3.14 Determinación del tiempo óptimo de molienda.....	42

3.15 Difracción de Rayos X.....	45
3.16 Análisis Químico (Espectroscopia de Absorción Atómico).	46
3.2 Construcción de un electrodo.	47
3.3 Pruebas de voltametría cíclica.....	48
3.4 Balances de Flotación selectiva	59
Capítulo 4: Conclusiones	63
Bibliografía y Mesografía:	64
Anexo 1	66

Resumen

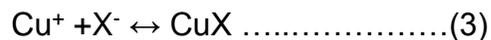
La flotación es el proceso más utilizado a nivel industrial para el beneficio de los minerales, debido a las ventajas que presenta, entre algunas de ellas es la obtención de una concentración selectiva en menas complejas que pueden tenerse a través de ese proceso. En trabajos previos se han identificado condiciones de operación que manifiestan la factibilidad para flotar y/o deprimir menas complejas de Cu-Pb-Zn. Por tal motivo es importante realizar caracterizaciones electroquímicas con técnicas como la voltametría cíclica que permitan conocer las interacciones de reactivos colectores y depresores los cuales son aplicados al proceso de flotación de la Calcopirita, dicha técnica permite la caracterización adecuada para conocer el comportamiento adsorptivo de los reactivos de la flotación.

El objetivo de esta tesis es estudiar la interacción entre el mineral – colector, teniendo como base la hipótesis que el proceso de flotación es de naturaleza electroquímica, por lo que se realizaron pruebas de oxidación, usando un colector (Xantato etílico de potasio) sobre el mineral de Calcopirita.

Los sistemas de trabajo son los siguientes:

- 1) Calcopirita – Solución reguladora.
- 2) Calcopirita – Xantato etílico de potasio (XEK)

Por lo que se presentan los siguientes resultados obtenidos:



Introducción

La producción mundial de cobre tendrá una ligera disminución (0.1%) con respecto al año anterior, se espera que para los siguientes 3 años la producción de mina aumente a un gran ritmo. En el año 2020 se limitará a aumentos de 1%, mientras que para el 2021 el crecimiento será del 4.5%, llegando hasta un 5% entre 2021 y 2022, debido a la conclusión de diversos proyectos que actualmente están en construcción. [1]

La producción minera nacional de cobre fue de 768 mil 542 toneladas, aumentando 2.3%. Grupo México mantuvo su posición como el mayor productor de cobre en el país, con una participación del 75%. El mayor estado productor de cobre en México es Sonora con el 83% de la producción total. [1]

El proceso de flotación es el principal proceso de concentración de minerales que se utilizan en México y el mundo debido a su alta efectividad para separar minerales valiosos de los estériles o gangas. En especial se utiliza para separar minerales de tipo complejo como son los minerales sulfurados Pb-Zn y Cu-Zn.

Esto es posible mediante una flotación selectiva, esta se realiza por etapas, haciendo uso de reactivos colectores, depresores, controladores de pH, entre otros. Por ello es de suma importancia conocer la interacción presente entre los reactivos.

Por lo cual se han desarrollado estudios para controlar el proceso, esto se hace analizando las interacciones presentes entre el mineral y los reactivos adicionados, con esto se tratará de predecir los mecanismos de reacción que se llevan a cabo durante el proceso de flotación.

La técnica electroquímica utilizada en este trabajo es la voltametría cíclica, dado que es una técnica que permite conocer las especies que intervienen en las reacciones que se llevan a cabo en el sistema de la flotación y depresión de minerales, esto se logró al hacer interactuar la Calcopirita con los reactivos utilizados ya sea para flotar o deprimir, a la cual se le aplicaron condiciones, las que cuales se envían a un potencióstato y este aplico un barrido de potencial, con lo que se obtuvieron datos, para los voltamogramas.

Estos se analizaron para encontrar las especies que interaccionan en el proceso de flotación.

Hipótesis

A partir de estudios electroquímicos usando la técnica de Voltametría Cíclica, se propondrán los equilibrios responsables en la adsorción del colector Xantato Etilico de Potasio sobre el mineral de calcopirita.

Objetivos

- a) Determinar a partir de estudios electroquímicos de Voltametría Cíclica las especies responsables de la flotación de Calcopirita
- b) Estudiar la adsorción del Xantato Etílico de Potasio sobre la Calcopirita en condiciones cercanas a las de flotación.
- c) Se propondrán los equilibrios responsables en la adsorción del colector Xantato Etílico de Potasio sobre el mineral de Calcopirita.

Capítulo 1: Marco Teórico

1.1 Cobre

La Calcopirita es un mineral común y se encuentra en casi todos los depósitos de sulfuro. Como mineral de cobre, el rendimiento de Calcopirita es bastante bajo, menor al 25%, en comparación con otros minerales de cobre. Esto lo convierten en la principal fuente de cobre. [2] . En la Figura 1. Calcopirita de alta pureza, se aprecia una muestra de mano.



Figura 1. Calcopirita de alta pureza, adquirida para la construcción del electrodo.

1.11 Propiedades físicas

La Calcopirita es un sulfuro de cobre de color amarillo dorado, su nombre deriva de la palabra griega que significa “cobre” y “hierro”. A continuación, se describen algunas de sus propiedades en la Tabla 1.

Tabla 1: Propiedades físicas de la Calcopirita [3, 4]:

Calcopirita	Datos Generales
Formula química	$CuFeS_2$
Clase	Sulfuros III
Color	Latón amarillo a amarillo dorado; a veces de marrón oscuro a negro.
Densidad	4.1 – 4.3
Dureza	3.5 – 4
Brillo	Metálico
Resistividad media	0.03

1.2 Flotación.

La flotación es el proceso más importante de concentración de minerales en el cual se separan las partículas valiosas de su ganga, mediante un proceso fisicoquímico, en este se modifica la tensión superficial para lograr que burbujas de aire transporten a la partícula a una espuma.

Algunas ventajas son:

- Flexibilidad en el uso de reactivos para concentrar selectivamente, con lo que obtienen concentrados con alta ley y recuperación.
- Adaptarse fácilmente al tratamiento en gran escala.
- Integrarse con técnicas modernas de molienda y clasificación. [5]

El mecanismo de la flotación pretende que las partículas del mineral sean transportadas con las burbujas de aire, de esta manera las partículas son llevadas a la superficie de la pulpa mineral, donde pueden ser removidas. Este proceso presenta las siguientes etapas:

- 1) La reducción de tamaños de partícula, hasta alcanzar el tamaño de liberación en etapas de trituración y molienda.
- 2) Tener una pulpa mineral entre el 25 y 45% de sólidos en peso.
- 3) La adición de reactivos colectores y/o depresores según sea el caso. Estos reactivos cubren la superficie del mineral haciéndolo hidrofóbica e hidrofílico respectivamente.
- 4) La adición de reactivos específicos que modifican el pH, permite tener una espuma estable y activar la superficie de determinadas partículas.
- 5) La pulpa es acondicionada en una celda, posteriormente entra en contacto con aire introducido por agitación o por la adición directa de este a baja presión.
- 6) El mineral aerofílico, como parte de la espuma, sube a la superficie de donde es extraído. La pulpa empobrecida, pasa a través de una serie de tanques y celdas, con el objetivo de proveer tiempo y oportunidad a las partículas de mineral para contactar burbujas de aire y pueden ser recuperadas en la espuma.

La flotación por tanto es un proceso por el cual se separan partículas valiosas de su mineral de gaga para obtener un concentrado con altas leyes y recuperaciones.

Para que la flotación de minerales sea efectiva, se requiere de los siguientes aspectos:

- Reactivos químicos:
 - Colectores
 - Depresores
 - Activadores
 - Modificadores de pH
 - Espumantes

- Componentes del equipo:
 - Tipos y diseño de la celda
 - Sistema de agitación y flujo de aire
 - Circuitos de concentración

- Componentes de la operación:
 - Velocidad de alimentación
 - Mineralogía (tamaño de partículas)
 - Densidad de pulpa
 - Temperatura. [6]

En la flotación intervienen los siguientes elementos, que se observan en la Figura 2:

- 1) Pulpa
- 2) Reactivos
- 3) Aire
- 4) Agitación. [7]

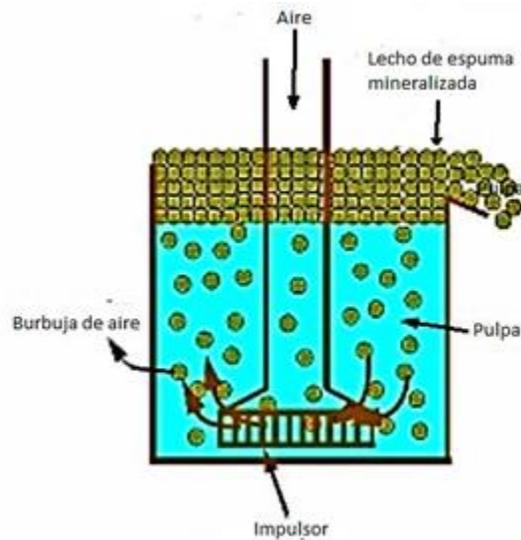


Figura 2.Celda de flotación. [7].

1.21 Mecanismo de flotación

El proceso de flotación se basa en las propiedades que puede adquirir una partícula mineral de comportarse como hidrofílicas o hidrofóbicas. En este sentido el mineral valioso con la ayuda de un reactivo colector adquiere propiedades que son afín al aire y por ende son transportado a la superficie por las burbujas de aire, mientras que los minerales que no son afín al agua se quedan la pulpa mineral.

A partir de este principio, podemos dividir la interacción con los reactivos colectores o depresores como:

Minerales Hidrofílicos

Son aquellos minerales que son mojables por el agua, entre ellos se encuentran: silicatos, carbonatos, óxidos, sulfatos, y otros, que representan los minerales estériles o de ganga. Los minerales que se mojan se encuentran en suspensión en la flotación y se precipitan al final de esta formando el mineral estéril.

Minerales Hidrofóbicos

Son aquellos minerales que no son mojables por el agua, dentro de ellos se encuentran: los metales nativos, sulfuros metálicos o especies como el Grafito, carbón, talco y otros, dichos

minerales no se mojen y podrán ser transportados por las burbujas de aire y ascender hasta llegar a la espuma.

Por tal motivo y con el uso de reactivos colectores y/o depresores se pueden tener varios tipos de flotaciones que a continuación se describen:

1.22 Tipos de flotación

Flotación Directa: Cuando con ayuda de colectores, se flota al mineral valioso y deprimiendo al mineral de ganga.

Flotación Inversa: Cuando se tiene una alta concentración de mineral valiosa, por lo cual se prefiere flotar a la ganga y deprimir al mineral valioso.

Flotación Bulk: En el cual se obtiene un concentrado de todos los minerales valiosos contenidos en la mena y un mineral estéril sin valor.

Flotación Selectiva: Esta utiliza tanto reactivos colectores y depresores, los cuales se utilizan selectivamente para flotar o deprimir un mineral específico [5].

Por tanto, para poder realizar algún tipo de flotación es necesario agregar los siguientes reactivos:

1.23 Reactivos de flotación.

- Colectores: torna la superficie de mineral hidrofóbica.
- Depresores: torna la superficie de mineral hidrofílica.
- Activadores: facilita la sujeción de colectores sobre la superficie mineral.
- Modificadores de pH: controla la concentración iónica de la pulpa y sus reacciones a través de la acidez o basicidad de la solución.
- Espumantes: permiten la formación de una espuma estable.

1.24 Reactivos colectores:

Son reactivos del tipo orgánicos de composiciones diversas. Su función es crear, condiciones favorables a la partícula mineral para su adherencia a las burbujas de aire, aumentando el ángulo de contacto con las burbujas.

Los colectores se dividen en dos grupos:

- Ionizables - ionogénos: Se disocian en iones
- No ionizables - no ionógenos: Actúan de forma molecular

Además, dependiendo si su parte activa es aniónica o catiónica, los ionogénos se dividen en:

- Aniónicos en función de su estructura química se dividen en:
Tipo oxidrilo: ácidos grasos, jabones, alquilsulfatos
Tipo sulfhidrilo: xantatos, ditiofosfatos, otros.
- Los catiónicos están representados por las aminas y los derivados amínicos.

Los no ionógenos son hidrocarburos y aceites hidrocarbonados. [8]

Por su importancia en esta tesis hablaremos del colector Xantato etílico de potasio (XEK)

1.25 Xantato Etílico de Potasio (XEK)

Es usado en la flotación de minerales sulfurados y metálicos. Sus componentes son: El bisulfuro de carbono, la sosa o potasa cáustica y alcohol, son colectores en el circuito de flotación para los minerales metálicos y polimetálicos, son solubles en agua, se alimentan para tener una pulpa del 5 al 20% de sólidos en peso y se descomponen en circuitos muy ácidos, pero es un reactivo selectivo por su cadena carbonada, que se emplea en menas complejas de Ag/Pb, Pb/Zn, Cu/Pb y Zn. [9].

La parte no polar de la molécula es un radical hidrocarburo, el cual difícilmente reacciona con los dipolos del agua, por ello tiene propiedades fuertes para repeler el agua, proporciona las propiedades hidrofóbicas al mineral, al estar este extremo funcional orientado al agua. La parte polar o iónica es la que puede adsorberse selectivamente en la superficie del mineral ya sea por reacción química con iones de la superficie del mineral (quimisorción) o por atracción electrostática a la superficie mineral (adsorción física). [10]. cómo se observa en la Figura 3.

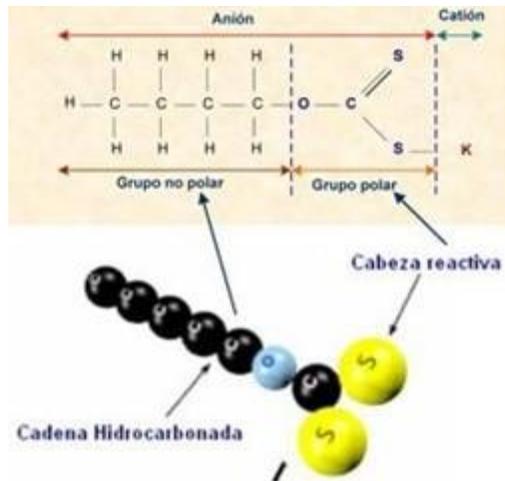


Figura 3. Molécula dipolar de un xantato, la cadena carbonatada presenta un carácter apolar mientras que en el Cation se concentra la parte polar con carga positiva. [9]

1.26 Reactivos Depresores

Son reactivos químicos que se usan para disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo que la superficie de la partícula sea afín al agua, esto permite que el mineral se deposité en el fondo de la pulpa. [5]

Existen 5 modos en que pueden actuar los depresores:

- Uso de mayor solución de colector anteriormente pegado a la superficie mineral.
- Sustitución de iones de colector por iones de depresor.
- Formación de enlaces hidrofílicos por reactivos-depresantes, que forman un enlace hidrofílicos con iones de metal y son pocos solubles en agua.
- Vinculación de partículas hidrofílicas relativamente grandes de enlaces, formados por reactivos depresantes en resolución, sobre partes de superficie desocupados por colector, bloqueando moléculas de colector y sustituyendo la flotación.
- Transformación de propiedades de reactivos-colectores que están en la fase líquida de pulpa, que empeora su fijación sobre superficie de minerales

Son ejemplos de reactivos depresores:

NaHS, Na₂S₂O₅, Na₂S, NaCN, ZnSO₄, CuSO₄, H₂SO₄, Ca(OH)₂, Na₂CO₃, carboximetilcelulosa, etc.

1.27 Reactivos Activadores

Son reactivos que interactúan entre el mineral y los colectores en el proceso de flotación, mejorando la capacidad de esta interacción ya que hay minerales secundarios que no son afines a estos, lo que aumenta la obtención de concentrados, algunos ejemplos de estos activadores son: Na_2S , NaSH , nitrato de plomo y metabisulfito de sodio.

1.28 Reactivos Modificadores del pH

Son reactivos que favorecen la selectividad del mineral en el proceso de flotación, ya que estos mejoran la formación de espumas aumentando la cantidad y calidad de estas. Esto se refleja en la obtención de mejores concentrados. Usualmente en los circuitos de flotación se utilizan: cal, hidróxido de sodio, carbonato de sodio y ácido sulfúrico.

1.29 Reactivos Espumantes

Estos reactivos suelen ser sustancias tensoactivas que llevan pequeñas cantidades de algunos compuestos orgánicos, como por ejemplo alcoholes, aminas, nitrilos, cetonas y aldehídos, detergente, aceite de pino, T-100, Custofroth 104,106y 314 base alcohol, a los cuales se les inyectan aire y esto forma burbujas de aire, que ascenderá a la superficie del líquido donde después serán recolectadas. Los factores más importantes que brindan estos reactivos son el tamaño de las burbujas y su estabilidad que dependerán del tipo de espumante y como son reactivos orgánicos, muy parecidos a los colectores que tienen afinidad por la interfase líquido - sólido, los espumantes la tienen por la líquido - gas.

La voltametría cíclica es la técnica más empleada para estudiar mecanismos de reacción, esta aporta información rápida del comportamiento de las especies que se ven involucradas en una reacción química de tipo redox, usando parámetros termodinámicos para comprobarlo.

1.3 Voltametría cíclica (CV)

Nos permite el estudio de especies electroactivas y su comportamiento en reacciones reversibles o irreversibles, para determinar el número de electrones transferidos en una oxidación o reducción, proporcionándonos información cualitativa del mecanismo de la reacción de interés.

El equipo usado en esta técnica se compone de:

- a. Celda de trabajo: es una celda donde se trabaja con un colector (XEK), un volumen fijo, un electrolito y tres electrodos, esto permite minimizar errores de voltaje.
- b. Electrolito: es una solución cuya principal característica es no permitir la formación de otras especies químicas, con el propósito de asegurar la conductividad en la medición de potenciales a un pH fijo. Los electrolitos más usados son fosfatos, borato y acetato.

[9]

- c. Electrodos:

De trabajo: está construido de material de interés donde se efectúan las reacciones.

De referencia: como calomel saturado (SCE) ó de plata (Ag/AgCl), su principal característica es que tiene un potencial conocido.

Auxiliar o contraelectrodo: es de platino u otro material inerte.

El potencial del electrodo de trabajo es medido con respecto al electrodo de referencia. La corriente fluye entre el electrodo de trabajo y el contraelectrodo.

- d. Potenciostato: es un equipo que mide y controla la velocidad de barrido aplicada en una celda, esta a su vez aplica una intensidad de corriente y detecta los cambios en la resistencia.

En la Figura 4. Se muestra un ejemplo de voltamograma donde se señalan las partes de una reacción de oxidación reversible, como el potencial de pico catódico (E_p) y anódico (E_a), la intensidad de corriente de pico catódico (i_c) y anódico (i_a).

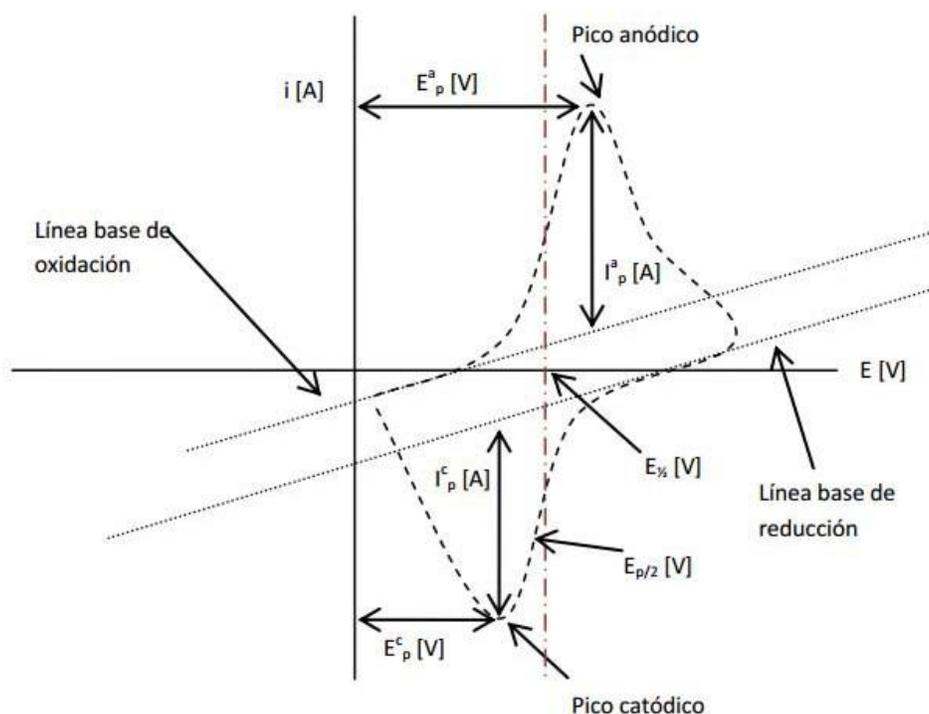
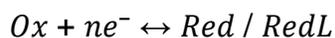


Figura 4. Magnitudes de un voltamograma cíclico de acuerdo con la IUPAC [5].

Esta técnica permite electrolizar una especie y con esto describimos su mecanismo. Esto se logra variando la velocidad de barrido lo cual permite estudiar la cinética de las reacciones, para detectar la aparición de especies intermedias en procesos redox [11] [10].

1.31 Reacciones químicas acopladas y mecanismos de reacción en Voltametría cíclica

La reacción química acoplada a los pares redox que participa en el proceso se puede describir como la siguiente:



Aquí se ilustra una reacción reversible que aparece en equilibrio, (RedL es un mecanismo electroquímico reversible).

En la Figura 5, a) se presenta el voltamograma de un sistema reversible, donde la intensidad de picos será igual a 1, independientemente de la velocidad de barrido del potencial. El voltamograma de la Figura 5, b) muestra el perfil de una reacción química acoplada a la reacción electroquímica anterior.

Para deducir el posible mecanismo asociado, se utiliza el cociente de intensidad de corrientes de pico.

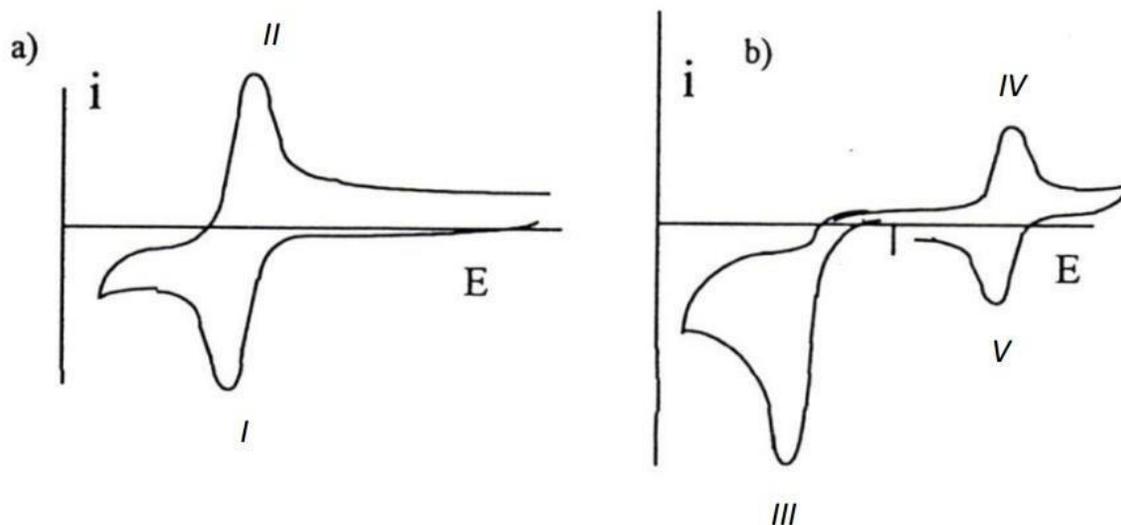
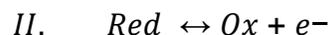
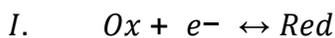
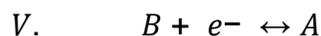
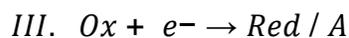


Figura 5. Voltamograma de reducción de un compuesto Ox a) sin reacción química acoplada b) con reacción química acoplada [9, 12].

Las reacciones que describen el mecanismo de la Figura 5 a):



Las reacciones que describen el mecanismo de la Figura 5 b) :



En la Figura 5 se ven la presencia de una reacción química acoplada que modifica el voltamograma de reducción. Siendo que el producto A es electroactivo y presenta una señal reversible como se observa en la reacción IV y V [11].

Capítulo 2: Procedimiento Experimental

El presente trabajo se realizó a partir de 4 etapas que se presentan a continuación en la Figura 6. Las cuales se describen más adelante en este trabajo.

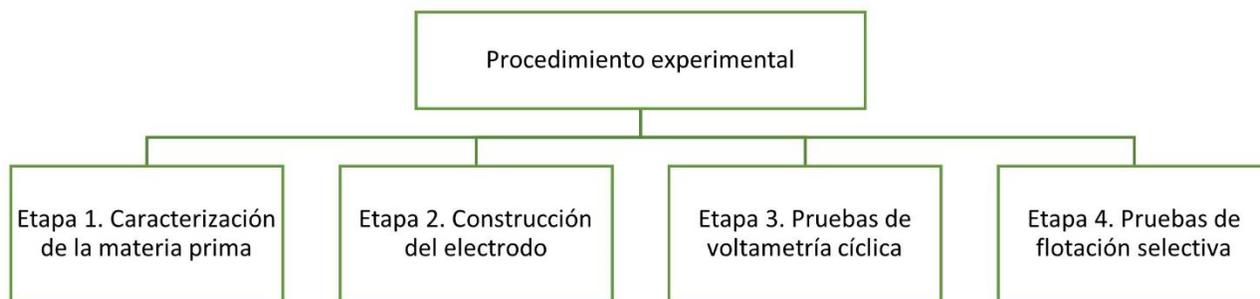


Figura 6. Procedimiento experimental.

Para la realización de la presente tesis se contó con dos materias primas, la primera muestra es usada en las etapas 1 y 4 se utilizó una mena proveniente de Charcas San Luis Potosi, la cual es una mena triturada que contiene calcopirita, galena, esfaleritas y cuarzo, de tamaños promedios entre 2 y 0.5 pulgadas que llamaremos muestra A y para las etapas 2 y 3 se usa como materia prima una muestra de mano de alta pureza de calcopirita, la cual se utilizó para la de construir el electrodo de trabajo, con el fin de realizar pruebas de voltametría cíclica, la cual llamaremos muestra B.

2.1 Etapa 1. Caracterización de la materia prima.

A continuación, se presenta el diagrama de flujo de las pruebas realizadas para la caracterización de la muestra A (Figura 7).

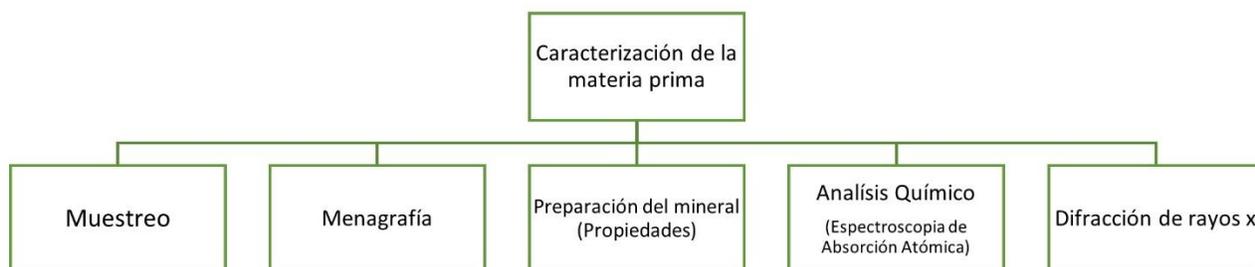


Figura 7. Diagrama de las distintas pruebas que se realizaron para caracterizar la materia prima.

Muestreo:

Se colocó un plástico, donde se apilo la muestra A 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 sí; finalmente dos cuartos opuestos se separaron para la caracterización del mineral y fueron divididos nuevamente utilizando los pasos antes descritos hasta obtener una muestra aproximadamente de 20 kg, esto se logró después de dos etapas de preparación (Figura 8).



Figura 8. Muestreo del mineral: a) Apilamiento, b) Distribución, c) Corte en 4 cuadrantes y d) División del mineral.

Los 20 kg de muestra A fueron divididos, utilizando un cuarteador como se muestra en la Figura 9, 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 a esta muestra la llamaremos muestra C. De los 19.5 kg restantes se tomaron muestras representativas usando el método de cuarteo, las cuales llamaremos

muestras D de un tamaño entre 1 y 2 pulgadas para ser caracterizadas por la técnica de menagrafía.



Figura 9. Cuarteo del mineral

Menagrafía:

Las muestras D son 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. La información obtenida, nos permitió realizar la identificación, determinación de color, forma, porcentaje de minerales opacos, y texturas observadas, aportados por dicha técnica.

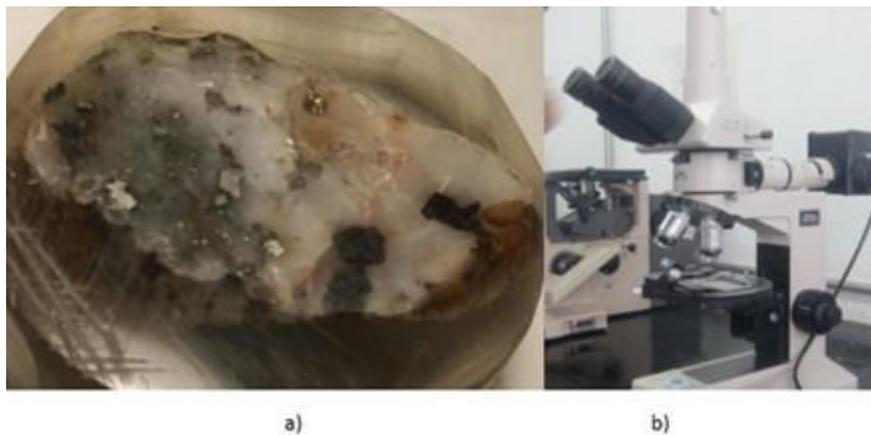


Figura 10. a) Muestras de minerales para menagrafía y b) Microscopio menagráfico Nikon Optiphot.

Preparación de mineral:

La preparación del mineral consistió en la realización de un análisis granulométrico de alimentación (muestra C), una trituración primaria, análisis granulométrico de la muestra

triturada, determinar la dureza del mineral (WI), luego una molienda con la que se determinó el tamaño de liberación y tiempo óptimo de molienda del mineral, de acuerdo con el siguiente procedimiento:

Análisis granulométrico de Alimentación:

Para realizar el análisis granulométrico de la muestra C de alimentación del mineral se consideró que la primera criba no retuviera más del 10% de la muestra, después se seleccionaron las cribas subsecuentes con una progresión geométrica de raíz cuadrada de dos, como se muestra en la tabla 2 al tenerlas se colocaron en un Ro tap modelo RX-29 con un tiempo de residencia de 15 minutos por ser una muestra de trituración (Figura 11).



Figura 11. Ro tap, RX-29.

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

N° criba	Tamaño [μm]
35	500.38
50	297.18
70	203.2
80	177.8
100	149.86
140	104.14
200	73.66
325	43.18
400	38.1

Después que se cribó la muestra, se procedió a pesar el contenido de cada criba y anotar el peso en una tabla, dicha tabla contenía una columna para el tamaño de la criba en pulgadas o micrómetros, otra columna para obtener el porcentaje retenido (% Ret), que es el peso

retenido en cada una de las cribas entre el peso de la muestra total como se muestra en la ecuación 1.

$$\%Ret = \frac{\text{Peso retenido de la criba}}{\text{Peso de la muestra total}} \times 100 \dots \dots \dots (1)$$

Ahora el porcentaje acumulado positivo (%Ac (+)), será el porcentaje retenido en cada criba más el retenido de las cribas anteriores, el cual se dividió entre el porcentaje retenido total (%Ret_{total}) que es la suma de todos los porcentajes retenidos de cada criba, casi siempre es el 100%, como se ve en la ecuación 2.

$$\%Ac(+) = \frac{\sum \%Ret (Ret_1 + Ret_2 + \dots + Ret_n)}{\%Ret_{total}} \times 100 \dots \dots \dots (2)$$

Y por último el porcentaje acumulado negativo (%Ac (-)), es cien menos el acumulado positivo (%Ac (+)), en la ecuación 3.

$$\%Ac(-) = 100 - \%Ac(+) \dots \dots \dots (3)$$

Con estos datos se obtienen gráficas, que representaron el comportamiento de nuestro material.

Determinación del Wi:

En esta prueba se tomó de la muestra D 1.127 kg por el método de cuarteo, antes de someterse a algún tipo de proceso de conminución (trituración primaria) se realizó un análisis granulométrico con el que se obtendrá el tamaño de partícula al 80% acumulado negativo de la alimentación (F₈₀). Después se realizó otro, con el fin de obtener el tamaño de partícula al 80% acumulado negativo del producto (P₈₀), ya que la muestra fue triturada, en una trituradora de quijadas (Figura 12.), donde se registraron al mismo tiempo, el amperaje desarrollado por el equipo y el tiempo de operación.



Figura 12. Trituradora de quijada

Con la información obtenida de los análisis granulométricos, se realizó un gráfico de acumulado negativo contra tamaño de partícula, se trazó una línea recta en el 80 del acumulado negativo hasta que intercepta la curva y se extrapola para obtener el tamaño de alimentación (F_{80}) y de igual forma en el análisis granulométrico del producto de liberación (P_{80}).

Para la ecuación 4, hay que determinar los Kilowatts desarrollados en la trituradora (Kw):

$$Kw = \frac{(I_c - I_v)V\sqrt{NF}}{1000} = \dots\dots\dots (4)$$

- I_c = Amperaje desarrollado cuando la trituradora esta con carga (A)
- I_v = Amperaje desarrollado por la trituradora en vacío (A)
- V = Voltaje de línea (V)
- NF = Número de fases del motor.
- Kw = Kilowatts desarrollados en la trituradora

También podemos calcular a través del registro del tiempo de residencia (t) del mineral en el interior de la trituradora, así como de la cantidad (a) de mineral alimentado a la misma, en la ecuación 5 (Cap):

$$Cap = \frac{a(kg)}{t(seg)} = \dots\dots\dots (5)$$

Ahora calculamos el trabajo (W) ecuación 6.

$$W = \frac{Kw}{\frac{Ston}{h}} \dots\dots\dots 6)$$

Teniendo los datos siguientes se puede calcular el W_i , se despeja de la ecuación 7.

$$W = \frac{10W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F_{80}}} \dots\dots\dots (7)$$

Ya con los valores de F_{80} , P_{80} y W se usarán en la ecuación 8 y se obtiene el W_i .

$$W_i = \frac{W}{\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}} = \dots\dots\dots (8)$$

Molienda:

Para la molienda usamos la muestra A de 0.5 kg, la muestra es colocada 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 acero y se realizó la primera molienda con un tiempo de 5 minutos (Figura 13 y Figura 14).



Figura 13. Molino de bolas.



Figura 14. a) Alimentación al molino y b) Producto del molino de bolas.

Posteriormente fueron divididos utilizando un partidor Jones hasta obtener una muestra de aproximadamente 30 gr, que se obtuvo después de cuatro etapas de división de material (Figura 15). Las cuales fueron cribadas para realizar análisis granulométrico.



Figura 15. Partidor Jones.

Determinación del tamaño de liberación:

Para la determinación del tamaño en la liberación del mineral de la muestra A molido, se utilizó un microscopio estereoscópico American Optical AO 570, en la base se coloca una cuadrícula de un centímetro cuadrado, donde se vació una pequeña cantidad de mineral muestra de cada una de las cribas usando una espátula, esto se realizó para cada una de las cribas, se observa la muestra y se hace un conteo de partículas valiosas liberadas con respecto a las que a un están mezcladas, para determinar el tamaño de liberación, sea del 100% el número

de partículas liberadas en la criba deben ser igual al número de partículas que se observaron(Figura 16).



Figura 16. Microscopio American Optical para determinar tamaño de liberación.

Determinación de tiempo óptimo de molienda:

Se procedió a repetir la molienda de la muestra A de 0.5 Kg que fue molida anteriormente en un periodo de 5 minutos ahora se incrementó el intervalo de tiempo a 10 minutos más, por lo que se obtuvieron análisis granulométricos de molienda a 5, 15 y 25 minutos, ya que se obtuvo el tamaño de liberación, se comparando las cantidades obtenidas en el análisis granulométrico en el que el mineral alcanza un 80 % de acumulado negativo con lo que se realizara un gráfico que determinara el tiempo.

El producto de molienda fino fue cribado por debajo de la malla 325 ($44\mu\text{m}$) y dividido en dos fracciones las cuales llamaremos A1 y A2; la muestra A1 de 300 g fue utilizada para realizar la caracterización vía difracción de Rayos X y la muestra A2 de 5 g para la Espectroscopia de Absorción Atómica.

Difracción de Rayos X (DRx):

El análisis de la muestra A1 por Difracción de Rayos X, se llevó a cabo con 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 17).



Figura 17. Difractómetro de rayos x, Bruker D8-Advanced.

Espectroscopia de Absorción Atómica:

El análisis de la muestra A2 por Espectroscopia de Absorción Atómica se llevó a cabo usando el equipo modelo Pekín Elmer 3100 (Figura 18), utilizado para la determinación de la concentración de los metales en solución. En particular, para Cu, Pb y Zn se utilizaron las siguientes longitudes de onda: $\lambda_{Cu} = 346 \text{ nm}$, $\lambda_{Pb} = 283.3 \text{ nm}$ y $\lambda_{Zn} = 213.9 \text{ nm}$, respectivamente. Para la preparación de las muestras se pesaron $0.1 \text{ g} \pm 0.004$ de cada producto de flotación, se adicionaron unas gotas de acetona para eliminar los productos de flotación, se agregaron 5 mL de una solución 1:1 de HCl y se calentó la muestra a $70 \text{ }^\circ\text{C}$, cubriendo las muestras con un vidrio de reloj, se adicionaron 5 ml de HNO_3 para terminar de liberar el mineral, se aforo a un volumen de 50 ml, para sus correspondientes lecturas en el equipo de absorción atómica.



Figura 18. Espectroscopia de Absorción Atómica, Pekin Elmer 3100.

2.2 Etapa 2. Construcción del electrodo de trabajo

En el diagrama de flujo de la Figura 19, se muestra el procedimiento para la construcción del electrodo de trabajo.

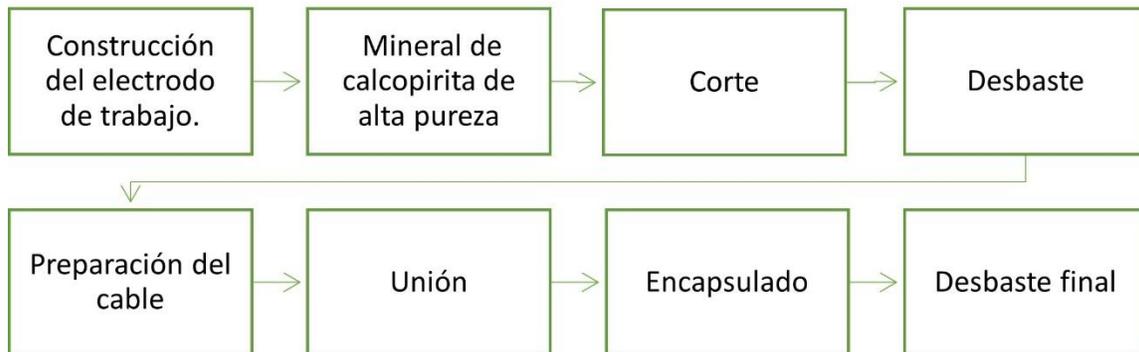


Figura 19. Diagrama de flujo de la construcción de un electrodo de trabajo.

Se tiene la muestra B una calcopirita de alta pureza (Figura 1), procedemos a cortarla usando la cortadora de diamante, para formar un prisma (Figura 20. a)) el cual será recortado mediante cortes sucesivos hasta obtener un cubo de aproximadamente 1 cm^3 de volumen (Figura 20. b)), el cubo fue desbastado usando lijas para liberar la cara que fue unida a un cable de cobre del nº 12, el cual es aplastado con el fin de mejorar la zona de contacto, ya teniendo el cubo y el cable, se unen usando una mezcla de grafito, con esto junto se encapsula con resina no conductora (Figura 20. c)), se deja fraguar y desbasta de nuevo para quitar cualquier excedente de la resina, dando como resultado el electrodo de calcopirita.

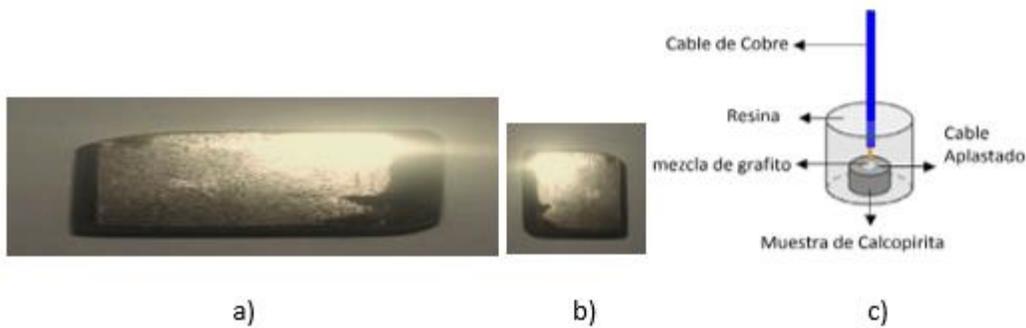


Figura 20. a) Prisma de calcopirita, b) Cubo de calcopirita, c) Esquema del electrodo

2.3 Pruebas de voltametría cíclica.

Los resultados de la VC se reportan por medio de voltagramas, son representados por 1000 registros de potencial vs corriente que fueron capturados por el ordenador, usando dos velocidades de barrido del potencióstato. El software registro datos cada 2 mV. El eje de las ordenadas ya está representado en potencial con respecto al electrodo de hidrógeno ENH en todos los voltagramas (Figura 21. Equipo de laboratorio para VC: Ordenador, potencióstato Versastat I).



Figura 21. Equipo de laboratorio para VC: Ordenador, potencióstato Versastat I

Para realizar esta prueba se cuenta con el equipo para VC: Ordenador, potencióstato Versastat I y una celda de tres bocas (Figura 22), en la cual usaremos una solución reguladora buffer de ácido bórico y borato de sodio para mantener el pH = 9 y 10 a una concentración de 0.05M y una solución de fosfato de potasio para un pH=11, de concentración 0.05M.

Usaremos también un electrodo de trabajo de grafito, así como un electrodo de referencia de plata (Ag/AgCl) y el electrodo que se construyó de calcopirita.

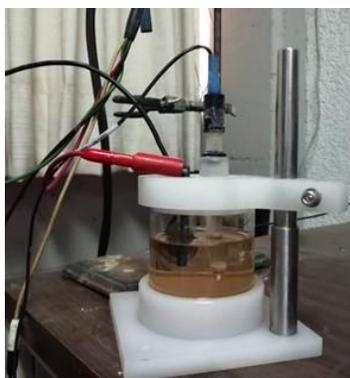


Figura 22. Celda electroquímica.

Tabla 3. Condiciones experimentales para la voltametría cíclicas.

pH	XEK (M)	pH	XEK (M)	pH	XEK (M)
9	0	10	0	11	0
	0.0015		0.0015		0.0015

Se montó el sistema de Figura 22 y con las condiciones de la Tabla 3, siguiendo el diagrama de la Figura 23, usamos el equipo y se repitió cada prueba para obtener las curvas, usando dos velocidades de barrido 10 y 20 mV/s, en un rango de -1000 a 1000 mv al usar el electrodo de Ag/AgCl se debe realizar el ajuste necesario en los voltagramas y poder interpretarlos correctamente, por lo que se restaran 197mV [13], entre cada prueba se desbasta la superficie de la calcopirita para evitar la polarización del electrodo.

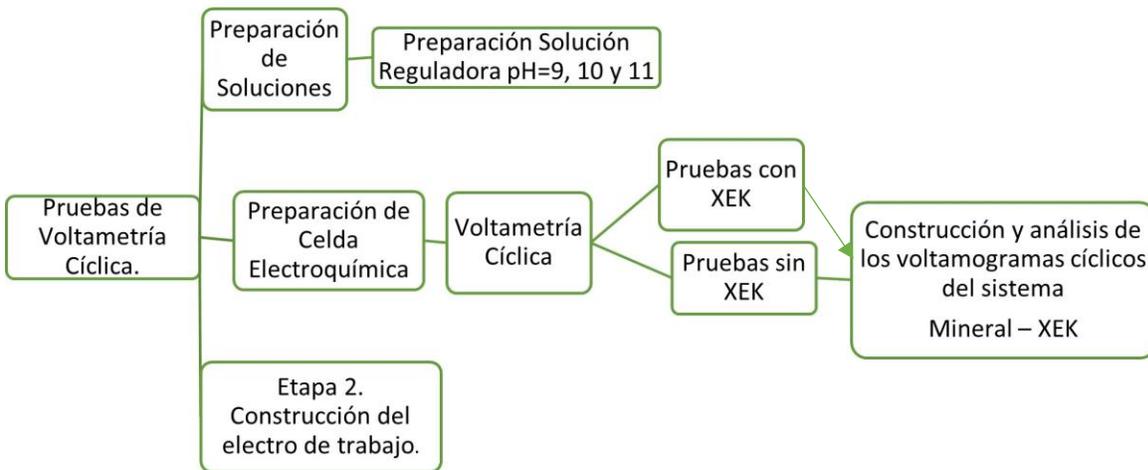


Figura 23. Diagrama de pruebas de Voltametría Cíclica

En esta etapa se obtienen, los voltagramas a distintas condiciones, ya mencionadas en la Tabla 3. Las cuales se analizaron posteriormente.

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 flotación primaria de calcopirita, de acuerdo con el procedimiento de la Figura 24.

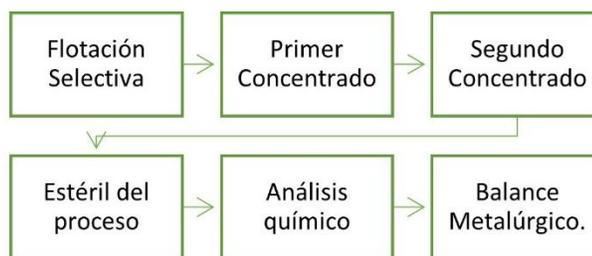


Figura 24. Diagrama de flujo de la flotación selectiva.

Preparación de la materia prima:

Para realizar pruebas de flotación selectiva se usa como materia prima muestras representativas de 220 gr de material molido a 25 minutos de la muestra D, estas se colocan en una celda de laboratorio marca Denver y un potenciómetro marca Oakton pH Series 2100

(Figura 25), en la cual se determinó que se requiere colocar un volumen de agua de 1100 ml y 20 % de sólidos en peso.



Figura 25. Celda de flotación Denver y pH-metro Oakton.

Se trabajó en la celda Denver, un circuito de flotación primaria de cobre (Figura 26), usando un colector y un depresor (Figura 27), b).

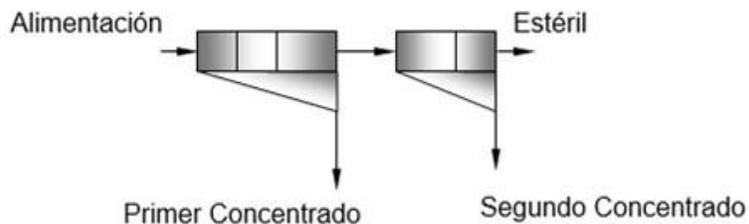


Figura 26. Circuito del sistema de la flotación selectiva.

Se prende la celda y se deja interactuar por 2 minutos, dentro de este tiempo se usa un potenciómetro para medir el pH, por lo que se adicionarán gotas de NaOH al 10%, o HCl 3M para mantener el pH en 9, 10 y 11 según sea el caso del sistema (Figura 27, c)). A continuación, se deja trabajar por 2 minutos más, después de esto se agrega espumante como en la Figura 27,e). Ahora se abre la llave de inyección de aire y comienza la formación de burbujas, en este minuto comenzará la flotación, en cuanto se vean las primeras burbujas, se procede a la recolección del concentrado usando una paleta de goma y un recipiente, en un tiempo aproximado de 6 a 10 minutos. (Figura 27, f)). A esta muestra la llamaremos “primer concentrado (A)”, la cual es filtrada después secada, para posteriormente mandar hacer análisis químicos esta muestra debe ser etiquetada con el número de flotación realizada, primer concentrado (A) y el pH en que se realizó la flotación.

Se cierra la llave de aire y se apaga el equipo, para ajustar de nuevo el nivel de agua y el pH, para la siguiente flotación. Como paso siguiente en el minuto 0 de la segunda flotación, se adiciona sulfato de cobre a $1.5 \times 10^{-3} \text{M}$ (Figura 27, d)), Agregamos espumante. (Figura 27, e)), se abre de nuevo la llave del aire y comienza de nuevo la flotación, se recolecta un nuevo concentrado llamado "segundo concentrado (B)" de igual forma se etiqueta con el número de flotación segundo concentrado (B) y el pH en que se realizó la flotación. (Figura 27, f)), se filtra y se deja secar. Con lo que quedo al final de la segunda flotación (Estéril), se recolecta mediante una filtración. Los cuales se pesan y se mandan a análisis químico, etiquetando de igual forma con el número de flotación la palabra Estéril y el pH en que se floto.

Este proceso se realizó 3 veces usando 220 gr de muestra D de mineral molido a 25 minutos en cada una de ellas se fija un valor de pH 9, 10 y 11. Para realizar cada una de las flotaciones selectivas.



Figura 27. Flotación selectiva de cobre: a) Adición de reactivos, b) Adición de colector y depresor, c) Ajuste del pH, d) Adición de sulfato de cobre, e) Adición de espumante y f) Recolección de concentrado.

Capítulo 3: Resultados y Análisis de Resultados

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en cada una de las etapas del presente trabajo de tesis:

3.1 Caracterización de la materia prima.

Preparación del Mineral: Como primeros resultados del muestro que se llevó acabo de los 20 kg de la muestra A de mineral, se obtiene que 0.5 kg de mineral de diferentes tamaños, los cuales al ser tomados usando el método de cuarteo son representativos y homogenizados para su procesamiento en molienda la cual es llamado muestra C. Luego para igual manera se buscan tomar muestras de mano de tamaño de 1 o 2 pulgadas para ser montadas en resina y preparar las menagrafías de la muestra D y posteriormente el resto de la muestra A de 19.5 Kg es a condicionada para su molienda y después es usada en el análisis químico, la difracción de rayos X y las pruebas de flotación.

3.11 Menagrafía.

A continuación, se presentan en la Figura 28, las menagrafias de la muestra D.

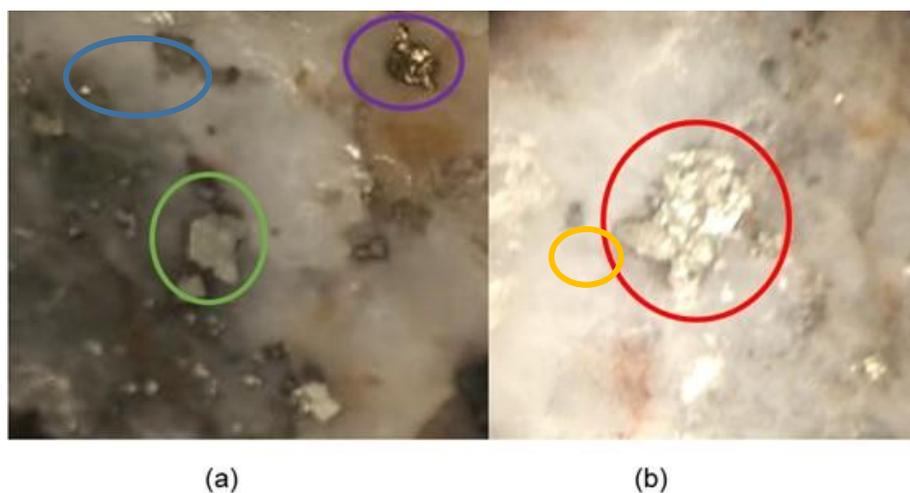


Figura 28. a) y b) Vista de dos muestras del mineral proporcionado por Grupo México, a 10x con nicoles paralelos, sin polarizador, en campo claro.

Para la realización de la presente tesis se contó que la muestra D, proveniente de Charcas San Luis Potosi, la cual es una mena triturada que contiene calcopirita, galena, esfalerita y cuarzo, por lo que son los principales componentes que se esperan encontrar en las

menografías, al ser muestras de mayor tamaño (entre 1 y 2 pulgadas) algunas de estas se pueden apreciar a simple vista, para su mejor observación estas son montadas en resina, lijas y pulidas como preparación previa a su observación en el microscopio.

En la Figura 28, a) se observa, en el círculo verde cerca del centro una partícula de calcopirita, con una estructura de forma subhedral, de color amarillo con tonos dorados, lo que nos habla de su alta reflectividad y su brillo metálico característico, en el círculo morado hay otra partícula más pequeña de calcopirita pero esta tiene una forma anhedral, con el mismo color y brillo que la anterior, en el círculo azul podemos observar una partícula de esfalerita con tono café oscuro de forma anhedral. En la Figura 28, b) una partícula de mayor tamaño de calcopirita, diseminada entre cuarzo, con un brillo metálico, de color algo amarillo - dorado de forma anhedral, en el círculo naranja se observa una partícula diseminada de galena, de forma subhedral con brillo metálico de color negro.

3.12 Determinación del W_i .

Para realizar el cálculo del índice de trabajo (W_i), es necesario determinar los parámetros de F_{80} y P_{80} para lo cual es necesario hacer un análisis granulométrico del mineral antes de ser triturado y después de ser procesado por la trituradora primaria, para obtener esos parámetros es necesario fijar el valor de 80% de acumulado negativo, este nos permitirá obtener un tamaño de partícula en la alimentación (F_{80}) en el análisis de la Tabla 4 y el tamaño de partícula del producto (P_{80}) en el análisis de la Tabla 5.

Tabla 4. Análisis granulométricos de la alimentación.

Tamaño (ln)	Tamaño (μm)	Peso (gr)	%Ret	%Ac(+)	%Ac(-)
1.25	31750	204.7	18.16	18.16	81.84
1	25400	557.7	49.48	67.64	32.36
0.75	19050	328	29.10	96.74	3.26
PAN	>19050	36.7	3.26	100.00	0.00
-	Total	1127.1	100.00	-	-

Con la información de la Tabla 4. se realizó un gráfico usando los valores del acumulado negativo contra el tamaño de partícula, como se muestra en la Figura 29, como lo mencione anteriormente se fija el valor de 80 en el eje vertical (acumulado negativo) por lo que se traza una línea recta paralela al eje horizontal (tamaño de partícula), se traza con la finalidad de

encontrar un punto de la gráfica, donde esta intercepta la cual es extrapolado para obtener el tamaño de partícula en la alimentación (F_{80}), en este caso es de 31,250 micrómetros.

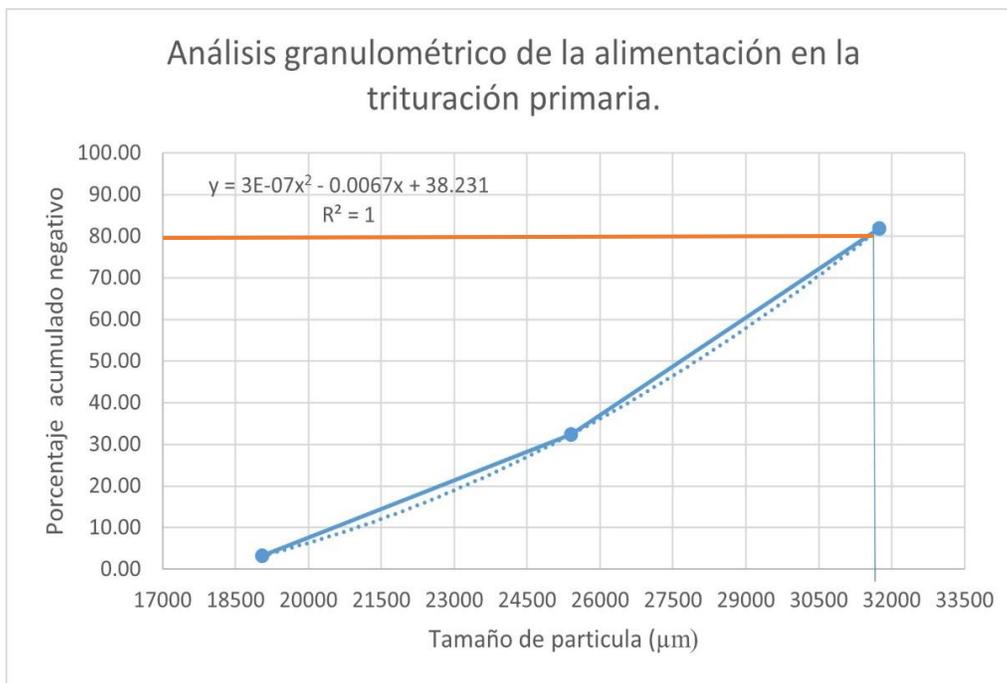


Figura 29. Gráfica del análisis granulométrico de la alimentación en la trituración, para el cálculo del F_{80} .

Ahora bien, la muestra pasa por el proceso de conminución (trituración primaria), por lo que se realiza el análisis granulométrico del producto de la trituración, los resultados se muestran en la Tabla 5.

Tabla 5. Análisis de granulométrico del mineral del producto de la trituración.

Tamaño (In)	Tamaño(µm)	Peso (gr)	% Ret	Ac(+)	Ac(-)
0.625	15875	18	9.15	9.15	90.85
0.5	12700	44.4	22.57	31.72	68.28
0.3125	7937.5	56	28.47	60.19	39.81
0.223	5664.2	28.3	14.39	74.58	25.42
0.157	3987.8	12.5	6.35	80.94	19.06
0.111	2819.4	7.3	3.71	84.65	15.35
PAN	-	30.2	15.35	100.00	0.00
-	Total	196.7	99.99	-	-

De igual forma que en el análisis anterior fijamos el valor de 80 % de acumulado negativo, usando los valores del análisis granulométrico del producto de la trituración (Tabla 5), con estos

datos se realizó una gráfica Figura 30, de la misma forma que en la Figura 29, trazamos una recta en el valor del 80%, el cual intercepta la gráfica en un punto, este punto es extrapolado para obtener el valor del tamaño del producto (P_{80}), que es: 14,300 micrómetros.

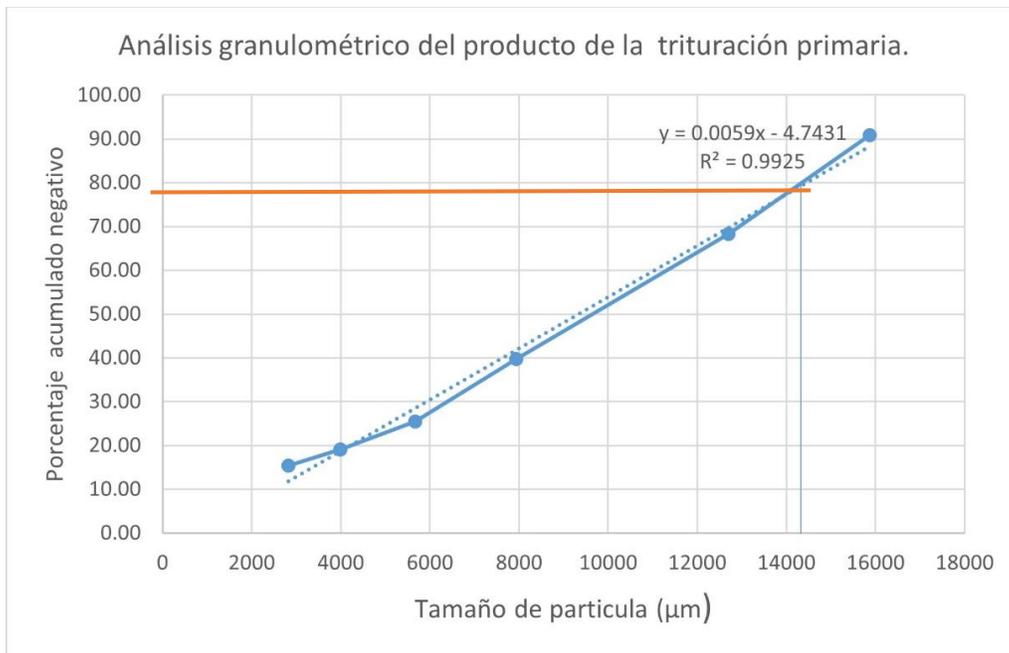


Figura 30. Gráfica del análisis granulométrico del producto de trituración para el cálculo del P_{80} .

Para la obtención del W_i , se utilizan los parámetros de la trituradora primaria que se muestran en la Tabla 6 y los valores de F_{80} y P_{80} obtenidos de las Figura 29, Figura 30.

Tabla 6. Datos de la trituradora primaria.

Datos para el cálculo del W_i ($\frac{K_{wh}}{Ston}$)	
Voltaje (V)	220
Numero de Fases	3
Amperaje de Vacío (A)	1.1
Amperaje de Trabaja (A)	2.6
Capacidad (ston)	0.0012

Se realizaron los cálculos que se muestran a continuación:

1. Calculando el Kw (ecuación 4):

$$Kw = \frac{(2.6 - 1.1)(220)\sqrt{3}}{1000} = 0.5715$$

2. Calculando la capacidad (ecuación 5):

$$Cap = \frac{1.127Kg}{4s} \left(\frac{1 lb}{0.454Kg} \right) \left(\frac{1 Ston}{2000lb} \right) \left(\frac{3600}{1h} \right) = 1.118 \frac{Ston}{h}$$

3. Ahora se calcula el trabajo (W) ecuación 6:

$$W = \frac{0.5715Kw}{1.118 \frac{Ston}{h}} = 0.5112 \frac{Kwh}{Ston}$$

4. Ya con los valores de F_{80} , P_{80} y W se usarán en la ecuación 8.

$$Wi = \frac{0.5112 \frac{Kwh}{Ston}}{\frac{10}{\sqrt{14300}} - \frac{10}{\sqrt{31250}}} = 18.89 \frac{Kwh}{Ston}$$

El Wi es de 18.89 Kwh/Ston representa la dureza que presenta el mineral, así como el consumo energético por tonelada corta, este valor se encuentra entre los intervalos intermedios y bajos por lo que es rentable para ser procesado.

A continuación, es procesada la muestra A de 0.5 kg, es colocada en un molino de bolas de laboratorio con 8.2 kg de bolas de acero y se realizó la primera molienda. De igual forma que las veces anteriores esta es cribada pesada y observada para determinar el tamaño de liberación.

3.13 Determinación del tamaño de liberación partícula.

A continuación, se presenta la Figura 31, de la muestra A molida completamente liberada.



Figura 31. Fotografía, 10x de producto de molienda con tamaño 104 micrómetros.

Como parte inicial en la determinación de tamaño de liberación se realizó una molienda inicial a un tiempo de 5 minutos. Para esta parte se realizó un primer cribado, del cual se observa, el producto retenido en cada malla, se realizó un análisis granulométrico, así que el tamaño de liberación se encontró en la malla n° 140, lo que equivale a 104 micrómetros. Es un tamaño adecuado, además de que si ocupamos un valor de una malla más grande se observó que no se logra liberar por completo, además de que podemos determinar los tiempos de molienda para el proceso.

3.14 Determinación del tiempo óptimo de molienda.

A partir de la determinación del tamaño a 104 micrómetros y con la información del análisis granulométrico de la Tabla 7. De la primera molienda de 5 minutos obtenemos que el acumulado negativo es de 16.58, lo que significa que el tiempo de molienda es bastante bajo, ya que lo ideal es tener un 80 de acumulado negativo, por lo que se agregara 10 minutos más de molienda, dando como tiempo un total 15 minutos.

Tabla 7. Análisis granulométrico de una primera molienda a 5 minutos.

Tamaño (ln)	Tamaño (µm)	Peso (gr)	% Ret	%Ac(+)	%Ac(-)
0.093	2362.2	2.5	4.32	4.32	95.68
0.0531	1348.74	11.4	19.69	24.01	75.99
0.0232	589.28	17.6	30.40	54.40	45.60
0.0117	297.18	6.9	11.92	66.32	33.68
0.0083	210.82	4.1	7.08	73.40	26.60
0.0059	149.86	3.1	5.35	78.76	21.24
0.0041	104.14	2.7	4.66	83.42	16.58
0.0029	73.66	2	3.45	86.87	13.13
0.0017	43.18	2	3.45	90.33	9.67
0.0015	38.1	1.6	2.76	93.09	6.91
PAN	-38.1	4	6.91	100.00	0.00
Total	-	57.9	100	-	-

Con la información de la Tabla 8. Segundo análisis granulométrico del producto de molienda, se observa un aumento significativo hasta 63.1 del % Ac(-), por lo que aun esta debajo de lo requerido, por lo que se molió otros 10 minutos para tener un tiempo total de 25 minutos.

Tabla 8. Segundo análisis granulométrico del producto de molienda. Tiempo de trabajo 15 minutos.

Tamaño (ln)	Tamaño (µm)	Peso (gr)	% Ret	%Ac(+)	%Ac(-)
0.0232	589.28	1	3.69	3.69	96.31
0.0117	297.18	1.7	6.27	9.96	90.04
0.0083	210.82	2.9	10.70	20.66	79.34
0.0059	149.86	3	11.07	31.73	68.27
0.0041	104.14	1.4	5.17	36.90	63.10
0.0029	73.66	4.5	16.60	53.51	46.49
0.0017	43.18	3.3	12.18	65.68	34.32
0.0015	38.1	3.8	14.02	79.70	20.29
PAN	-38.1	5.5	20.29	100.00	0.00
-	TOTAL	27.1	100.000	-	-

Al comparar la Tabla 9. Tercer análisis granulométrico del producto de molienda. Se tiene ya que sobrepaso con 95.45 de %Ac (-), lo que parecería bueno, pero al ser una sobre molienda, puede afectar a los proceso de flotación, lo que también afectaría económicamente, ya que esto representa en un gasto energético elevado y afectaría la cinética de la flotación, por lo que con la información obtenida, tomaremos los datos de tiempo y el %Ac(-) para graficar (Figura 32).

Tabla 9. Tercer análisis granulométrico del producto de molienda. Tiempo de trabajo 25 minutos.

Tamaño (ln)	Tamaño (μm)	Peso (gr)	%Ret	%Ac(+)	%Ac(-)
0.0059	0	0	0	0	0
0.0041	104.14	1.1	4.54	4.54	95.45
0.0029	73.66	2.6	10.74	15.29	84.71
0.0017	43.18	7.1	29.34	44.63	55.37
0.0015	38.1	3.5	14.46	59.09	40.91
-0.0015	-38.1	9.9	40.91	100	0
-	Total	24.2	99.99	-	-

En la Figura 32, se presenta la gráfica con el tiempo óptimo de molienda de la muestra A.

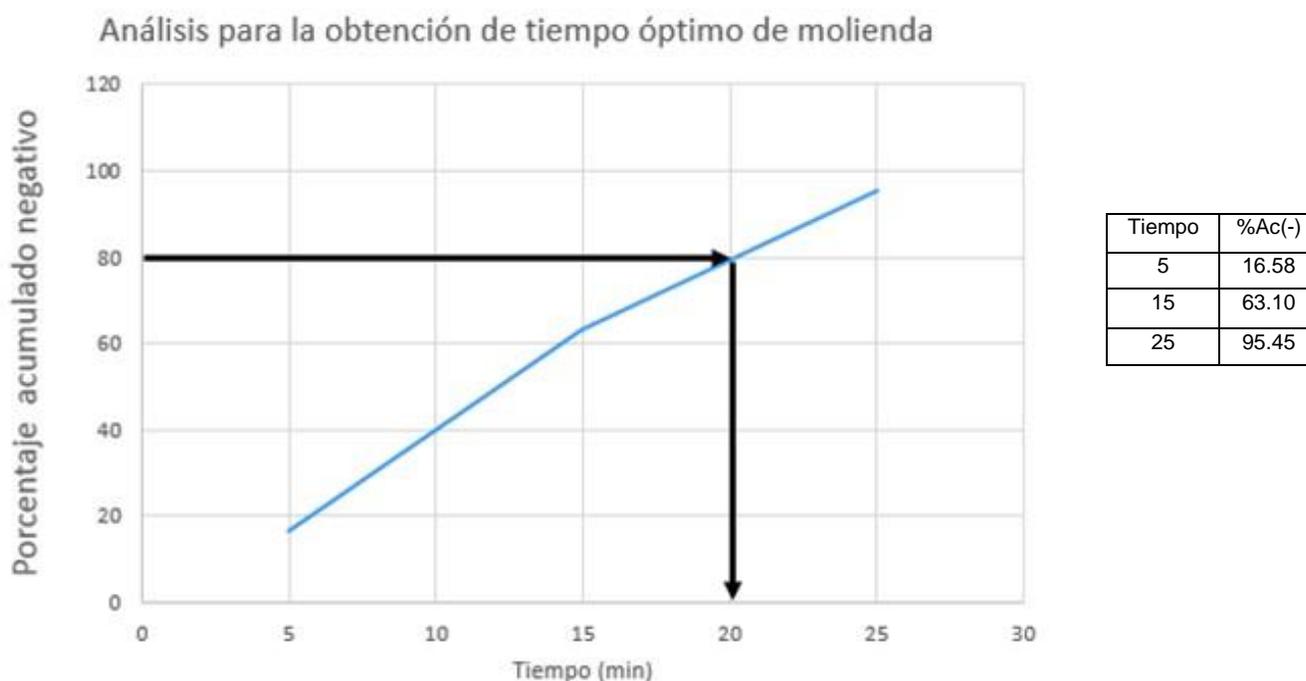


Figura 32. Gráfico para la obtención del tiempo óptimo de molienda.

Esto se obtuvo al usar los valores de los acumulados negativos en 104 micrómetros, para cada uno de los análisis granulométricos de las tablas 7, 8 y 9. También usamos el respectivo tiempo de molienda de cada uno de los análisis granulométricos, como se muestra en la Figura 32 y donde claramente podemos extrapolar para obtener el tiempo.

Por lo que el tiempo óptimo de molienda es de 20 minutos.

Es un tiempo muy recomendable para el proceso, al determinar todos estos factores no solo nos habla de las propiedades físicas del mineral si no también nos sirve para determinar el tipo de molino, las dimensiones que debe tener y el medio molurante que se ocupara para tener un mejor rendimiento.

3.15 Difracción de Rayos X.

De las muestras A1 que se analizaron por esta técnica, en la Figura 33, podemos comprobar que los picos coinciden con los difractogramas de la calcopirita, al ver que los picos están tan pronunciados, esto nos dice que está presente en mayor proporción. Ya que en esta técnica se usa un ángulo de 2θ , lo que refleja los picos a cierta longitud del ángulo, por lo que al compararlos en base de datos coinciden en los principales picos, los cuales fueron marcados con una estrella encima de cada pico.

Los difractogramas de las muestras A1 fueron comparados con los difractogramas de la literatura. [14]

Se presentan los siguientes difractogramas en la Figura 33 y 34:

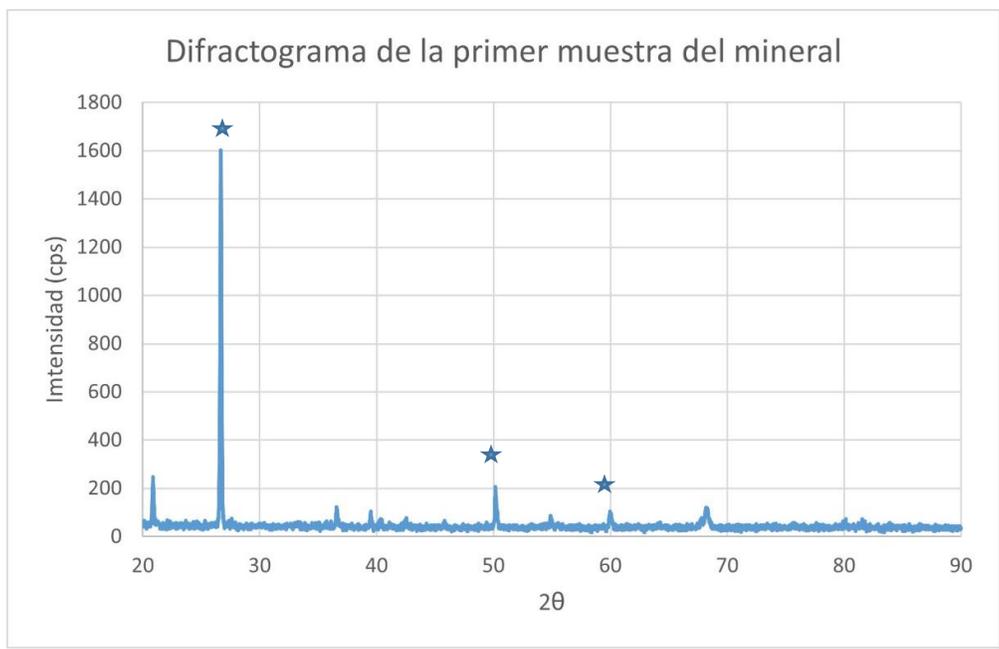


Figura 33. Difractograma de la muestra A1-1, analizada por difracción de Rayos X de la materia prima.

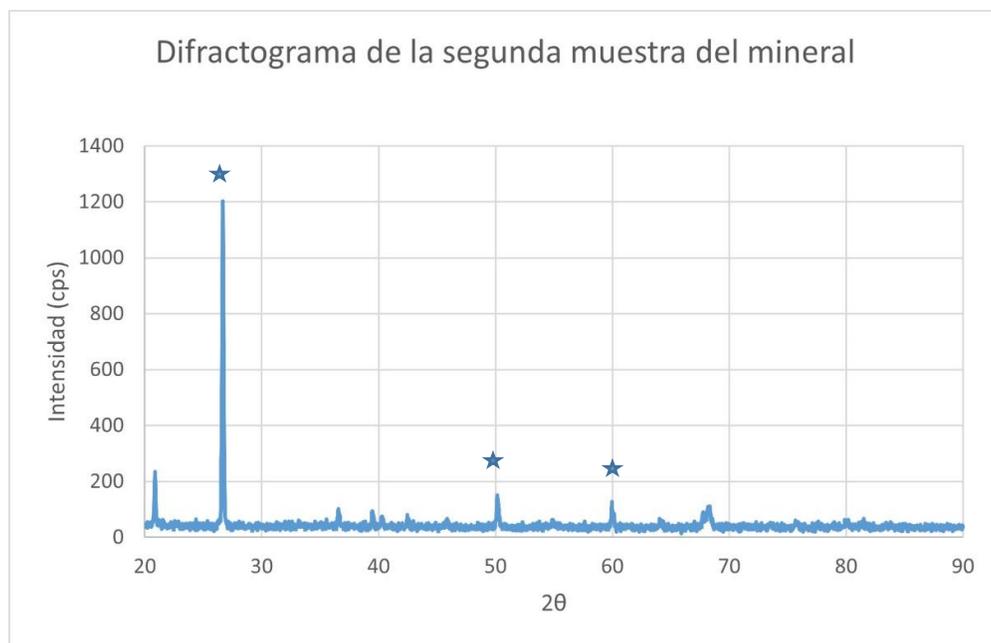


Figura 34. Difractograma de la muestra A1-2, analizada por difracción de Rayos X de la materia prima.

Como se muestra hay 3 principales picos marcados en cada uno de los difractogramas, con los que se identifica la calcopirita el primer pico que se encuentra en un valor de intervalo de 25 a 30, el segundo pico que se encuentra entre valores de 45 y 54 y el tercer pico que ronda entre valores de 56 y 64. Estos intervalos coinciden con los reportados en base de datos.

3.16 Análisis Químico (Espectroscopia de Absorción Atómico).

En la Tabla 10, se presentan los resultados de la muestra A molida (104 micrómetros) que fueron analizados por Espectroscopia de Absorción Atómico (ICP):

Tabla 10. Resultados de ICP.

Muestra A	Cu (ppm)	%Cu	Zn(ppm)	%Zn	Pb(ppm)	%Pb	Fe(ppm)	%Fe
Mineral de Calcopirita	17.38	3.44	11.58	2.29	12.82	2.54	35.85	71.04

Para la preparación se pesaron 0.1g de cada producto de flotación, se agregaron 5 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 5 ml de HNO₃ para terminar de liberar el mineral, se aforo a un volumen de 50 ml, para sus correspondientes lecturas en el equipo de absorción atómica.

La muestra del mineral se cuantifico la presencia de los siguientes elementos: Cu, Zn, Fe y Pb en mayor proporción, siendo el Cu, el elemento de mayor interés para esta tesis.

3.2 Construcción de un electrodo.

La muestra B es una calcopirita de alta pureza, procedemos a cortarla usando la cortadora de diamante, para formar un prisma, el cual será recortado mediante cortes sucesivos hasta obtener un cubo de aproximadamente 1 cm^3 de volumen, el cubo fue desbastado usando lijas para liberar la cara que fue unida a un cable de cobre del nº 12, el cual es aplastado con el fin de mejorar la zona de contacto, ya teniendo el cubo y el cable, se unen usando una mezcla de grafito, con esto junto se encapsula con resina no conductora, se deja fraguar y desbasta de nuevo para quitar cualquier excedente de la resina, dando como resultado el electrodo de calcopirita.

La construcción de este electrodo es de vital importancia, para las pruebas electroquímicas de la voltametría cíclica (Figura 35).



Figura 35. Electrodo de Calcopirita.

3.3 Pruebas de voltametría cíclica.

Para realizar esta prueba se cuenta con el equipo para VC: Ordenador, potenciostato Versastat I y una celda de tres bocas, en la cual usaremos una solución reguladora buffer de ácido bórico y borato de sodio para mantener el pH = 9 y 10 a una concentración de 0.05M y una solución de fosfato de potasio para un pH = 11, de concentración 0.05M.

Usaremos también un electrodo de trabajo de grafito, así como un electrodo de referencia de plata (Ag/AgCl) y el electrodo que se construyó de calcopirita.

Para obtener las curvas, se usan dos velocidades de barrido 10 y 20 mV/s, en un rango de -1000 a 1000 mv al usar el electrodo de Ag/AgCl se debe realizar el ajuste necesario en los voltogramas y poder interpretarlos correctamente, por lo que se restaran 197mV [13], entre cada prueba se debe desbastar la superficie de la calcopirita para evitar la polarización del electrodo.

A continuación, se muestran los voltogramas de la solución reguladora que interactúa con la calcopirita a diferentes pH, en las siguientes Figuras 36 a la 38.

Primero se analizan la Figura 36, voltograma de la solución reguladora a pH = 9, con dos velocidades de barrido de 10 y 20 mV/s, de -1000 a 1000 se observa un primer comportamiento cíclico, al igual que un ligero pico en la curva anódica, esto se debe a la disociación de la calcopirita en un medio básico. La calcopirita presenta una flotabilidad natural gracias a que a pH básicos demuestra una formación de hidróxidos.

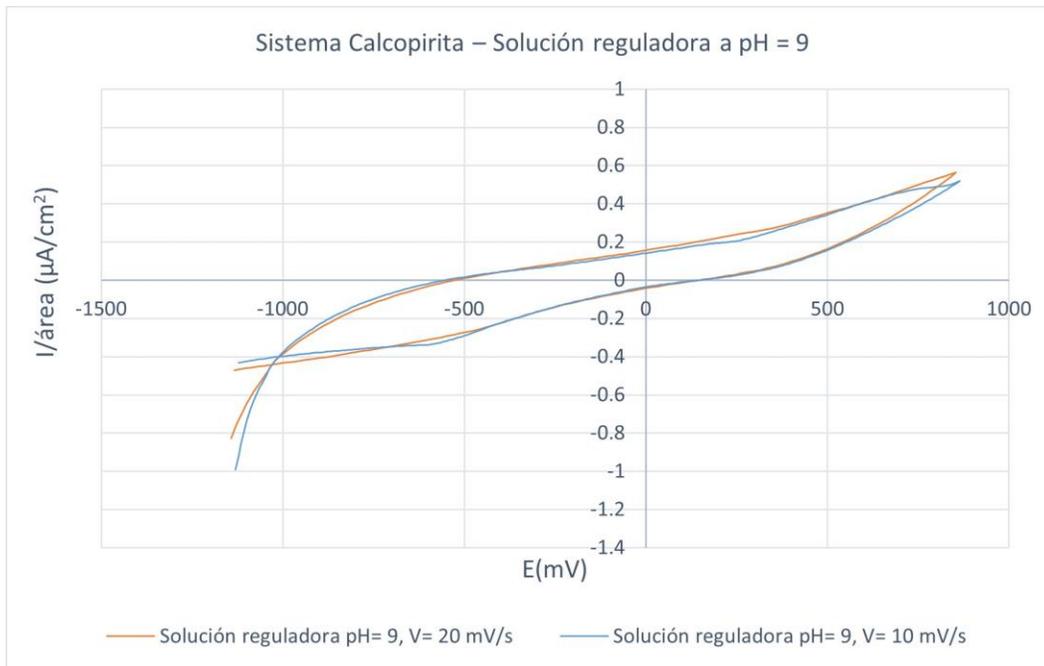


Figura 36. Voltagrama de la solución reguladora a pH = 9, con dos velocidades de barrido.

Ahora se analizan los Voltagrama de la solución reguladora a pH = 10, con dos velocidades de barrido de la Figura 37. Aquí encontramos se muestran más claras las primeras interacciones de la curva anódica que muestra un ligero pico en $-250 \mu\text{A}/\text{cm}^2$

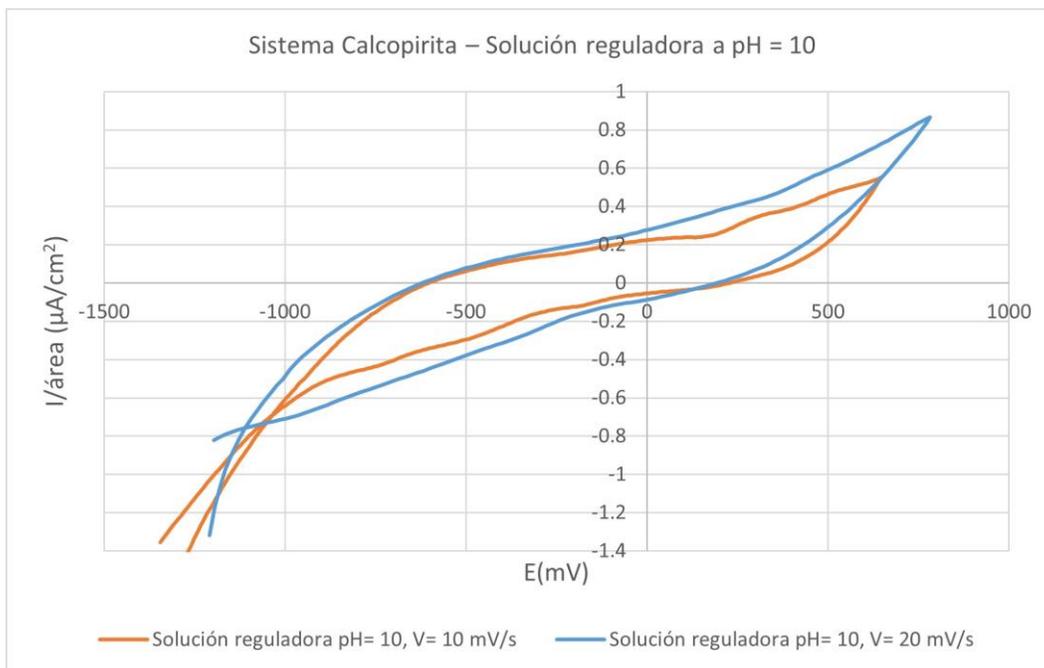


Figura 37. Voltagrama de la solución reguladora a pH = 10, con dos velocidades de barrido.

Voltagramas a pH = 11:

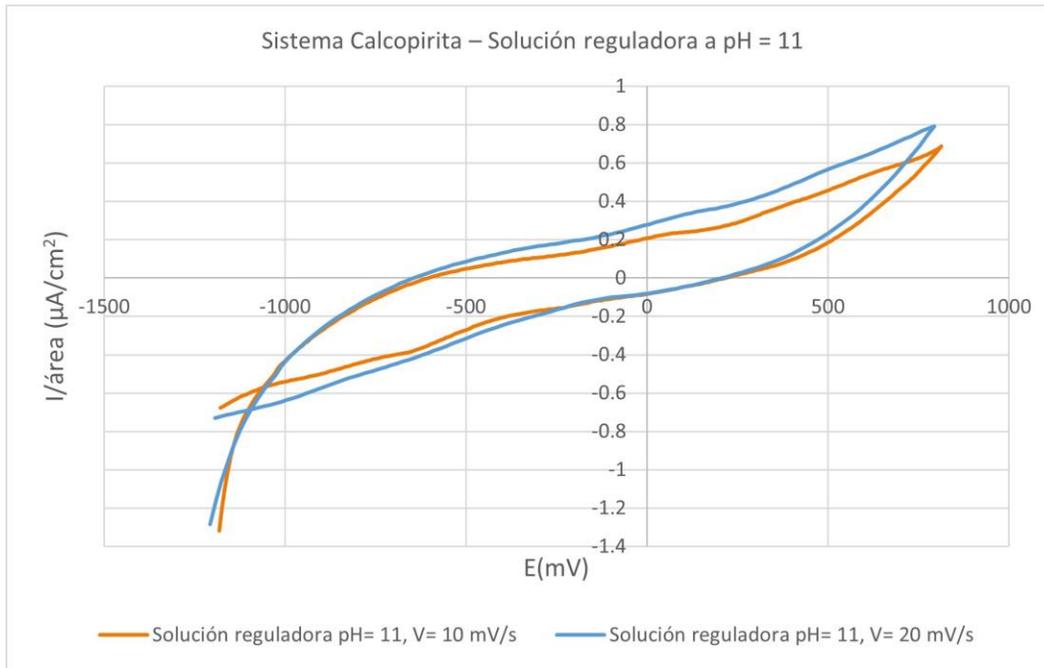
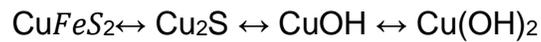


Figura 38. Voltagrama de la solución reguladora a pH = 11, con dos velocidades de barrido.

Dándonos como primera reacción la formación de hidróxidos muestra en la solución reguladora y el electrodo de calcopirita.



A continuación, presentare los voltagramas de la solución reguladora que interactúa con el xantato etílico de potasio (XEK) y la calcopirita en las siguientes Figura 39 a la 41.

Voltagramas a pH = 9:

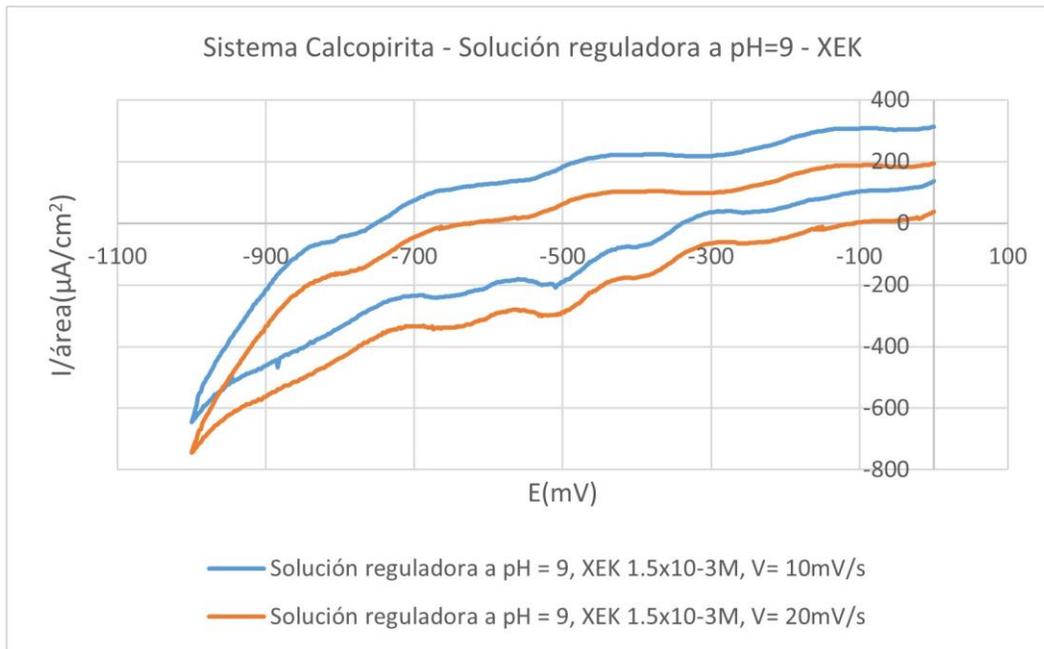


Figura 39. Voltagrama de la solución reguladora a pH = 9 con Xantato etílico de potasio 0.0015M, con dos velocidades de barrido.

Voltagramas a pH= 10

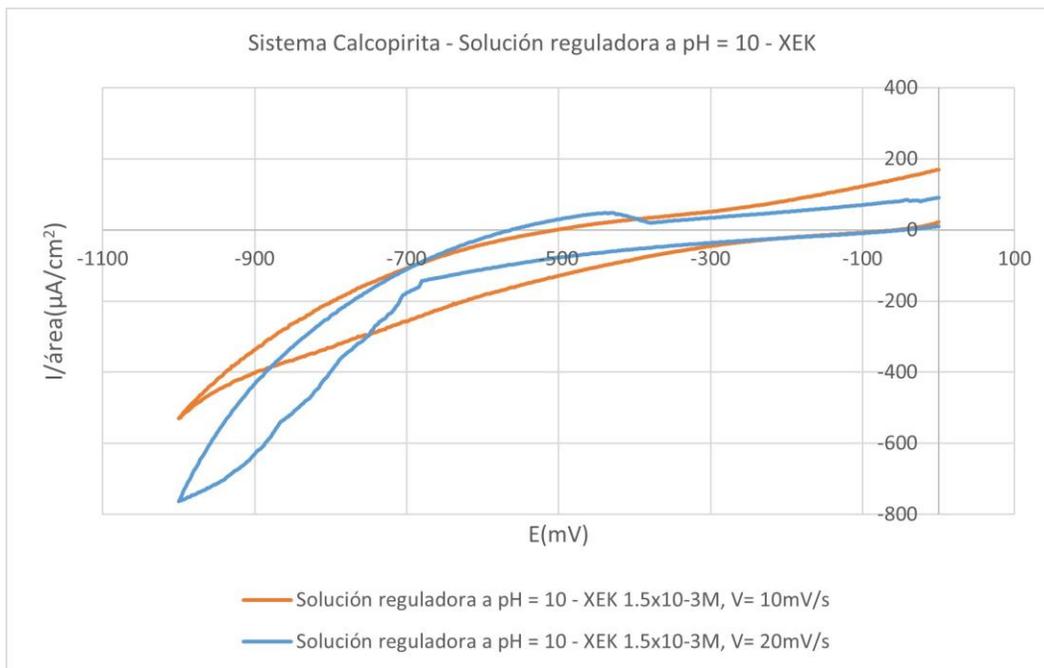


Figura 40. Voltagrama de la solución reguladora a pH = 10 con Xantato etílico de potasio 0.0015M, a dos velocidades de barrido.

Voltagramas a pH= 11

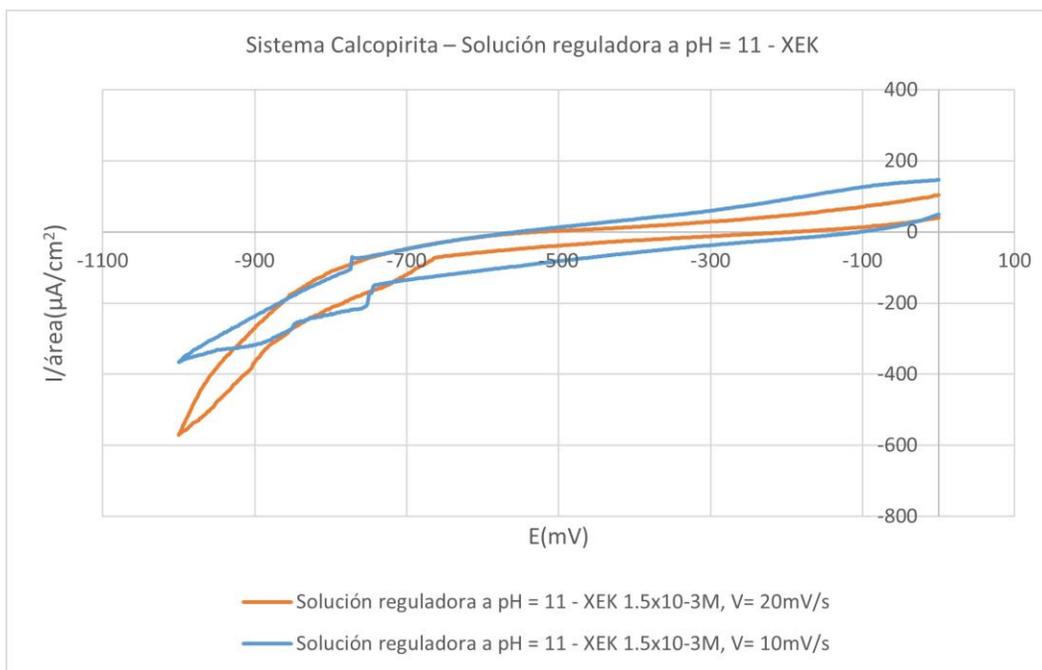


Figura 41. Voltograma de la solución reguladora a pH = 10 con Xantato etílico de potasio 0.0015M, con dos velocidades de barrido.

Ahora bien, la quimiabsorción de cobre por las interacciones del Xantato en la superficie de la calcopirita da como resultado tres posibles especies, estas son representadas a continuación con las siguientes reacciones:



Ahora analizaremos el primer pico al cual se conoce como la formación de ión Xantato absorbido:



El cual su valor de $\Delta G_r^0 = 35.6 \text{ Kcal/mol}$, se transforma, el potencial usando la ecuación 9, [15]:

$$E^0 = -\frac{\Delta G}{nF} \dots\dots\dots(9)$$

E° = Potencial de reducción estándar

ΔG = energía libre de Gibbs total

n = número de electrones transferidos, en este caso es $n=2$

F = constante de Faraday (96,4853 Kcal/mol)

$$E^{\circ} = - \frac{35.6 \left(\frac{\text{Kcal}}{\text{mol}} \right)}{(2) \left(96.4853 \frac{\text{Kcal}}{(\text{mol})(\text{V})} \right)} = -0.184 \text{ V}$$

Continuando para obtener el potencial usamos ecuación de Nernst y calculamos el potencial con la concentración de XEK la cual queda expresada en la ecuación 10:

$$E' = E^{\circ} + \frac{0.0591}{2} \log \frac{(X_{\text{abs}})^2}{(X^-)^2} \dots \dots \dots (10)$$

Simplificando la ecuación 10 queda de la siguiente forma:

$$E' = E^{\circ} + \frac{0.0591}{2} \log \frac{1}{(X^-)^2} \dots \dots \dots E' = E^{\circ} - (0.0591) \log (X^-)$$

Por lo tanto, este pico solo depende de la concentración de Xantato y nuestra concentración es de 0.0015 M

El pico es igual a: $E' = -0.184 - (0.0591) \log (0.0015) =$

$$E'_h = -0.184 + 0.1668 = -0.0172 \text{ V}$$

Ahora como se usó, un electrodo de Ag/AgCl se ajustó el potencial con la ecuación 11:

$$E = E^{\circ} - E_{\text{ref}} \dots \dots \dots (11)$$

$$E'_{\text{Ag/AgCl}} = -0.0172 \text{ V} - 0.197 \text{ V} = -0.2142 \text{ V o } -214 \text{ mV}$$

Ahora para el segundo caso es la oxidación del ión Xantato a dixantógeno



El cual su valor de $\Delta G_r^0 = 15.63 \text{ Kcal/mol}$, de igual forma se transforma, el potencial usando la ecuación 9:

$$E^0 = -\frac{15.63 \left(\frac{\text{Kcal}}{\text{mol}}\right)}{(2) \left(96.4853 \frac{\text{Kcal}}{(\text{mol})(\text{V})}\right)} = -0.081 \text{ V}$$

Continuando para obtener el potencial usamos ecuación de nert y calculamos el potencial con la concentración de XEK la cual queda expresada en la ecuación:

$$E' = -0.081 - (0.0591)\log(X^-) \dots \dots \dots (12)$$

Por lo tanto, este pico al igual que el anterior solo depende de la concentración de xantato y la concentración es igual a 0.0015M.

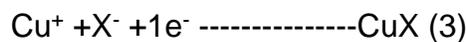
Calculándolo el pico es igual a:

$$E' = -0.081 - (0.0591) \log(0.0015) = 0.085$$

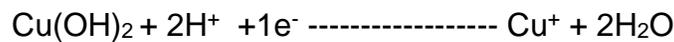
De manera idéntica transformamos el potencial usando la ecuación (11):

$$E'_{\text{Ag/AgCl}} = 0.085 \text{ V} - 0.197 \text{ V} = -0.112\text{V o } -122\text{mV}$$

Para la tercer reacción, siguiendo el diagrama de pourbax de la calcopirita damos por hecho que a pH altos esta se disocia hasta formar $\text{Cu}(\text{OH})_2$ por lo que tomamos en cuenta que para la reacción 3 se necesita Cu^+ .



Por lo tanto, usamos la siguiente reacción del hidróxido de cobre(II):

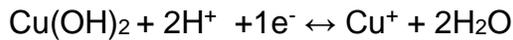


El cual su valor de $\Delta G_{\text{Cu}(\text{OH})_2} = -79.19 \text{ Kcal/mol}$, ahora se transforma, el potencial usando la ecuación 9:

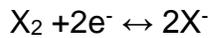
$$E^0 = - \frac{79.19 \left(\frac{\text{Kcal}}{\text{mol}} \right)}{(1) \left(96.4853 \frac{\text{Kcal}}{(\text{mol})(\text{V})} \right)} = -0.820 \text{ V}$$

Para poder obtener la siguiente expresión que depende la concentración de (H⁺), calculamos el potencial estándar para la reacción 3, usando la reacción de formación del ión Xantato y la reacción del hidróxido de cobre (II).

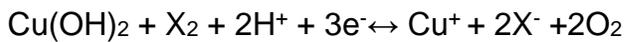
Usando los equilibrios que se proponen a continuación:



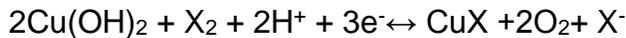
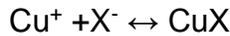
$$E^0_{\text{Cu(OH)}_2} = -0.820\text{V}$$



$$E^0_{2\text{x}} = 0.081\text{V}$$



$$\Delta E^0 = (0.081) - 0.820 = -0.739\text{V}$$



Obtenemos la siguiente ecuación (13):

$$E' = E^0 + \frac{0.0591}{n} \log \frac{(\text{H}^+)^2}{(\text{X}^-)} \dots \dots (13)$$

Donde n es el número de electrones, E° el nuevo potencial que obtuvimos y los valores de las concentraciones.

$$\text{pH} = -\log(\text{H}^+) \dots \dots \dots (\text{H}^+) = 10^{-\text{pH}}$$

El pH = 9 por lo que sustituyendo

$$E' = -0.739 - \frac{0.0591}{3} \log \left(\frac{(10^{-9})^2}{0.0015} \right) = -0.440 \text{ V}$$

Ahora transformamos de ENH a E Ag/AgCl

$$E'_{\text{Ag/AgCl}} = -0.440 \text{ V} - 0.197 \text{ V} = -0.647\text{V o } -647\text{mV}$$

El pH = 10 por lo que sustituyendo

$$E' = -0.739 - \frac{0.0591}{3} \log\left(\frac{(10^{-10})^2}{0.0015}\right) = -0.400 \text{ V}$$

Ahora transformamos de ENH a E Ag/AgCl

$$E'_{\text{Ag/AgCl}} = -0.400 \text{ V} - 0.197 \text{ V} = -0.597 \text{ V o } -597 \text{ mV}$$

El pH = 11 por lo que sustituyendo

$$E' = -0.739 - \frac{0.0591}{3} \log\left(\frac{(10^{-11})^2}{0.0015}\right) = -0.361 \text{ V}$$

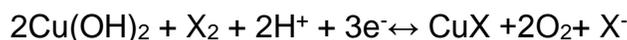
Ahora transformamos de ENH a E Ag/AgCl

$$E'_{\text{Ag/AgCl}} = -0.361 \text{ V} - 0.197 \text{ V} = -0.558 \text{ V o } -558 \text{ mV}$$

Con estos potenciales se comparan con los obtenidos en los voltogramas, el sistema de calcopirita – solución reguladora - xantato etílico de potasio. Por lo que se observa un comportamiento similar, esto mostraría la formación del compuesto entre el xantato etílico de potasio y la calcopirita como la reacción 3 de las interacciones de xantato con la superficie de la calcopirita.

Como se observa en la Figura 39, se nota más claro los cambios de pendiente, se muestran 3 picos con lo que podemos describir con certeza que ocurren las reacciones, ahora buscamos comparar los intervalos de estos valores.

Ahora bien, usando información de tablas y lo anterior mencionado en el sistema calcopirita con solución reguladora, propondremos la siguiente reacción entre la calcopirita y el xantato etílico de potasio.



Ya calculados los potenciales de las reacciones anteriormente descritos entre el xantato etílico de potasio y la calcopirita comparamos sus valores teóricos con los obtenidos en los voltogramas. Los cuales se muestran en la tabla 11.

Tabla 11. Potenciales para sistema calcopirita – XEK para las tres reacciones a pH= 9.

Picos	Velocidad de Barrido (mV/s)	Potencial pico anódico teórico (mV)	Potencial pico anódico experimental (mV)
1°	10	-112	-130
	20	-112	-134
2°	10	-214	-428
	20	-214	-432
3°	10	-647	-666
	20	-647	-670

Por lo que tenemos que el valor de los picos puede verse afectado por la velocidad siendo la velocidad menor la que más se acercó al potencial.

Para esta parte se realizó un primer análisis del pH, como se observa en la, un primer efecto que se observa es que a pHs más altos, los voltogramas se desplazan a corrientes más altas, pero también se ve un desplazamiento de los potenciales, esto permite tener una lectura más precisa por lo que se analizaran primero los voltogramas con pHs más bajos.

Después de revisar el diagrama de pourbax de la calcopirita en la Figura 42, podemos observar la ruta que toma la calcopirita hasta transformarse en hidróxido de cobre (II) a pH 9, 10 y 11, se llevan a cabo las mismas reacciones, con esto lo usamos para describir el comportamiento de la calcopirita, al estar esta tesis dirigida a un caso de la industria extractiva, por costo beneficio se decide analizar el sistema a pH = 9.

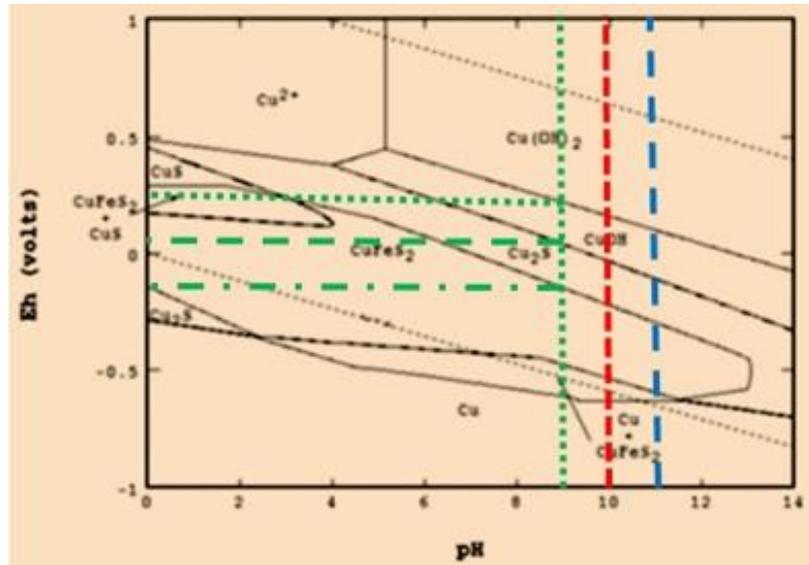


Figura 42. Diagrama de pourbax de la calcopirita [3], en color verde se muestran a $\text{pH} = 9$, color rojo $\text{pH} = 10$ y en color azul a $\text{pH} = 11$.

Como se muestra en la Figura 42. Diagrama de pourbax de la calcopirita, en color verde se muestran a $\text{pH} = 9$, color rojo $\text{pH} = 10$ y en color azul a $\text{pH} = 11$. El sistema de la calcopirita con solución reguladora a $\text{pH} = 9$, mostro cambios de pendiente, localizados en el intervalo de -700 a 400 mV.

3.4 Balances de Flotación selectiva

Para emular el tipo de flotación que se ocupa en la industria, se trabajó con un balance metalúrgico de la flotación primaria donde se analizó, los valores del concentrado primario se presentan en el anexo 1 y usare el balance metalúrgico de la Tabla 12, para explicar los efectos del colector en la flotación.

Como principal característica se tiene un interés en 3 elementos, por lo que los resultados de ley de Cu, ley de Pb y ley de Zn, así como el contenido metálico y porcentaje de recuperación de cada elemento.

Tabla 12. Balance metalúrgico, Flotación primaria pH = 9, XEK de $1.5 \times 10^{-3} M$.

	Peso (gr)	%Ley Cu	%Ley Pb	%Ley Zn	CM Cu (gr)	CM Pb (gr)	CM Zn (gr)	%Re Cu	%Re Pb	%Re Zn
Concentrado	16.1	15.83	4.14	1.21	2.55	0.67	0.19	36.05	6.37	1.08
Estéril	203.9	2.22	4.80	8.71	4.52	9.79	17.75	63.95	93.63	98.92
Alimentación	220	3.21	4.75	8.16	7.07	10.46	17.95	100	100	100

En la Tabla 12, se tiene que el porcentaje ley de cobre (%Ley Cu) de la alimentación es de 3.21% de ley de cobre, por lo que al usar el proceso de flotación el concentrado de este aumenta a 15.83% de ley de cobre lo cual habla de una mayor recuperación al usar el xantato etílico de potasio. Con estos datos podemos realizar la comparación de leyes de concentrado primario de cobre, a diferentes pH, como se muestra en la Figura 43, de plomo en la Figura 44 y de zinc en la Figura 45.

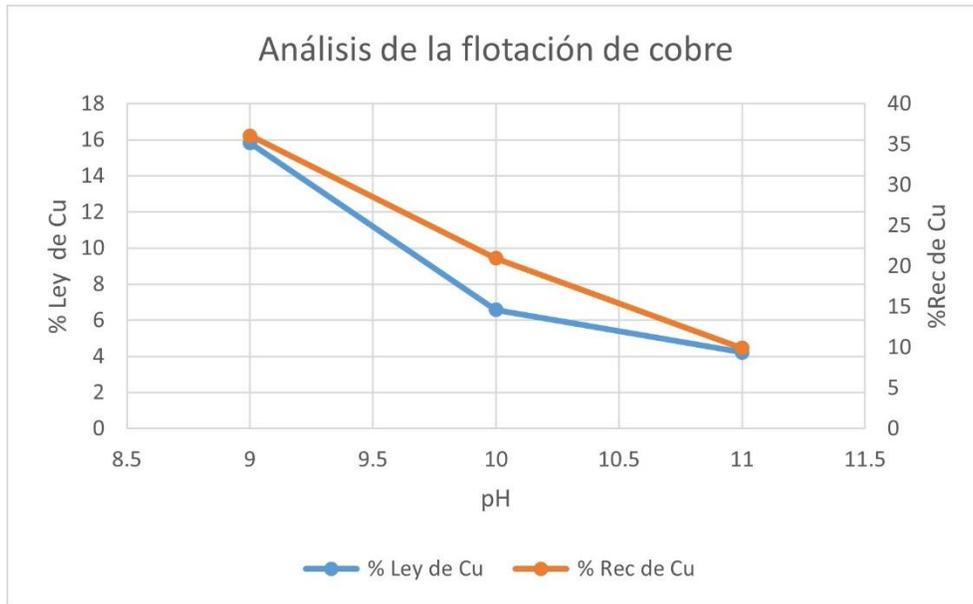


Figura 43. Gráfico comparativo de pH vs % Ley de cobre y pH vs % Recuperación de cobre en el primer concentrado.

Es claro que la Figura 43, el % ley de cobre tiene una tendencia muy parecida al porcentaje de recuperación de cobre (%Rec Cu), por lo que tenemos que entre menor sea el pH, mayor será la recuperación de cobre.

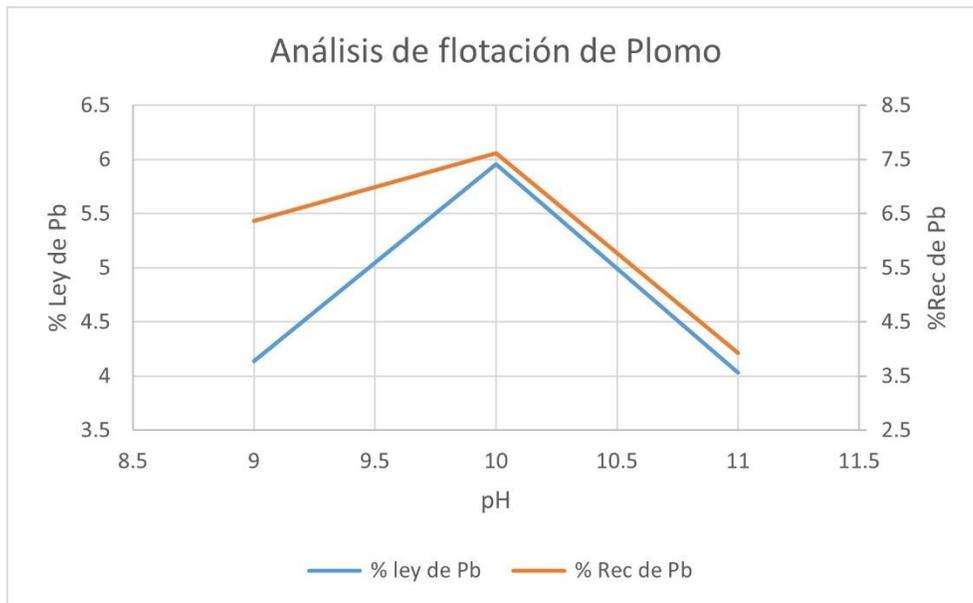


Figura 44. Gráfico comparativo de pH vs % Ley de plomo y pH vs % Recuperación de plomo en el primer concentrado.

En el caso de la Figura 44, el plomo se observa que tiene una misma tendencia entre ley y su recuperación, pero de igual forma que el cobre. El porcentaje ley de plomo y porcentaje de recuperación son más altos a pH= 10.

Pero en la Figura 45, se muestra un comportamiento completamente diferente de los anteriores, ya que el zinc no presenta las mismas tendencias que el cobre y el plomo.

Por lo que se obtiene una mayor %Ley de Zn a pH más alto, como se ve en la Figura 45, a o pH = 11 de ley de zinc 1.4% y porcentaje de recuperación era completamente diferente teniendo, que a pH más bajos la recuperación aumentaba, pero en pH = 10, la ley era la más alta.

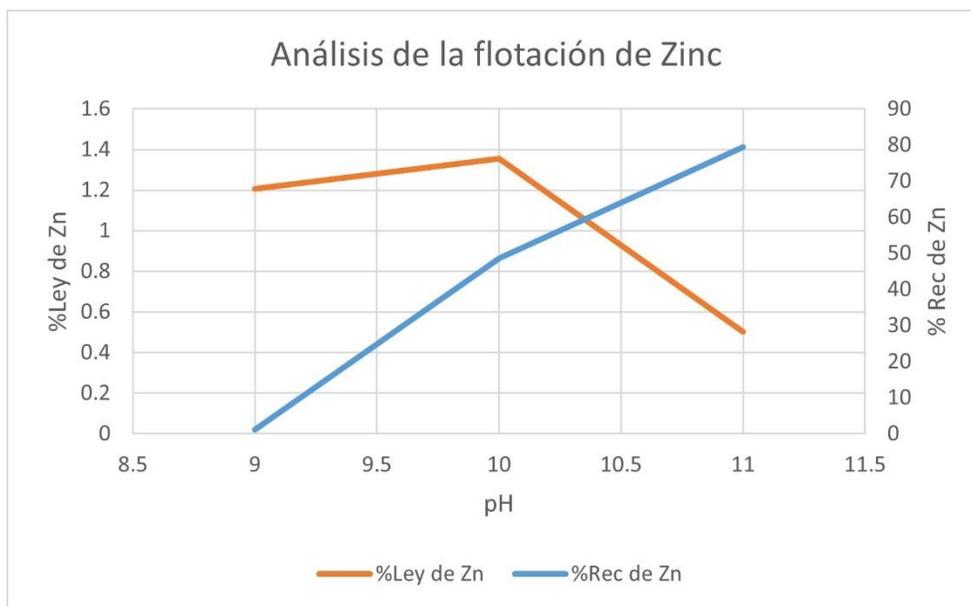


Figura 45. Gráfico comparativo de pH vs % Ley de zinc y pH vs % Recuperación de zinc en el primer concentrado.

Ahora se realizó una comparación con los voltagramas, se observó que los picos más claros se ven en pH= 9, como observamos al agregar xantato etílico de potasio este mejoro las condiciones de flotación para el cobre lo que nos permite tener un mayor recuperación para el desarrollo del proceso industrial, las interacciones entre el xantato etílico de potasio con otros elementos se ven afectados en el caso del plomo disminuye mucho su rendimiento a pH, más bajos pero tampoco muy altos por lo que se recomienda que la flotación secundaria sea en un pH mayor como el 10, en este se obtiene una mayor recuperación y % ley de Pb, al igual que

en el caso del zinc que tiene un efecto contrario entre mayor es el pH, % ley de Zn aumenta pero el % recuperación de Zinc se ve disminuido y de igual forma que le plomo se tiene a pH 10 es donde se obtiene el mayor % ley de Zn y % recuperación de Zn.

Con estas pruebas de flotación se concluye que las mejores condiciones para la flotación selectiva son:

Flotación primaria a pH = 9, Flotación Secundaria a pH = 10, XEK de $1.5 \times 10^{-3} \text{M}$, CuSO_4 de $1.5 \times 10^{-3} \text{M}$.

Capítulo 4: Conclusiones

- La materia prima proporcionado por Grupo México, se analizó vía Menografía, Espectroscopia de Absorción Atómico y Difracción de Rayos X, en la que se desvela que está compuesta de Galena, Calcopirita, Esfalerita y Cuarzo.

- La materia prima tiene las siguientes características:

$Wi = 18.89 \frac{Kwh}{Ston}$, tamaño de liberación de 104 micrómetros, tiempo óptimo de molienda de 20 minutos.

- Se construyo un electrodo de alta pureza de calcopirita.
- Las principales características de los voltogramas resultados de esta tesis son: a menor velocidad los picos de las reacciones se definen; a una mayor velocidad de barrido estos no se definen. Por lo que los voltogramas con la velocidad de barrido de 10 mV/s, se obtuvieron mejores resultados.
- En el análisis de los voltogramas, para el sistema Calcopirita, Xantato Etílico de Potasio en solución reguladora a pH = 9, se tiene que en el primer pico anódico experimental es de -130 mV, en el segundo pico es de -428mV, y el tercer pico es de -666 mV, estos voltogramas con una velocidad de barrido de 10 mV/s, con estos puntos es posible definir las reacciones obtenidas que son:



- Las condiciones adecuadas son: en la flotación primaria pH = 9, flotación Secundaria pH = 10, con concentración de XEK de $1.5 \times 10^{-3}M$, $CuSO_4$ de $1.5 \times 10^{-3}M$.

Bibliografía y Mesografía:

- [1] I. F. A. O. Camimex, «Informe de la octagésima segunda asamblea general ordinaria de la cámara minera de México.,» Camimex, 2019.
- [2] G. J. Pablo, «Evolución reciente de la minería en México,» *Comercio Exterior*, Vol. 63, Núm. 4, Julio y Agosto de 2013, pp. 2-5, 2013.
- [3] R. J. L. Valdivieso Alejandro, «Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos, X Simposio sobre Procesamiento de Minerales,» 22 mayo 2019. [En línea]. Available: <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/05/Flotaci%C3%B3n-de-cobre.pdf>.
- [4] B.A., Tecnología de Procesamiento de Minerales., 1ª Edición ed., México: Limusa, 1987, pp. 345-419..
- [5] A. R. Joaquín, Flotación de Minerales, Chile: Chile, 2011, pp. 5-6.
- [6] P. W, Electrochemistry for Material Science, 2008.
- [7] N. L. G, Principios de la Flotación de Minerales., Chile: Editorial MSC, 2008.
- [8] Antonio César Bravo Gálvez, «Planta Concentradora,Manual de Flotación,» Empresa minera los Quenuales S.A, Casapalca, Unidad Minera Yaulicua, 2004.
- [9] E. F. H. Molina, Tesis de licenciatura (Estudios de voltimetría cíclica en el sistema Shinopsis lorentzii-T5, aplicado a la flotación selectiva de menas sulfuradas de plomo), Ciudad de México.: Facultad de Química, UNAM., 2017.
- [10] F. R. C. Romero, Estudio de voltametría cíclica de xantato etílico de potasio y dicromato de potasio sobre galena, Ciudad Universitaria, CD de MX, 1992.
- [11] E. F. B., «VOLTAMETRIA CICLICA: LA ESPECTROSCOPIA ELECTROQUIMICA PARTE1,» *Revista Química*, Vol. IX. N°2, pp. 165-172., Diciembre de 1995.
- [12] J. L. Bowden, Voltammetric Investigation of Xanthate Chemisorption on a Chalcopyrite Surface, Montana: Tech of the universiti of Montana, 2015.
- [13] A. M.-R. Luz María Torres Rodríguez*, «Conversión de potenciales entre distintos electrodos de referencia: Una analogía para facilitar su comprensión,» 17 Mayo 2019. [En línea]. Available: http://bsqm.org.mx/pdf-boletines/V11/V11N1/4ConversionPotenciales_BSQ11-1.pdf.
- [14] S. O. C. A. P. R. D. S. W. S. C. D. Danny Guzmán, «Sulphuric acid leaching of mechanically activated chalcopyrite,» *Revista Facultad de Ingeniería Universidad de Antioquia*, vol. Rev.fac.ing.univ. Antioquia no.56 Medellín , nº On-line version ISSN 2357-53280, pp. 32-39, Oct./Dec. 2010.
- [15] K. S. Metallurgy., «Problems and solutions in Chemistry for IIT-JEE.,» Nueva Delhi, Editorial Tata McGraw-Hill, 2010, p. 1411.

- [16] F. R. N. Rabadan, Tesis de licenciatura (Estudios de voltametría cíclica para el sistema pirita-xantato etílico de potasio-T5 (*schinopsis lorentzii*) para un proceso de flotación), CDMX: Facultad de Química, UNAM., 2017.
- [17] N. Perez, Electroquímica y ciencia de la corrosión, suiza: Springer International Publishing , 2016, p. 121 .
- [18] P. E. Sarquís, V. Ciribeni y M. González, «EFECTO DEPRESOR DE REACTIVOS ORGÁNICOS SOBRE LOS COMPONENTES DE UN MINERAL DE FLUORITA,» *Instituto de Investigaciones Mineras Argentina* , 2006.
- [19] R. Woods, Electrochemistry of sulphide flotation., M.C. Fuerstenau, 1976.
- [20] B. G. Antonio, Manual de Flotación., Perú : Editorial EMYSA, 2014.
- [21] G. A. Baeza Alejandro, «Principios de Electroquímica Analítica,» 25 Abril 2019. [En línea]. Available: http://depa.fquim.unam.mx/amyd/archivero/DOC_APOY_FUNDAMENTOS_ELECTROANALITICA_2011_16333.pdf.
- [22] J. M. Rosa Canales, Estudios de voltametría cíclica del sistema Galera-Xantato etílico de potasio-dextrina bajo condiciones de flotación, 1999.
- [23] J. M. D. I. R. C. G. J. G. A. Huerta-Cerdán, «Cyclic voltammetry and dielectric studies on PbS–potassium ethyl xanthate–dextrine system under flotation and depression conditions,» *Journal of Materials Processing Technology* 143–144, pp. 23-27, 2003.
- [24] C. A. O. Kubaschewski, Metallurgical Thermochemistry, Oxford, Newyork, Toronto, Sydney, Paris, Frankfurt: Pergamon press, 1979.

Anexo 1

Se presentan los resultados de la etapa 4 que consisten en los balances metalúrgicos de las flotaciones selectivas que se propusieron para cada sistema:

Tabla 13. Balance metalúrgico, Flotación primaria pH = 9, XEK ($1.5 \times 10^{-3}M$).

	Peso (gr)	%Ley Cu	%Ley Pb	%Ley Zn	CM Cu (gr)	CM Pb (gr)	CM Zn (gr)	%Re Cu	%Re Pb	%Re Zn
Concentrado	16.1	15.83	4.14	1.21	2.55	0.67	0.19	36.05	6.37	1.08
Estéril (T)	203.9	2.22	4.80	8.71	4.52	9.80	17.76	63.95	93.63	98.92
Alimentación	220	3.21	4.76	8.16	7.07	10.46	17.95	100	100	100

Tabla 14. Balance metalúrgico, Flotación primaria pH = 10, XEK ($1.5 \times 10^{-3}M$).

	Peso (gr)	%Ley Cu	%Ley Pb	%Ley Zn	CM Cu (gr)	CM Pb (gr)	CM Zn (gr)	%Re Cu	%Re Pb	%Re Zn
Concentrado	14.4	6.58	5.96	1.36	0.95	0.86	0.20	20.98	7.62	44.53
Estéril (T)	205.6	1.74	5.06	0.12	3.57	10.40	0.24	79.02	92.38	55.47
Alimentación	220	2.05	5.12	0.20	4.52	11.26	0.44	100.00	100.00	100.00

Tabla 15. Balance metalúrgico, Flotación primaria pH = 11, XEK ($1.5 \times 10^{-3}M$).

	Peso (gr)	%Ley Cu	%Ley Pb	%Ley Zn	CM Cu (gr)	CM Pb (gr)	CM Zn (gr)	%Re Cu	%Re Pb	%Re Zn
Concentrado	11.2	4.23	4.03	0.50	0.47	0.45	0.06	9.93	3.93	79.45
Estéril (T)	208.8	2.06	5.27	0.01	4.29	11.01	0.01	90.07	96.07	20.55
Alimentación	220	2.17	5.21	0.03	4.77	11.46	0.07	100	100	100