



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE QUÍMICA

***ESTUDIO DE IMPEDANCIA A ALTA FRECUENCIA APLICADO AL
PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES PBS-ZNS, COMPARANDO
DOS REACTIVOS NATURALES (TANINOS QUEBRACHO)***

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE

INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO

PRESENTA

OMAR NOÉ GARCÍA CRUZ



MÉXICO, D.F.

AÑO 2014



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: Prof. Antonio Huerta Cerdán.
VOCAL: Prof. Faustino Juárez Sánchez.
SECRETARIO: Prof. Juan Manuel de la Rosa Canales.
1^{ER} SUPLENTE: Prof. Francisco Javier Rodríguez Cruz
2^{DO} SUPLENTE: Prof. Carlos Rodríguez Rivera

Sitio donde se desarrolló el tema:

Edificio "D", Facultad de Química, UNAM, Laboratorio de Beneficio de Minerales.

ASESOR DEL TEMA: M. en C. Antonio Huerta Cerdán.

Firma

SUSTENTANTE: Omar Noé García Cruz

Firma

ÍNDICE	
Resumen	6
Introducción	7
Objetivos	10
Hipótesis	10
CAPÍTULO I Fundamentación teórica	11
1.1. IMPEDANCIA A ALTAS FRECUENCIAS	12
1.1.1. Principios básicos de la técnica	13
1.1.2. Circuitos equivalentes	16
1.1.3. Elementos de circuitos	17
1.1.4. Circuitos de corriente alterna	29
1.1.5. Circuitos capacitivos	19
1.1.6. Circuitos inductivos	23
1.1.7. Circuitos resistivos	27
1.1.8. Capacitancia	28
1.1.9. Dielectricidad y Constante dieléctrica	30
1.2. FLOTACIÓN POR ESPUMA	34
1.2.1. Reactivos para flotación	36
1.2.2. Colectores	37
1.2.3. Depresores	42
1.2.4. Espumantes	46
1.2.5. Modificadores de pH	47
1.2.6. Equipos para flotación	47
CAPÍTULO II Desarrollo experimental	50
2.1. Etapa I. Caracterización química del mineral	52
2.2. Determinación del tamaño de liberación	52
2.3. Caracterización Menagráfica	56
2.4. Etapa II. Pruebas de Impedancia a Alta Frecuencia	58
2.5. Etapa III. Pruebas de Flotación Selectiva	61

CAPÍTULO III	Resultados	64
3.1.	Caracterización del mineral	65
3.2.	Pruebas de Impedancia a Alta Frecuencia	66
3.3.	Pruebas de Flotación Selectiva	71
CAPÍTULO IV	Análisis de resultados	75
4.1.	Caracterización Menagráfica	76
4.2.	Pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias	77
4.2.1.	Sistemas PbS-T5/PbS-M3 y PbS-XEK-T5/PbS-XEK-M3	77
4.2.2.	Sistemas PbS-T5 y PbS-M3	78
4.2.3.	Sistemas PbS-XEK-T5 y PbS-XEK-M3	79
4.2.4.	Sistemas ZnS-T5/ZnS-M3 y ZnS-XEK-T5/ZnS-XEK-M3	82
4.2.5.	Sistemas ZnS-T5 y ZnS-M3	82
4.2.6.	Sistemas ZnS-XEK-T5 y ZnS-XEK-M3	83
4.3.	Pruebas de Flotación Selectiva	85
4.3.1.	% Recuperación y % Ley de Pb, comparando dos reactivos depresores T5 y M3 en la celda primaria de Plomo	86
4.3.2.	% Recuperación y % Ley de Zn, comparando dos reactivos depresores T5 y M3 en la celda primaria de Zinc	86
CAPÍTULO V	Conclusiones	89
CAPÍTULO VI	Anexos	92
A.1.	IMPEDANCIA A ALTAS FRECUENCIAS	93
A.1.1.	Galena: Con reactivos depresores (T5 y M3) en ausencia de reactivo colector (XEK).	93
A.1.2.	Galena: Con reactivos depresores (T5 y M3) y en presencia de reactivo colector (XEK).	94
A.1.3.	Esfalerita: Con reactivos depresores (T5 y M3) en ausencia de reactivo colector (XEK).	95
A.1.4.	Esfalerita: reactivos depresores (T5 y M3) y en presencia de reactivo colector (XEK).	96
A.2.	BALANCE METALÚRGICO DE FLOTACIONES SELECTIVAS	97
A.3.	ANÁLISIS QUÍMICOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN	110

SELECTIVA

A.4. CALIBRACIÓN DEL EQUIPO MEDIDOR DE IMPEDANCIA Y CÁLCULO DE LA CONSTANTE DIELECTRICA	114
--	-----

CAPÍTULO VII Bibliografía	117
---------------------------	-----

Resumen

En el presente trabajo se realizó una comparación entre reactivos depresores del tipo Quebrachos, empleando la técnica de Impedancia a Altas Frecuencias, aplicada a procesos de flotación selectiva en minerales

La técnica de Impedancia a Altas Frecuencias describe el comportamiento electroquímico en la superficie de minerales de PbS (Galena) y ZnS (Esfalerita) de alta pureza, al estar en contacto con reactivos para flotación, como son; colectores, depresores, activadores; Describe también el comportamiento de dos reactivos depresores Quebrachos T5 (*Schinopsis Lorentzii*) y M3 (*Schinopsis Balansae*), su interacción y funcionalidad en una celda de flotación de minerales mediante la técnica de flotación selectiva.

Los resultados obtenidos de la técnica de Impedancia a Altas Frecuencias se presentan en términos de Constante dieléctrica (ϵ') y Conductividad eléctrica (σ), realizando barridos de frecuencias que van desde 0.5MHz hasta 100MHz. Los diferentes comportamientos observados en cada reactivo depresor están en función de la concentración del mismo, dependiendo del mineral en estudio. Con base al comportamiento electroquímico de cada material, se puede decir que: a) Los reactivos depresores Quebracho T5 y M3 sobre el sistema PbS, aumentan su Conductividad eléctrica y Constantes dieléctricas al aumentar la concentración de depresor y al aumentar el pH; b) Los reactivos depresores Quebracho T5 y M3, sobre el sistema ZnS, disminuyen la Constante dieléctrica del material (ϵ') y aumenta la Conductividad eléctrica (σ) conforme aumenta el pH.

Con base a los resultados obtenidos y retomando condiciones de trabajo previas aplicadas al proceso de flotación selectiva, teniendo como sistema de trabajo, un circuito de dos celdas de flotación primaria para obtener concentrados de Pb y Zn, respectivamente, destacando el porcentaje de recuperación y ley de ambos metales obtenidos durante el proceso, basados en el cálculo de un balance metalúrgico para ambas celdas; Se concluye que el depresor Quebracho T5, es el depresor de mayor fuerza en ambos sistemas.

Introducción

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

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfases sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. Ésta depende de la probabilidad de unión partícula-burbuja que existe al interior de una 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. Las burbujas de aire transportan los sólidos de valor a la superficie, donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye el material estéril o de relave.

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

Para lograr una buena concentración en la etapa de limpieza del concentrado se requiere que las especies útiles que constituyen la mena estén separadas o liberadas, ésta liberación de las partículas útiles no es necesaria en la etapa primaria de flotación. La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un grado

adecuado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de $-100\mu\text{m}$ a $-75\mu\text{m}$.

De esta forma, el proceso de flotación está gobernado por una gran cantidad de variables las cuales interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en las aplicaciones prácticas.

Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de los reactivos químicos adicionados: colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores de pH.

Hoy en día, la industria minero-metalúrgica tiene como principal objetivo obtener altas producciones de mineral y concentrados con alto valor económico. Por esta razón se requieren procesos eficientes, capaces de separar minerales complejos como lo son: cobre-zinc, plomo-zinc, plomo-cobre-zinc. Para llevar a cabo estos procesos, actualmente se usan reactivos depresores que son indispensables para lograr la selectividad de cada concentrado y en algunos casos son reactivos con una toxicidad significativa para el ser humano y para el medio ambiente como es el caso de *Cianuro de Sodio* o *Dicromato de Potasio*. En cuyos casos se tienen grandes cantidades de minerales a procesar y en consecuencia, el uso de grandes cantidades de reactivos los cuales generan una gran cantidad de desechos tóxicos. Actualmente esta industria invierte gran cantidad de dinero tratando de disminuir el impacto ambiental provocado por estos reactivos.

Una de las aportaciones que se pueden hacer para erradicar o disminuir en gran medida el daño causado al medio ambiente por los depresores anteriormente mencionados, es la implementación de reactivos orgánicos de tipo biodegradable, específicamente: *Quebrachos*. Estos reactivos se degradan con gran facilidad representando un impacto dañino muy bajo para el medio ambiente, siendo los

Quebrachos T5 (***Schinopsis Lorentzii***) y M3 (***Schinopsis Balansae***), reactivos depresores que *sustituyen* en su totalidad al Cianuro de Sodio en la depresión de esfalerita, pirita y calcopirita y al Dicromato de Potasio en la depresión de galena.

Por su parte en México, no se tiene un amplio conocimiento del uso de reactivos naturales del tipo orgánico como depresores, debido a que la principal producción de materia prima para obtener el depresor Quebracho, se da en América del sur (Argentina-Paraguay) [2 y 3]. Por tal motivo, este trabajo está orientado a la búsqueda y determinación de las mejores condiciones experimentales que un mineral plomo-zinc pueda tener en cuanto a flotación selectiva y depresión se refiere, usando y comparando dos reactivos depresores del tipo Quebracho: T5 (***Schinopsis Lorentzii***) y M3 (***Schinopsis Balansae***).

Objetivos

- Determinar los efectos de la concentración de dos tipos de Quebracho (T5 y M3), así como el efecto de pH sobre minerales de prueba de alta pureza de PbS y ZnS para su posterior aplicación en los procesos de flotación, a través de mediciones de Impedancia a alta Frecuencia.
- Determinar los efectos de concentración de Quebracho (T5 y M3) y pH, bajo los cuales un mineral de sulfuros de plomo y zinc, puede flotar o ser deprimido a través de pruebas de flotación.

Hipótesis

Si se conocen las propiedades eléctricas de las interacciones mineral-reactivo presentes al interior de una celda que actúa como capacitor a través de la técnica de Impedancia a Altas Frecuencias y éstas se extrapolan a un proceso de flotación, será posible incrementar las eficiencias de depresión de Zn, en las flotaciones selectivas de menas sulfuradas de Pb-Zn.

CAPÍTULO I

Fundamentación

Teórica

1.1. IMPEDANCIA A ALTAS FRECUENCIAS

Introducción

La técnica empleada para medir la respuesta eléctrica de los materiales en función de la frecuencia de la señal de excitación se denomina “Espectroscopía de Impedancias”. A la impedancia la podemos definir como *la resistencia de un material al paso de la corriente eléctrica, donde puede haber un desfase entre ésta y el voltaje aplicado* [9]. Con la espectroscopía de impedancia es posible hacer barridos de frecuencia muy amplios, que pongan de manifiesto, tanto los fenómenos que tienen lugar a alta frecuencia como aquéllos que ocurren a bajas frecuencias, dentro del sistema objeto de estudio.

La técnica de Espectroscopía de Impedancia Electroquímica (EIS) constituye una poderosa herramienta para la caracterización de numerosas propiedades eléctricas de los materiales y de sus interfases. Uno de los mayores atractivos de esta técnica es la posibilidad de distinguir entre distintos procesos que tienen lugar, de forma simultánea y/o consecutiva, en un sistema.

En particular, la espectroscopía de impedancia electroquímica es un método que puede utilizarse para estudiar los distintos procesos físicos y químicos que tienen lugar en la interfase entre un electrodo y un electrolito. Tiene la ventaja de ser una técnica no destructiva, que además se implementa “in-situ”, permitiéndonos obtener respuestas directas del sistema que estamos estudiando. A través de este tipo de análisis electroquímico se puede obtener información sobre la cinética y los mecanismos de formación de capas de materiales. Dicha técnica tiene numerosas aplicaciones, que van desde el estudio del transporte de masa, velocidades medias de difusión, corrosión, propiedades eléctricas, hasta defectos microestructurales [9].

1.1.1 Principios básicos de la técnica

Cuando un sistema se encuentra en un estado estacionario y es perturbado, por ejemplo, con una señal de corriente alterna, tenderá a relajarse a un nuevo estado estacionario. El tiempo necesario para que tenga lugar esa relajación se denomina constante de tiempo (τ).

Los procesos rápidos, es decir, con τ bajos, tienen lugar a frecuencias elevadas. En cambio, los procesos lentos, con τ altos, tendrán lugar a frecuencias bajas. Cada proceso, por tanto, se relaciona con una frecuencia característica:

$$f = \frac{1}{2\pi\tau} \quad [1.1.1]$$

Las medidas de impedancia implican la aplicación de pequeñas perturbaciones de potencial (E) a un electrodo y se mide la respuesta del sistema en corriente (I), o viceversa, a diferentes frecuencias. Si las medidas se llevan a cabo en modo potencioestático, la señal de perturbación en corriente alterna será un potencial y la respuesta registrada, una corriente. Consideremos una señal de perturbación sinusoidal:

$$E(t) = E_0 + \Delta E \text{sen}(\omega t) \quad [1.1.2]$$

Si el sistema es lineal, la respuesta será una corriente sinusoidal pura:

$$I(t) = I_0 + \Delta I \text{sen}(\omega t - \vartheta) \quad [1.1.3]$$

Donde E_0 e I_0 son, respectivamente, el potencial (voltios) y la corriente (amperios) correspondientes al estado estacionario (corriente continua); ω es la frecuencia angular de la señal en radianes ($\omega = 2\pi f$) y Θ es el ángulo de desfase entre el potencial de perturbación y la corriente de respuesta (Figura 1.1.1.1.).

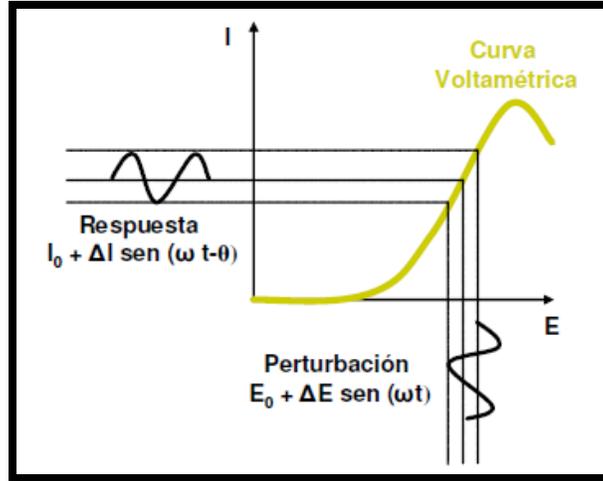


Figura 1.1.1.1. Gráfico I (Corriente) vs E (Potencial) de respuesta a una perturbación sinusoidal [9].

Como se observa en la figura 1.1.1.1, la respuesta debe ser puramente sinusoidal, pero en la mayoría de los casos no se da esta circunstancia. Es posible mantener un comportamiento lineal si se utiliza una señal de perturbación con una amplitud “E” suficientemente pequeña.

Considerando únicamente la parte alterna, las dos ecuaciones anteriores se transforman en el plano complejo a:

$$E(t) = \Delta E e^{j\omega t} \quad [1.1.4]$$

$$I(t) = \Delta I e^{j(\omega t - \vartheta)} \quad [1.1.5]$$

A partir de estas ecuaciones, la impedancia Z (Ω) se define como la relación existente entre el potencial aplicado y la intensidad de respuesta:

$$Z = \frac{\Delta E}{\Delta I} e^{j\vartheta} = |Z|(\cos\vartheta + j\sin\vartheta) = Z_r + jZ_i \quad [1.1.6]$$

En el plano complejo, la impedancia se representa con un vector de módulo “Z” y de ángulo “ Θ ”, formado por el vector y el eje real, tal y como se muestra en la figura 1.1.1.2. Esta representación de un número complejo en un plano recibe el nombre de “Diagrama de Argand”. Z_r es la parte real de la impedancia y hace

referencia a su componente resistiva, mientras que Z_i es la parte imaginaria y representa su componente capacitiva o inductiva.

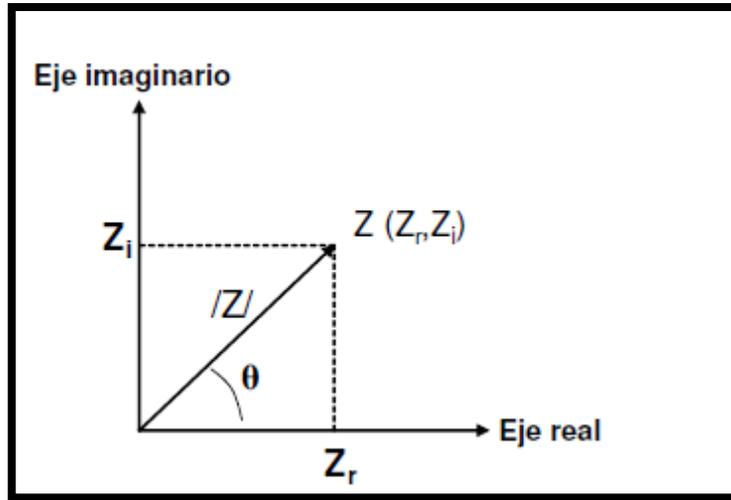


Figura 1.1.1.2. Representación en el plano complejo de la impedancia (Diagrama de Argand) [9].

Análogamente la impedancia se puede comparar con la ley de Ohm, definiéndola como la diferencia de voltaje con respecto a la diferencial de corriente, representada por la letra Z y medida en Ohms (Ω).

$$|Z| = \frac{\partial E}{\partial I} \quad [1.1.7]$$

La impedancia es un número complejo, que no varía con respecto al tiempo. Cuando se están analizando los valores de impedancia de un sistema dado, a cada valor de frecuencia corresponde uno de ángulo de fase y un valor absoluto de impedancia (magnitud del vector impedancia), con los cuales se determina el vector de impedancia en coordenadas polares. En el plano complejo se representa de la forma:

$$Z = Z_r + jZ_i \quad (\text{Coordenadas cartesianas}) \quad [1.1.8]$$

$$\text{Donde:} \quad Z_r = |Z|\cos\vartheta \quad [1.1.9]$$

$$Z_i = |Z|\sen\vartheta \quad [1.1.10]$$

$$|Z| = \sqrt{(Z_r)^2 + (Z_i)^2} \quad [1.1.11]$$

$$\vartheta = \tan^{-1} \left(\frac{Z_r}{Z_i} \right) \quad [1.1.12]$$

Como ya se mencionó, la impedancia es un vector, el cual tiene como componentes una parte real (Z_r) y una parte imaginaria (Z_i); a la parte real se le denomina Resistencia (R) y a la parte imaginaria se le denomina Reactancia (X), redefiniendo el concepto de impedancia se denotaría de la siguiente forma:

$$Z = R + jX \quad [1.1.13]$$

Definiendo ambos conceptos se dice que; la Resistencia es la oposición que tiene el sistema al paso de un voltaje. Y la Reactancia produce un ángulo de fase entre el voltaje aplicado y la corriente resultante.

1.1.2. Circuitos equivalentes

Existen dos posibles métodos de interpretación de la respuesta de impedancia de un sistema. El primero, y más usual, consiste en utilizar circuitos equivalentes, método extraído de la ingeniería eléctrica. Este método consiste en construir mediante el uso de elementos pasivos como condensadores, resistencias e inductancias, un circuito que ajuste su respuesta de impedancia a la obtenida del sistema experimental. El segundo método, tal vez más consistente, implica establecer las posibles reacciones que se generan, las concentraciones de reactivos, productos, y los electrones que han sido utilizados en los procesos a través de ecuaciones diferenciales. La resolución por algún método de la ecuación diferencial nos permite obtener todos los parámetros del sistema. Este método se implementó en los años 70's, con restricciones que les permitían resolver las ecuaciones diferenciales en parte analítica y numéricamente. En la actualidad se pretende evitar las fuertes restricciones y resolver numéricamente las ecuaciones diferenciales por medio de diferencias finitas.

Cada uno de estos métodos presenta ventajas y desventajas. El primero posee la gran ventaja de modelar siempre la información de impedancia, encontrando un circuito equivalente que se ajuste al espectro original. Así, la interpretación de los datos a través de circuitos equivalentes no está exenta de ambigüedad, ya que puede haber varios circuitos que presenten el mismo espectro de impedancia. Por tanto, no basta que el circuito equivalente se ajuste a la curva, sino que, además debe cumplir con la característica fundamental de tener un significado físico-químico aceptable. Este mismo hecho no ha ayudado a que la técnica se utilice libremente, ya que diversos investigadores han propuesto complejos circuitos equivalentes difíciles de ser interpretados con un significado físico-químico aceptable. El segundo método, por el contrario, no presenta ambigüedad, ya que implica resolver ecuaciones dinámicas de los procesos que se están produciendo en la interfase disolución–electrodo. Pero para resolver las ecuaciones diferenciales no sólo necesitamos las condiciones iniciales, sino que además necesitamos saber cuántos procesos se están produciendo y algunas características de ellos como el número de electrones transferidos por proceso. Estas restricciones limitan esta técnica y la hacen bastante inoperante a la hora de resolver las ecuaciones diferenciales acopladas que presenta el sistema, ya que serán necesarios métodos numéricos muy específicos para resolver cada problema. En la actualidad se están implementando programas de ordenador que permitan resolver ecuaciones por métodos de diferencias finitas [9].

1.1.3. Elementos de circuitos

No existe un libro guía específico que explique cómo manejar e interpretar correctamente un diagrama de impedancia a través de circuitos equivalentes. Esto seguramente es debido a la ya mencionada ambigüedad que hay al utilizar diversas combinaciones de circuitos eléctricos que ajustan correctamente un diagrama de impedancias. Por eso se ha decidido incluir esta sección de interpretación de circuitos, con las siguientes restricciones:

- Los circuitos equivalentes presentados serán simples.
- Cumplen con la condición de tener un sentido físico y químico apropiado.

El ajuste de las medidas de impedancia de un sistema concreto mediante la técnica de circuitos equivalentes consiste básicamente en ajustar los elementos pasivos que conforman dicho circuito eléctrico como son las resistencias (R), los condensadores (C), los inductores (L) y otros elementos distribuidos denominados elementos de fase constantes CPE (Q) o de difusión relativa de dicho circuito. Dentro del circuito estos elementos pueden tener una cierta interpretación química y física, o más bien electroquímica.

El condensador: este es uno de los elementos más fáciles de ser interpretado, ya que sin muchos problemas somos capaces de imaginarnos que en la interfase electrodo-electrolito se acumularán cargas, en forma similar a lo que sucede en las paredes de un condensador de placas paralelas. La doble capa es fácilmente interpretable por este elemento, pero cuando se trata de un elemento en el interior de un circuito equivalente, éste puede estar asociado a otro elemento formando pequeños sub-circuitos como el RC (circuito eléctrico formado por una resistencia en paralelo con una capacidad), indicando con ello la adsorción de una especie intermediaria producto de un proceso de relajación faradaica. Actualmente este elemento no suele ser utilizado en un circuito equivalente ya que es generalmente sustituido por otro más adecuado llamado elemento de fase constante que tiene en cuenta, entre otras cosas, la rugosidad de la superficie.

La resistencia: este elemento como el anterior, sigue teniendo la misma interpretación física común, es decir, corresponden a la resistividad que presenta un compuesto o disolución al paso de carga por ellos. En un circuito equivalente siempre se encontrará como la resistencia de la disolución electrolítica, o formando parte de un sub-circuito como el RC. En este caso esta resistencia corresponderá a una resistencia de transferencia de carga o resistencia farádica.

La inductancia: este elemento no tiene ninguna interpretación física real, ya que es imposible imaginar una pequeña bobina en la interfase electrodo-electrolito. Pero para bajas frecuencias el semicírculo inductivo que se genera es atribuible a la relajación de la concentración superficial de especies intermediarias. El primero en introducir esta idea fue Gerischer and Mehl en 1955 y recientemente, en 1999, ha sido interpretado, sin muchas variaciones, por D. Vanmekelebergh. Típicamente se encontrara asociado a un sub-circuito RL, siendo también para este caso R la correspondiente resistencia de transferencia de carga asociada al proceso inductivo de “desorción” [9].

1.1.4. Circuitos de corriente alterna

Generalmente la mayor parte de la energía generada esta en forma de corriente alterna (CA). Hay justificadas razones para usar principalmente circuitos de CA. Una bobina giratoria dentro de un campo magnético induce una fuerza electromotriz (fem) alterna de una manera muy eficiente. Además, el transformador proporciona un método eficiente para transmitir corrientes de CA a grandes distancias con una pérdida de potencia mínima. El único elemento de importancia en circuitos de CC (además de la fuente fem) es el resistor. Puesto que la corriente alterna se comporta en forma distinta a la corriente continua, los elementos adicionales de circuito adquieren importancia. Además de la resistencia normal, tanto la inducción electromagnética como la capacitancia desempeñan papeles importantes.

1.1.5. Circuitos capacitivos

Considerando el circuito ilustrado en la figura 1.1.5.1., que contiene sólo un capacitor y un resistor. Cuando el interruptor se mueve a S_1 , el capacitor comienza a cargarse rápidamente mediante la corriente i . Sin embargo, a medida que aumenta la diferencia de potencial Q/C entre las placas del capacitor, la rapidez del flujo de carga al capacitor disminuye. En cualquier instante, la caída iR a través

del resistor debe ser igual que la diferencia de potencial entre el voltaje V_B de las terminales de la batería y la fuerza contraelectromotriz del capacitor [11].
Simbólicamente:

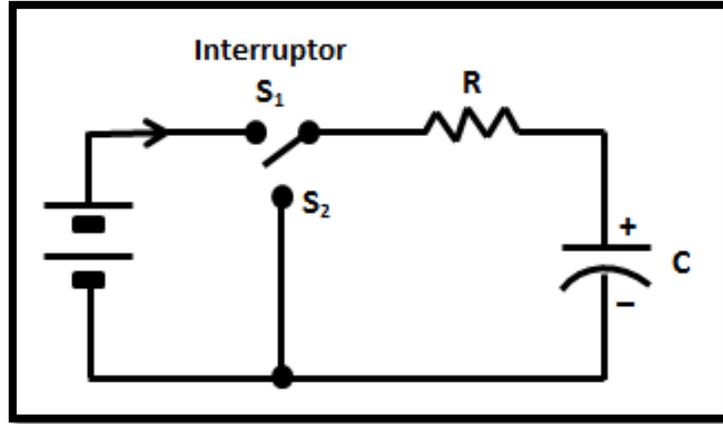


Figura 1.1.5.1. Diagrama de un circuito que muestra el método para cargar y descargar un capacitor [11].

$$V_B - \frac{Q}{C} = iR \quad [1.1.5.1]$$

Donde: i = Corriente instantánea

Q = Carga instantánea del capacitor

Inicialmente la carga Q es de cero y la corriente i es máxima. Por lo tanto en el tiempo $t=0$.

$$Q = 0 \quad e \quad i = \frac{V_B}{R} \quad [1.1.5.2]$$

A medida que se incrementa la carga del capacitor, se produce una fuerza contraelectromotriz Q/C que se opone al flujo adicional de carga y la corriente i disminuye. Tanto el incremento en la carga como la disminución de la corriente son funciones exponenciales, como se aprecia en las curvas de la figura 1.1.5.2. Si fuera posible continuar el proceso de carga indefinidamente los límites en $t=\infty$ serían:

$$Q = CV_B \quad e \quad i = 0 \quad [1.1.5.3]$$

Los métodos de cálculo aplicados a la ecuación (1.1.5.1) muestran que la carga instantánea es:

$$Q = CV_B \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}}\right) \quad [1.1.5.4]$$

Y la corriente instantánea se obtiene por medio de:

$$i = \frac{V_B}{R} e^{-\frac{t}{RC}} \quad [1.1.5.5]$$

Las ecuaciones para calcular la carga y la corriente instantánea se simplifican en el instante particular en que $t=RC$. Este tiempo, generalmente representado por τ , se llama constante de tiempo del circuito.

$$\tau = RC \quad [1.1.5.6]$$

Analizando la ecuación (1.1.5.4) se puede ver que la carga Q eleva $1-1/e$ veces su valor final en una constante de tiempo:

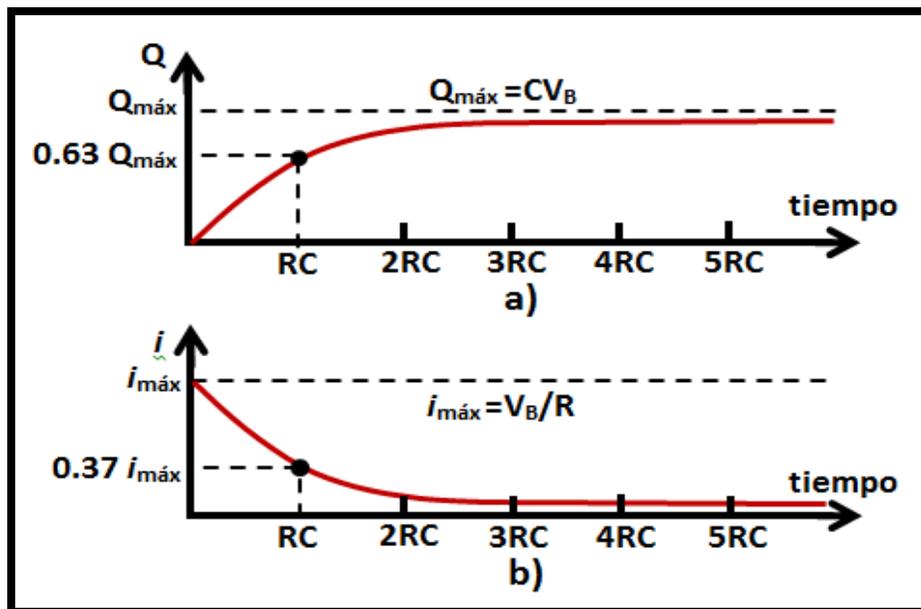


Figura 1.1.5.2. (a) La carga de un capacitor aumenta y se aproxima a un valor máximo, pero nunca alcanza éste. (b) La corriente disminuye aproximándose a cero mientras la carga aumenta hasta su valor máximo [11].

$$Q = CV_B \left(1 - \frac{1}{e}\right) = 0.63CV_B \quad [1.1.5.7]$$

En un circuito capacitivo, la carga de un capacitor se elevará al 63 por ciento de su valor máximo después de cargarse por un periodo de una constante de tiempo [11], figura 1.1.5.2.

Al sustituir $t=RC$ en la ecuación (1.1.5.5) se demuestra que la corriente suministrada al capacitor disminuye $1/e$ veces su valor inicial en una constante de tiempo:

$$i = \frac{V_B}{R} \frac{1}{e} = 0.37 \frac{V_B}{R} \quad [1.1.5.8]$$

En un circuito capacitivo, la corriente suministrada a un capacitor disminuirá al 37 por ciento de su valor inicial después de cargarse por un periodo de una constante de tiempo [11], figura 1.1.5.2.

Considerando ahora el problema de descargar un capacitor. Por razones prácticas, un capacitor se considera totalmente cargado después de un periodo de tiempo igual a cinco veces la constante del tiempo ($5RC$). Si el interruptor de la figura 1.1.5.1., ha permanecido en la posición S_1 durante ese lapso de tiempo, por lo menos, se puede suponer que el capacitor ha quedado cargado al máximo CV_B . Si se mueve el interruptor a la posición S_2 , la fuente del voltaje queda desconectada del circuito y se dispone de un circuito o trayectoria para la descarga. En este caso, el voltaje de la ecuación (1.1.5.1) se reduce a

$$-\frac{Q}{C} = iR \quad [1.1.5.9]$$

Tanto la corriente como la carga decaen siguiendo curvas similares a las mostradas por la corriente de carga en la figura 1.1.5.2.b. La carga instantánea se determina mediante

$$Q = CV_B e^{-\frac{t}{RC}} \quad [1.1.5.10]$$

Y la corriente instantánea se obtiene por

$$i = \frac{-V_B}{R} e^{-\frac{t}{RC}} \quad [1.1.5.11]$$

El signo negativo en la ecuación de la corriente indica que la dirección de i en el circuito se ha de invertir.

Después de descargar el capacitor durante un intervalo de tiempo definido (constante de tiempo), la carga y la corriente habrán decaído en $1/e$ veces sus valores iniciales. Esto puede demostrarse sustituyendo τ en las ecuaciones (1.1.5.10) y (1.1.5.11).

En un circuito capacitivo, la carga y la corriente descenderán al 37 por ciento de sus valores iniciales después que el capacitor ha sido descargado durante un lapso igual a una constante de tiempo [11].

El capacitor se considera totalmente descargado después de un lapso de cinco veces la constante de tiempo ($5RC$).

Cuando se aplican un voltaje alterno a un capacitor, ocurren procesos de carga y descarga en las placas del capacitor. Por consiguiente, se mantiene una corriente alterna en el circuito a pesar de que no exista una trayectoria entre las placas del capacitor.

1.1.6. Circuitos inductivos

Otro elemento importante en un circuito de corriente alterna es el inductor, que consta de una espira o bobina continua de alambre. Considerando la fem inducida en una bobina como resultados de los cambios en su propia corriente. Independientemente de la forma en que ocurre el cambio de flujo, la fem inducida se calcula por

$$\xi = -N \frac{\Delta\Phi}{\Delta t} \quad [1.1.6.1]$$

Donde: N=Número de espiras

$\Delta\Phi/\Delta t$ = Rapidez con la cual cambia el flujo

Cuando la corriente que circula por un inductor aumenta o disminuye, aparece una fem autoinducida en el circuito que se opone al cambio. Consideremos el circuito que aparece en la figura 1.1.6.1. Cuando se cierra el

interruptor, la corriente se eleva de cero a su valor máximo $i=V_B/R$. El inductor responde a este incremento en la corriente generando una fuerza contraelectromotriz inducida. Puesto que la geometría del inductor es fija, la rapidez del cambio en el flujo $\Delta\Phi/\Delta t$, o la fem inducida ξ , es proporcional a la rapidez de cambio en la corriente, $\Delta i/\Delta t$. Esta proporcionalidad se expresa en la siguiente ecuación:

$$\xi = -L \frac{\Delta i}{\Delta t} \quad [1.1.6.2]$$

La constante de proporcionalidad L se llama *inductancia* del circuito. Si de la ecuación (1.1.6.2) se despeja la inductancia, se obtiene

$$L = -\frac{\xi}{\Delta i/\Delta t} \quad [1.1.6.3]$$

La unidad de inductancia es el Henry (H).

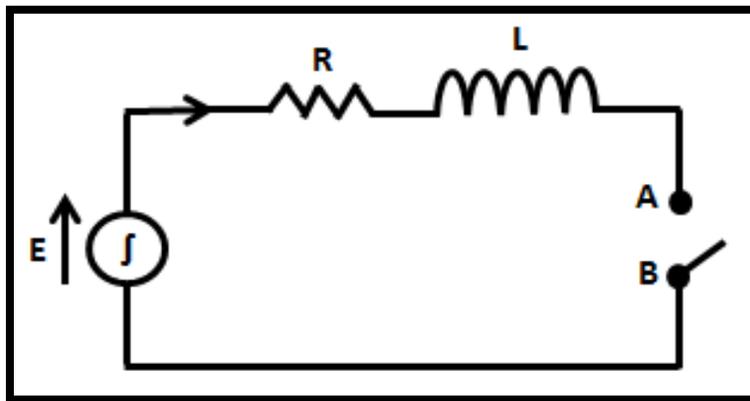


Figura 1.1.6.1. Circuito inductivo de corriente alterna [11].

Un inductor determinado tiene una inductancia de un Henry (H) si una fem de un volt se induce por medio de una corriente que cambia con una rapidez de un ampere por segundo [11].

$$1H = (1\text{Volt})(\text{segundo}/\text{Ampere})$$

La inductancia de una bobina depende de su geometría, del número de espiras, del espaciado entre las espiras y de la permeabilidad de su núcleo, pero no de los valores de voltaje ni de corriente. En esta característica, el inductor es similar a los capacitores y a los resistores.

Ahora se considerará el crecimiento y decaimiento de la corriente en un circuito inductivo. El circuito que se muestra en la figura 1.1.6.2., contiene un inductor L , un resistor R y una batería V_B . El interruptor se coloca de tal forma que la batería pueda conectarse y desconectarse alternadamente del circuito. Cuando el interruptor se coloca en la posición S_1 , empieza a fluir una corriente creciente por el circuito. A medida que la corriente aumenta, se establece una fem inducida $-L(\Delta i/\Delta t)$ en oposición al voltaje de la batería. La fem neta debe ser igual a la caída de potencial iR a través del resistor. Por lo tanto:

$$V_B - L \frac{\Delta i}{\Delta t} = iR \quad [1.1.6.4]$$

Un análisis matemático de la ecuación (1.1.6.4) permite demostrar que la elevación de la corriente como función del tiempo se obtiene por medio de

$$i = \frac{V_B}{R} \left(1 - e^{-\left(\frac{R}{L}\right)t} \right) \quad [1.1.6.5]$$

Esta ecuación muestra que la corriente i es igual a cero cuando $t=0$ y que tiene un máximo V_B/R donde $t=\infty$. El efecto de la inductancia en un circuito es retrasar el establecimiento de esta corriente máxima. La elevación y decaimiento de la corriente en un circuito inductivo se muestra en la figura 1.1.6.3.

La constante de tiempo para un circuito inductivo es

$$\tau = \frac{L}{R} \quad [1.1.6.6]$$

τ está en segundos cuando L se expresa en *Henrys* y R en *ohms*. Si se introduce este valor en la ecuación (1.1.6.5) se puede demostrar que:

En un circuito inductivo la corriente se elevará al 63 por ciento de su valor final en una constante de tiempo (L/R) [11].

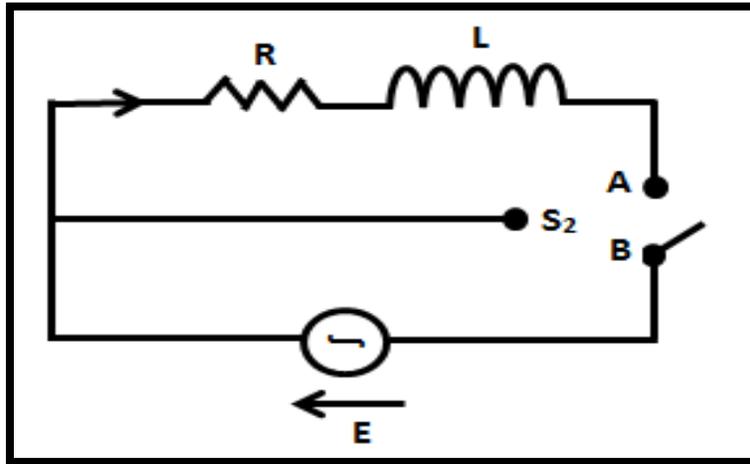


Figura 1.1.6.2. Circuito que permite estudiar el fenómeno inductivo [11].

Después de que la corriente que se muestra en la figura 1.1.6.2., ha alcanzado un valor estacionario, si el interruptor se mueve a la posición S_2 , la corriente decaerá exponencialmente, como se aprecia en la figura 1.1.6.3. La ecuación que permite expresar el decaimiento es

$$i = \frac{V_B}{R} e^{-\left(\frac{R}{L}\right)t} \quad [1.1.6.7]$$

La sustitución de L/R en la ecuación (1.1.6.7) muestra que:

En un circuito inductivo, la corriente decae al 37 por ciento de su valor inicial en una constante de tiempo (L/R) [11].

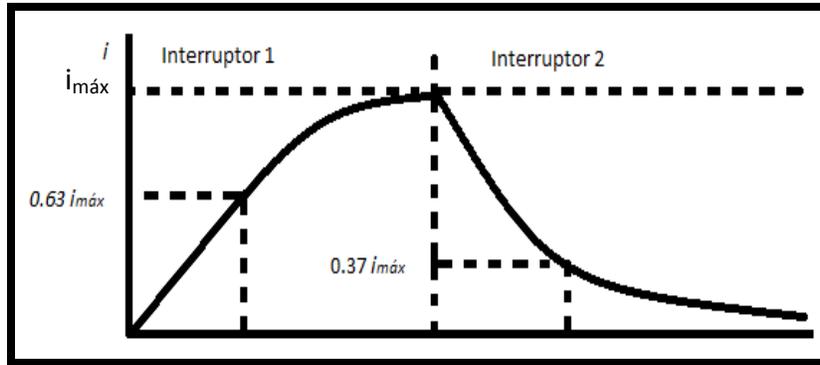


Figura 1.1.6.3. Muestra el aumento y decaimiento de la corriente en un inductor [11].

Una vez más, por razones prácticas se considera que el tiempo de elevación o decaimiento para un inductor es cinco veces la constante de tiempo ($5L/R$).

1.1.7. Circuitos resistivos

Una resistencia pura se caracteriza por presentar únicamente resistencia óhmica, cuyo valor viene dado por:

$$R = \rho \frac{l}{S} \quad [1.1.7.1]$$

Como se deduce de la ecuación, el valor de la resistencia sólo depende de la longitud, la sección y la naturaleza del conductor. Por tanto, el valor de R es independiente de la frecuencia de la red y en todo resistor de corriente alterna se verifica la ley de Ohm mediante la ecuación:

$$I = \frac{V}{R} \quad [1.1.7.2]$$

Cuando sólo existe el parámetro R decimos que se trata de un circuito resistivo puro de corriente alterna.

Para una tensión alterna senoidal:

$$V = V_m \times \text{sen}(\omega t) \quad [1.1.7.3]$$

La intensidad de corriente que circulará por el circuito se obtiene aplicando la ley de Ohm:

$$I = \frac{V}{R} = \frac{V_m \times \text{sen}(\omega t)}{R} = i_m \times \text{sen}(\omega t) \quad [1.1.7.4]$$

Por tanto, según la expresión obtenida, en un circuito resistivo puro la tensión y la intensidad tienen la misma frecuencia y están en fase y se cumple la ley de Ohm para los valores máximos:

$$i_m = \frac{V_m}{R} \quad [1.1.7.5]$$

En un circuito resistivo puro: La tensión y la intensidad tienen la misma frecuencia y están en fase [11].

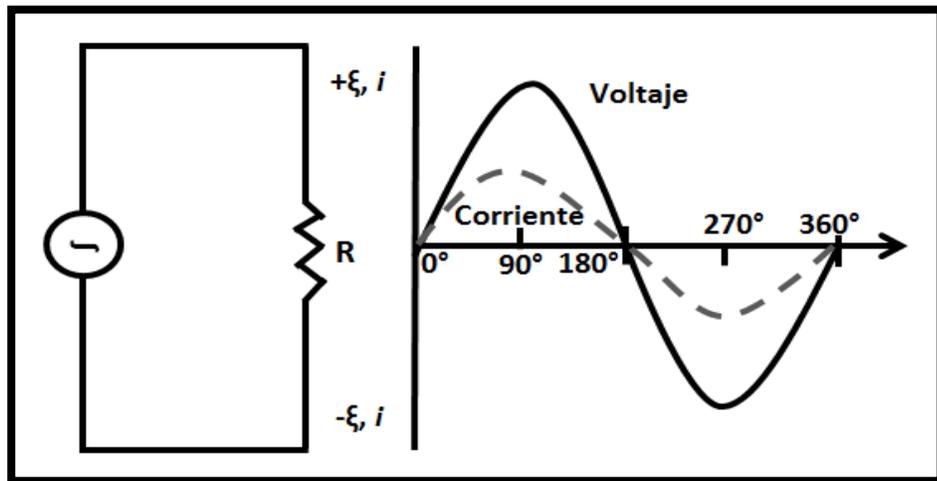


Figura 1.1.7.1. Circuito resistivo puro, donde el voltaje y la corriente están en fase [11].

1.1.8. Capacitancia

Dos conductores cualesquiera separados por un aislante forman un capacitor. En la mayoría de los casos, los conductores suelen tener cargas de igual magnitud y signo opuesto, de modo que la carga neta del capacitor en conjunto es nula. Entonces el campo eléctrico en la región comprendida entre los conductores es proporcional a la magnitud de esta carga, y por lo tanto la

diferencia de potencial V_B entre los conductores es también proporcional a la magnitud de carga Q . De la ecuación (1.1.5.3) se define a la capacitancia C de un capacitor como la relación entre la magnitud de la carga Q de cualquiera de los conductores y la diferencia de potencial V_B entre ellos:

$$C = \frac{Q}{V_B} \quad [1.1.8.1]$$

De esta ecuación se define que las unidades de la capacitancia son *(Coulomb/Volt)=Farad (F)*. Cuando un capacitor tiene una carga Q , significa que la carga del conductor de mayor potencia es Q y la del menor potencial, $-Q$ (suponiendo a Q como positiva).

Los capacitores tienen la capacidad de incrementar la eficiencia de transmisión de corriente alterna con el uso de grandes capacitores.

Los capacitores de placas paralelas poseen dos placas conductoras, de área " A ", separadas por una distancia " d ", que por lo general es muy pequeña en comparación con la dimensión de las placas. Un valor típico de " d " podría ser menos de 1mm, en tanto que las dimensiones de las placas pueden ser cientos o miles de veces mayores.

En cuanto al campo eléctrico entre las placas es bastante uniforme para esta configuración de placas conductoras, excepto cerca de los bordes, donde puede haber dispersión. El campo eléctrico es uniforme entre las placas, teniendo que la magnitud en la diferencia de potencial (o tensión) está dada por:

$$\Delta V = Ed \quad [1.1.8.2]$$

También se puede expresar la magnitud del campo eléctrico entre las placas como:

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_0} \quad [1.1.8.3]$$

Donde: σ =Densidad de carga superficial

De las ecuaciones (1.1.8.1- 1.1.8.3) se tiene que:

$$C = \frac{q}{\Delta V} = \frac{q}{Ed} = \frac{q}{\left(\frac{\sigma}{\epsilon_0}\right)d} = \frac{qA\epsilon_0}{qd} \quad [1.1.8.4]$$

Para la capacitancia de un capacitor en el vacío. Se puede prever que este resultado tenga que ser modificado en cierta medida si se llena el espacio entre placas conductoras con un material dieléctrico, alterando la permisividad.

1.1.9. Dielectricidad y Constante dieléctrica

La mayoría de los capacitores tienen entre sus placas un material sólido no conductor o aislante, llamado dieléctrico. Se pueden emplear dos formas distintas para explicar la dielectricidad en sólidos y en líquidos. Se puede tratar de describir en detalle el campo eléctrico y las cargas dentro del material. Por ejemplo el campo varía de lugar a lugar dentro del material conforme el material se mueve desde la vecindad de un electrón hacia la vecindad de un núcleo. Describir las variaciones del campo eléctrico, aun dentro de un único átomo resulta ser muy complejo. Si se consideran los campos de muchos átomos en movimiento permite hacer una serie de simplificaciones.

Ciertamente el movimiento errático y el campo de un único átomo o molécula no tendrán un efecto notable sobre las propiedades totales del material. Sólo pueden ser de interés el movimiento total y el comportamiento que son característicos de un número muy grande de átomos y moléculas.

Un dieléctrico es un material que no contiene un número apreciable de cargas libres, es decir cualquier no conductor. Un material dieléctrico ideal es aquel que no tiene cargas libres. Sin embargo, todos los medios materiales se componen de moléculas, estas a su vez se componen de entes cargados (núcleos atómicos y electrones), y las moléculas de los dieléctricos son, de hecho, afectadas por la presencia de un campo eléctrico. El campo eléctrico produce una fuerza que se ejerce sobre cada partícula cargada, empujando las cargas positivas

en la dirección del campo, y las negativas en sentido contrario, de modo que las partes positivas y negativas de cada molécula se desplazan de sus posiciones de equilibrio en sentidos opuestos. Sin embargo, estos desplazamientos del orden de un diámetro molecular están limitados por intensas fuerzas restauradoras que se forman por el cambio de la configuración de las cargas de la molécula. El término carga ligada, en contraste con la carga libre de un conductor, se usa a veces para poner énfasis en el hecho de que tales cargas moleculares no están libres para moverse muy lejos o ser extraídas del material dieléctrico. El efecto total, desde el punto de vista microscópico, se visualiza más fácil como un desplazamiento de toda la carga positiva en el dieléctrico en relación con la carga negativa. Se dice entonces que el dieléctrico está polarizado.

Un dieléctrico polarizado, aun cuando sea eléctricamente neutro en promedio, produce indudablemente un campo eléctrico en los puntos exteriores e interiores al dieléctrico. Como resultado, existe una situación algo embarazosa: la polarización del dieléctrico depende del campo eléctrico total del medio, pero una parte del campo eléctrico es producida por el dieléctrico mismo. Además, el campo eléctrico distante del dieléctrico puede modificar la distribución de carga libre sobre los cuerpos de los conductores y estos, a su vez, producir modificaciones del campo eléctrico en el dieléctrico.

Las moléculas de un dieléctrico se clasifican en polares y no polares. En una molécula no polar los "centros de gravedad" de los núcleos positivos y de los electrones coinciden normalmente, mientras que en una molécula polar no coinciden. Las moléculas simétricas, H_2 , N_2 y O_2 , son no polares. Por el contrario, en las moléculas, N_2O y H_2O , ambos átomos de nitrógeno o de hidrogeno se encuentran a un mismo lado del átomo de oxigeno; tales moléculas son polares.

Bajo la influencia de un campo eléctrico, las cargas de una molécula no polar llegan a desplazarse (figura 1.1.9.1). En este caso las moléculas se han polarizado por el campo y los dipolos que resultan se les denominan dipolos inducidos. Cuando una molécula no polar se polariza, sobre las cargas desplazadas entran en juego fuerzas recuperadoras, que tienden a juntarlas como

si estuvieran unidas por un resorte. Bajo la influencia de un campo exterior dado, las cargas se separan hasta que la fuerza recuperadora es igual y opuesta a la ejercida por el campo sobre ellas. Naturalmente, las fuerzas recuperadoras varían en magnitud de un tipo a otro de molécula, con las consiguientes diferencias de desplazamiento para un campo dado.

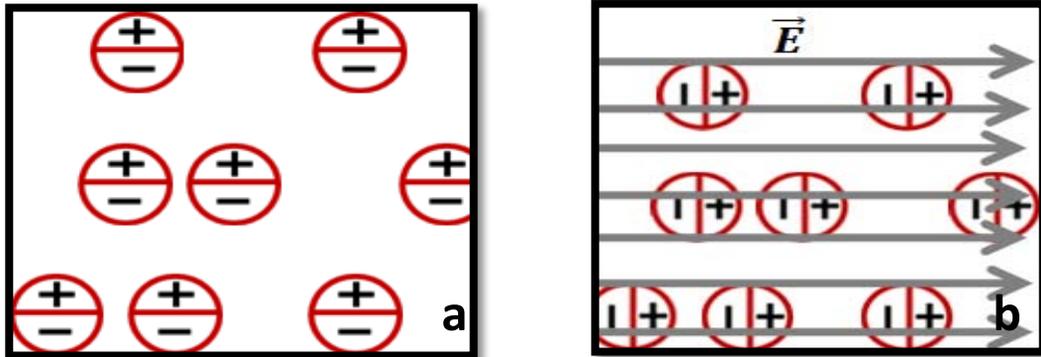


Figura 1.1.9.1. a) Cargas positivas y negativas presentes de una molécula, b) Orientación de las cargas de la molécula por acción de un campo eléctrico [12].

Si un dieléctrico se compone de moléculas polares o dipolos permanentes, estos están orientados al azar cuando no existe campo eléctrico (figura 1.1.9.2).

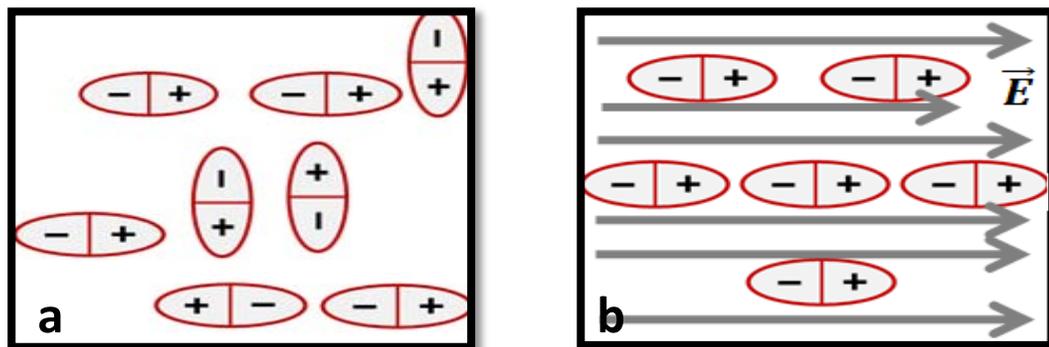


Figura 1.1.9.2. a) Dipolos de una molécula, b) Orientación de los dipolos de la molécula en dirección del campo eléctrico [12].

Bajo la acción de un campo eléctrico, se produce cierto grado de orientación y, cuanto más intenso es el campo, tanto mayor es el número de dipolos que se orientan en la dirección del mismo. Sean o no polares las

moléculas de un dieléctrico, el efecto neto de un campo exterior es en definitiva el mismo que el representado en la figura 1.1.9.3.

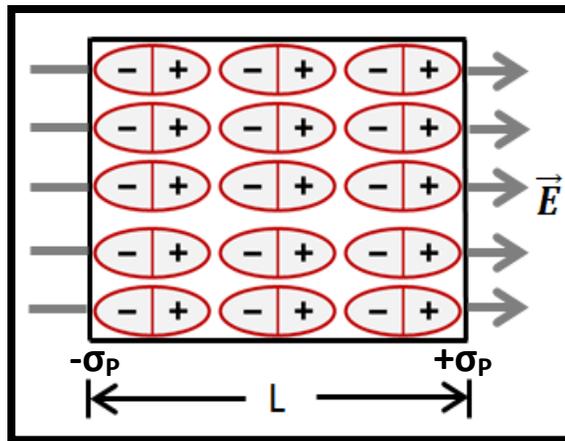


Figura 1.1.9.3. Orientación de cargas en un dieléctrico en sentido del campo eléctrico, mostrando nulidad de carga [12].

Dentro de las dos capas superficiales extremadamente delgadas, indicadas por las líneas de trazos, hay un exceso de carga, negativa en una y positiva en la otra. Estas capas de carga son las que dan origen a la carga inducida sobre las superficies de un dieléctrico. Las cargas no son libres, sino que cada una está ligada a una molécula situada en la superficie, o próxima a ella. Dentro del resto del dieléctrico, la carga neta por unidad de volumen sigue siendo nula. El material como un todo se convierte en un gran dipolo eléctrico que tiende a moverse en la dirección en que aumenta el campo eléctrico.

El campo eléctrico de un dieléctrico es la combinación del campo originado por las cargas libres y del campo producido por las cargas enlazadas. Como la carga inducida no se mide con facilidad, se hace una aproximación llamada Constante dieléctrica (ϵ'). Considerando un dieléctrico donde la carga inducida es proporcional al campo eléctrico que la induce. Se dice que la carga inducida y el campo eléctrico son proporcionales, en consecuencia el campo eléctrico en el dieléctrico es proporcional al campo que ocasiona que el dieléctrico se polarice; por lo tanto:

$$\varepsilon' = \frac{E_0}{E_b} = \frac{\text{Campo electrico}}{\text{Campo electrico inducido}} \quad [1.1.9.1]$$

Por lo anteriormente mencionado, el nombre proviene de los materiales dieléctricos, que son materiales no conductores, por debajo de una cierta tensión eléctrica llamada tensión de ruptura. *El efecto de la Constante dieléctrica se manifiesta en la capacidad total de un capacitor eléctrico. Cuando entre los conductores cargados o placas que lo forman se inserta un material dieléctrico diferente del aire (cuya permitividad es prácticamente la del vacío: 1.0), la capacidad de almacenamiento de la carga del capacitor aumenta.*

Cuando un material dieléctrico reemplaza el vacío entre los conductores, puede presentarse la polarización en el dieléctrico, permitiendo que se almacenen cargas adicionales. La magnitud de la carga que se puede almacenar entre los conductores se conoce como capacitancia, y ésta depende de la constante dieléctrica del material existente entre los conductores, el tamaño, así como de la forma y la separación de los mismos.

Además el valor de la constante dieléctrica, de un material define el grado de polarización eléctrica de la sustancia cuando ésta se somete a un campo eléctrico exterior. El valor de “ ε ”, en este caso, es afectado por muchos factores, como el peso molecular de materiales y reactivos en cuestión, la forma de la molécula, la dirección de sus enlaces (geometría de la molécula) o el tipo de interacciones que presente.

1.2. FLOTACIÓN POR ESPUMA

La flotación con espuma es un proceso utilizado para separar minerales, suspendidos en líquidos, por adhesión a burbujas de gas que proveen una levitación selectiva de las partículas sólidas. Es uno de los procesos más económicos y extensamente usados en la separación de minerales que son químicamente similares, y concentrar menas de forma rentable [3].

Actualmente la flotación es sin duda el método más usado en la concentración de minerales; se le utiliza para procesar casi todos los minerales sulfurosos y se aplica también para minerales no sulfurosos. Es aplicable a minerales de baja ley y a minerales que requieren molienda fina para lograr la liberación. Como se trata de un proceso selectivo, una aplicación importante está en la separación y concentración de minerales valiosos contenidos en minerales complejos, como por ejemplo, en sulfuros complejos que contienen plomo, cobre y zinc.

Flotación diferencial es el término que normalmente describe la separación de menas complejas, y es generalmente restringido para describir la separación de minerales similares de algún otro no deseado (ejemplo, cobre, plomo, zinc, plata y oro a partir de una mena simple, o molibdeno a partir de un concentrado de cobre, etc.) donde la recuperación es exitosa y económica de cada componente envuelve el sofisticado uso de colectores, depresores y activadores de flotación [3].

La Flotación Bulk [3] es un término impreciso que cubre de cerca toda la flotación o parte de ella, donde un mineral simple o un grupo relacionado de ellos son separados de la ganga y de otros minerales con bajos valores en un simple paso. Un ejemplo sería la recuperación de una mezcla de sulfuro de cobre concentrado de una mena que contiene pirita y ganga. Otros incluyen la separación de KCl a partir de cloruro de sodio, desulfuración de menas de hierro, etc.

Los minerales flotables se clasifican en dos tipos; polares y no polares. La segregación dentro de estos dos tipos de minerales se basa en su interacción con la superficie. Los minerales polares poseen fuertes enlaces covalente o iónicos, y presentan altas energías libres en sus superficies. Por lo tanto, la superficie de hidratación es rápida debido a la fuerte reacción con las moléculas de agua, las cuales forman multicapas en el mineral, tornando a estas especies hidrofílicas.

Las superficies de los minerales no polares tienen enlaces moleculares relativamente débiles que dificultan su hidratación, y en consecuencia estos minerales son hidrófobos. Dentro de los minerales no polares se encuentra el grafito, los sulfuros, molibdenita, diamante, carbón y el talco, todos naturalmente flotables en estado puro. Las menas que contienen este tipo de minerales usualmente requieren la adición de colectores no específicos en su pulpa para ayudar a que la fracción flotable tenga hidrofobicidad natural, por ejemplo; aceites colectores, como: aceites combustibles, queroseno, destilados de carbón, etc. [1].

1.2.1. Reactivos para flotación

Los reactivos empleados en flotación son generalmente modificadores de tensión superficial interfaciales, modificadores de superficies químicas y/o floculantes. Usualmente son clasificados bajo cinco apartados: colectores (algunas veces conocidos como promotores de la flotación), espumantes, modificadores, activadores y depresores. La denominación del colector o promotor, indistintamente, refleja la opinión individual del metalurgista, quien puede considerar la función primaria del colector para que sea un acelerador en la flotación, o un aglutinante de partículas finas, en un sistema particular de flotación.

Colectores, son reactivos que cubren y/o reaccionan con las superficies del mineral, haciéndolos repelentes al agua o adheribles a burbujas de aire. Minerales del tipo no sulfurosos así como los no metálicos, son normalmente flotados empleando colectores como los ácidos grasos, aminas, componentes cuaternarios de amonio, sulfonatos o aceites a base de petróleo.

Los espumantes son reactivos de superficie activa que ayudan a la formación y estabilización de espumas para flotación inducidas por aire. Comúnmente los espumantes más utilizados para flotación son alcoholes los cuales son ligeramente solubles en agua, o espumantes más modernos, los

cuales generalmente son variedades de poliéteres o éteres de poliglicol; estos últimos son completamente miscibles con agua.

Modificadores, activadores y depresores, los límites entre las funciones específicas para cada uno de estos reactivos dentro de una flotación inorgánica les ayudan a ser menos confusas. Por ejemplo, para el control de pH, se utiliza cal como un modificador para su entorno: pero la cal contiene calcio, y el calcio es conocido como un depresor para piritas en flotaciones de cobre o para cuarzo y talco en la flotación de minerales de plata. Por tanto, la cal, podrá ser necesaria para cubrir ambos procesos. Los silicatos y los fosfatos actúan como modificadores cuando estos se usan para controlar el efecto catiónico y aniónico de las impurezas en el agua para flotación, pero también pueden actuar como activador o depresor en diferentes sistemas minerales. Otro ejemplo de esta función dual es la que presenta el anión sulfhidrilo, el cual puede ser un depresor para el sulfuro de cobre, especialmente en la separación de cobre/molibdeno pero a concentraciones muy controladas, este anión también puede ser usado como un sulfidizante para activar el óxido de cobre o el cobre no sulfuroso [1 y 3].

1.2.2. Colectores

Para entender la naturaleza de los reactivos de flotación es importante saber que hay dos tipos de minerales; polares y no polares. Los minerales polares poseen fuertes enlaces covalentes y por lo tanto un número elevado de energía libre superficial, haciéndolos altamente reactivos con los dipolos del agua, tornado su naturaleza hidrofílica. Los minerales no polares poseen enlaces moleculares débiles, representados por fuerzas de Van der Waals, tienen bajas energía libres por lo que no se unen a los dipolos del agua, en consecuencia su naturaleza es hidrófoba. Ejemplos de minerales no polares son; grafito, azufre, molibdenita, diamante y talco, entre otros. Tienen flotabilidad natural y ángulos de contacto de entre 60° y 90° [13].

Los colectores son compuestos orgánicos de moléculas complejas con estructura asimétrica y heteropolar, cuya función principal es adsorberse en la superficie del mineral de valor hidrofobizándola selectivamente dentro de la pulpa, para crear condiciones de reducción de energía libre superficial del mineral hidratado a un punto donde sea posible la formación de un perímetro de contacto de fases (mineral-agua-aire), favoreciendo la adherencia de la partícula mineral a la burbuja. La naturaleza del colector depende de que tanto se puedan disociar en la pulpa, de esto depende si son de tipo iónico o no iónico y depende de este último fenómeno si son aniónicos o catiónicos.

Dependiendo si la parte activa es aniónica o catiónica, los colectores se dividen en aniónicos o catiónicos. Los colectores aniónicos que están en función de su estructura química se dividen en; Tipo Oxidril: Basados en grupos orgánicos y sulfo-ácidos, tipo sulfhidrilo: Xantatos (tio-compuestos) basados en azufre bivalente. Los colectores catiónicos están representados por las aminas y los derivados amínicos.

El mecanismo de adsorción presente en la superficie del mineral depende en parte de la estructura química del colector. La parte no polar del colector es un radical hidrocarburo, el cual difícilmente reacciona con los dipolos del agua, por ende, la repele fuertemente; en consecuencia proporciona las propiedades hidrofóbicas al mineral, por estar este extremo funcional orientado al agua. La parte polar del colector 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). La quimisorción es la interacción más fuerte que existe, donde hay rotura y formación de enlaces entre la superficie del mineral y la molécula del colector. La adsorción física que presenta la interacción más débil, en la cual la parte polar del colector se mantiene unida a la superficie del mineral por enlaces del tipo Van der Waals.

Los colectores aniónicos de tipo sulfhidrilo como por ejemplo los xantatos, son sales sódicas o potásicas del ácido xántico o xantogénico. Este grupo de

reactivos tiene una gran difusión debido a su bajo costo, sus fuertes propiedades colectoras y su alta selectividad. Son apropiados para la colección de sulfuros, minerales nativos y minerales oxidados previamente sulfurados. Se deben emplear en circuitos neutros o alcalinos ya que en medio ácido sufren hidrólisis. Por lo general, se emplean en concentraciones bajas formando una capa molecular sobre la superficie de la partícula metálica brindando la selectividad necesaria, en caso contrario, perdería selectividad ya que tendería a flotar todos los metales de la pulpa. Se ha comprobado que las propiedades hidrofobizantes de los xantatos aumentan con la longitud de la cadena hidrocarbonada y con la ramificación. En la práctica se emplean en dosis que van desde los 5 a los 100 g/t [1].

Para realizar este trabajo se utilizó un colector denominado *Xantato Etilico de Potasio* ($C_3H_5KOS_2$), ya que estos reactivos de tipo sulfhidrilo se emplean principalmente en la industria de la minería como agentes de flotación para la extracción de minerales sulfurados, por ejemplo para esta tesis: PbS y ZnS. El método aprovecha la afinidad de estos metales "blandos" para ligarlos a los organosulfurados.

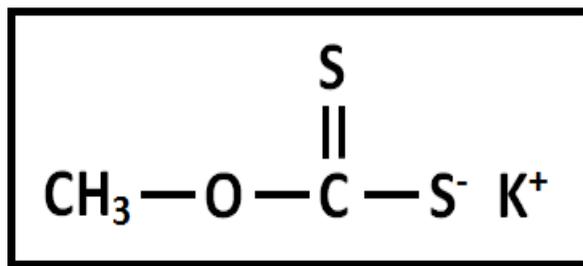


Figura 1.2.2.1. Estructura molecular del Xantato Etilico de Potasio [22].

En la actualidad se acepta que hay dos mecanismos diferentes mediante los cuales se adsorben los colectores en minerales sulfurados. Uno de los mecanismos es químico, y se traduce en la presencia de Xantato metálico quimiadsorbido en la superficie del mineral. El otro mecanismo es electroquímico y genera un producto de oxidación (dixantógeno, si el colector agregado es un Xantato) que es la especie hidrofóbica adsorbida en la superficie del mineral. Debe

observarse, sin embargo, que se ha informado que la oxidación electroquímica ocurre hasta cierto grado, cuando la quimiadsorción es el mecanismo principal [2]. Los mecanismos se presentan de la siguiente forma:

Mecanismo de quimiadsorción. Utilizando a la galena como ejemplo; En la adsorción del colector por este mecanismo ocurren los pasos siguientes [2]:

1. Oxidación del sulfuro de la superficie a sulfato por el oxígeno disuelto en la pulpa, de acuerdo con la siguiente reacción:

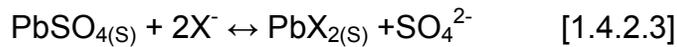


2. Remplazamiento por intercambio de iones del ion sulfato de la superficie por el ion carbonato.



En las pulpas aeradas habrá presencia de iones carbonato y sulfato a la vez.

3. Remplazamiento por intercambio de iones de los iones carbonato y sulfato de la superficie (y del ion hidroxilo, dependiendo del pH) por el ion Xantato (indicado como X^-).



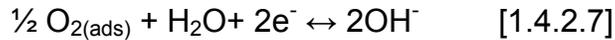
Como los Sulfatos de Plomo son más estables que el carbonato o el sulfato, se forman Xantatos de Plomo en la superficie de la galena.

4. Precipitación global del Xantato de Plomo en la superficie mineral como lo indica la cobertura de un espesor mayor de una capa.

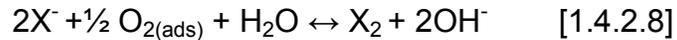
Mecanismo de oxidación electroquímica. Cuando un mineral conductor (sulfuro), está en solución acuosa, se desarrolla en él lo que se llama “potencial de reposo”. Considerando a la pirita como ejemplo. En la superficie de la pirita ocurren dos reacciones electroquímicas independientes. Se forma el dixantógeno por oxidación anódica del ion Xantato;



Mientras que la reacción catódica es la reducción del oxígeno adsorbido en la superficie.



El cambio de electrones se realiza a través del mineral sulfuroso. La reacción general es:



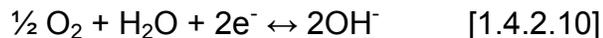
Para la cual puede determinarse el potencial reversible. Si el potencial de reposo para el sistema de mineral-solución es mayor que el potencial reversible para la oxidación del Xantato, como sucede con la pirita, se forma el dixantógeno. Cuando el potencial de reposo es menor que el potencial reversible para la oxidación del Xantato, no puede formarse el dixantógeno, y el Xantato metálico es la única especie de adsorción posible [2].

En conjunto con los mecanismos anteriormente mencionados, se hace hincapié especialmente en el sistema: Galena-Xantato-Oxígeno, donde se ha propuesto un modelo electroquímico por Huerta [21], en el cual el mecanismo de adsorción en un proceso de flotación se basa en dos etapas:

1. Existe un proceso anódico, dándose la quimiadsorción del Xantato con la formación subsecuente del Xantato de plomo:



2. Existe un proceso catódico, el cual trata de la reducción del oxígeno:



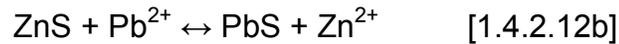
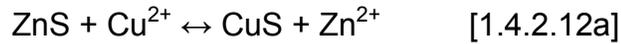
Sumando ambas reacciones se tiene que:



En esta teoría se da por hecho que la oxidación de Xantato no ocurre en el seno de la solución si no en la superficie del sólido. Menciona que posiblemente este comportamiento es la generación de carga eléctrica superficial de la galena, a través de los iones determinantes mediante la interacción química específica entre la superficie de la galena y el colector denominada quimiadsorción; Formando sales insolubles (PbX_2 y 2X^-) capaces de establecer dicha carga, proponiendo la oxidación del sistema Xantato-Galena.

De particular importancia en relación con esto, es la flotación selectiva de Esfalerita; sin “activación” la recuperación de la esfalerita es muy deficiente aún

con ayuda de algún colector. El proceso de activación puede ocurrir por reemplazamiento de los iones de Zinc en la superficie mineral, por iones metálicos de metales sulfurosos más estables, tales como los de Cobre o Plomo, de acuerdo con la siguiente reacción:



En consecuencia la partícula de Esfalerita (ecuación 1.4.2.12a), tiene una superficie de covelita (CuS), y la partícula se comporta como una partícula de covelita. Para activar la Esfalerita, en la práctica común se agrega Sulfato de Cobre. Sin embargo, esta reacción puede ocurrir siempre y cuando haya iones activadores en solución. En los minerales de Plomo-Zinc, en los cuales la activación se debe a los iones plomo, la adición de Sulfato de Zinc es adecuada para la inversión de la ecuación (1.4.2.12b), favoreciendo su desactivación [2].

1.2.3. Depresores

La función específica de los depresores es la de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que puedan hidrofílicarla. Hay varias formas de conseguirlo: 1) Introduciendo en la pulpa un ion que compita con el colector por alcanzar la superficie del mineral, 2) Neutralización química y eliminación del colector, 3) Añadiendo sustancias que generen grupos hidrofílicos que una vez que alcanzan la superficie mineral orientan la parte polar hacia el agua.

Existen muchos tipos de depresores cuyas acciones son complicadas y variadas y en la mayoría de los casos se conocen poco, lo que dificulta controlar la depresión más que si se aplicaran otros tipos de reactivos. El recubrimiento de la lama es un ejemplo de una forma de depresión que se presenta naturalmente. En una mena triturada y molido las lamas dificultan la flotación, ya que recubren las partículas del mineral, retardando la adsorción del colector. Algunas veces se eliminan de la superficie mediante vigorosa agitación, pero un método más

confiable es usar un dispersante de lamas. El silicato de sodio en solución incrementa la carga de doble capa sobre las partículas, de manera que las capas de lama que se forman desaparecen rápidamente y entonces la superficie limpia del mineral interactúa con el colector. Por lo tanto, en este caso el silicato de sodio actúa como activador evitando que las lamas depriman las partículas. En otros sistemas el silicato de sodio también se usa como depresor en algunos sistemas para los silicatos y calcita en la separación de fluorita-calcita y scheelita-calcita [1].

La flotación se lleva a cabo generalmente en medios alcalinos, ya que la mayor parte de los colectores bajo esas condiciones son estables. El control de pH es extremadamente importante, especialmente en flotación selectiva y la alcalinidad se controla adicionando cal, hidróxido de sodio, carbonato de sodio o ácido sulfúrico. La cal evita los efectos adversos de las sales solubles sobre la flotación, precipitándolas como hidróxidos metálicos. También se usa mucho como depresor de piritita y arsenopiritita. El ion hidróxilo y el ion calcio participan en la depresión de la cal sobre la piritita para la formación de películas mezcladas de $\text{Fe}(\text{OH})$, $\text{FeO}(\text{OH})$, CaSO_4 y CaCO_3 sobre la superficie, reduciendo la adsorción del Xantato. La cual no tiene efecto depresor sobre minerales de cobre, pero deprime la galena en cierto caso. Por consiguiente, en la flotación de galena el control de pH frecuentemente se modifica por el uso de ceniza de sosa (Na_2CO_3), deprimiendo la piritita y la esfalerita por el cianuro.

El dicromato de potasio ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$) se usaba anteriormente para deprimir la Galena en las separaciones plomo cobre, la acción depresiva se debe a la reacción química entre la superficie de la galena y los aniones CrO_4^{2-} , los cuales producen dicromato de plomo insoluble que aumenta la mojabilidad y evita la flotación [13]. Posteriormente, se usaba Dextrina para deprimir a la Galena en presencia de Calcopiritita a pH's de entre 10 y 11 con ayuda de un colector Xantato, situación en la cual el hidróxido de Plomo es estable, por lo que los iones libres de Pb^{2+} forman un complejo estable con la molécula de dextrina proporcionando un carácter hidrofílico a la superficie del mineral [20].

Los reactivos orgánicos tales como el almidón, tanino, quebracho (madera dura) y dextrina no se ionizan en la solución, pero forman partículas coloidales en el interior de la pulpa las cuales se depositan sobre la superficie del mineral, evitando la flotación de manera similar a un recubrimiento con cal. Todos los minerales se deprimen con grandes cantidades de estos reactivos, que no son tan selectivos como los depresores electrolíticos. Estos se usan en pequeñas cantidades para deprimir el talco, calcita y grafito. La fécula de almidón también se usa para deprimir la molibdenita en separaciones cobre-molibdeno [1].

Los *extractos de Quebracho*, árbol típico de la selva chaqueña (norte de Argentina y Paraguay), se caracterizan por contener elevadas concentraciones de catequinas, clasificados como compuestos flavonoides. Han sido utilizados desde la década de 1930 para la depresión de carbonatos minerales y como depresor de pirita en la flotación de zinc. Las moléculas polifuncionales de los extractos de quebracho, figura 1.2.3.1, tienen un considerable potencial para la adsorción sobre superficies inorgánicas debido al tipo y a su peso molecular, además de la presencia de grupos hidroxilos en los principales núcleos fenólicos que la conforman [4 y 5].

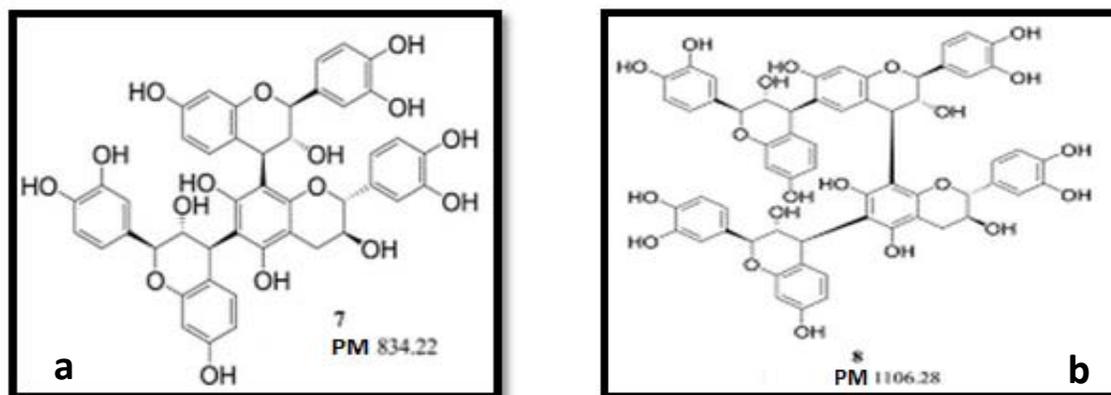


Figura 1.2.3.1. Estructuras químicas de los dos diferentes tipos de Quebracho; a) *Schinopsis Balansae* o M3, b) *Schinopsis Lorentzii* o T5 [23].

La adsorción puede resultar de una unión hidrógeno con átomos de oxígeno superficial u otro como azufre o flúor por la formación de complejos entre los grupos OH⁻ y cationes di y trivalentes como calcio, bario, cobre, plomo, zinc,

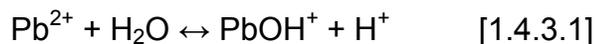
hierro, aluminio, etc.; por neutralización de cargas a pH alcalino sobre superficies cargadas positivamente; o por la atracción electrostática entre las micelas de tanino cargadas negativamente y superficies inorgánicas con carga positiva [4].

Los extractos se modifican químicamente para hacerlos más solubles y estables, además para adecuarlos a aplicaciones específicas en la flotación de distintos minerales. Los extractos de quebracho son bastantes estables tanto en el medio ácido como alcalino, excepto en los valores extremos de pH ($\text{pH} < 3$) y a temperaturas altas. Las moléculas poli-funcionales de estos reactivos tienen una importante capacidad de adsorción en la superficie de los minerales.

También podría ser por atracción electrostática entre micelas y la superficie de algunos minerales; La empresa Unitan SAICA, fabrica extractos de quebracho adaptados para aplicaciones específicas. El denominado Floatan T1 es adecuado como depresor de los carbonatos y silicatos y se usa en la flotación de Fluorita, Scheelita y de otros minerales de tipo sales polares. El Floatan T5 se formula como depresor de minerales de ganga y de pirita sobre todo en la flotación de minerales de cobre y el denominado M3 es un dispersante-depresor usado en la flotación de minerales que contienen ganga talcosa y sericítica [5].

Existe un mecanismo de depresión con los iones hidróxido [13]. La galena se deprime a valores de pH alrededor de 11; debido a la formación y estabilidad de las especies de plomo, Plumbita ($\text{Pb}(\text{OH})_3$), sobre la superficie relativa del Xantato de Plomo.

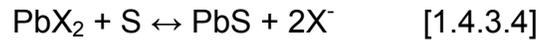
El esquema de la hidrólisis del ion plomo es:



El Sulfuro de Plomo es un compuesto muy insoluble, así que adiciones de sulfato de sodio darán como resultado la formación de Sulfato de Plomo mejor que

la de Xantato de Plomo si las dos especies en solución acuosa se presentan al mismo tiempo. Por tanto, es posible deprimir Galena mediante el uso de sulfuros.

Si el Xantato llega a ser adsorbido se presentará una reacción del tipo:



1.2.4. Espumantes

La producción de una espuma estable requiere la introducción de agentes orgánicos conocidos como espumantes, que suelen ser sustancias tensoactivas heteropolares que pueden adsorberse en la interfase agua-aire. En los líquidos puros y en el agua, en particular, al hacer pasar aire a través de ellos no se produce espumación.

Al agregar pequeñas cantidades de algunos compuestos orgánicos, como por ejemplo alcoholes, la inyección de aire irá acompañada por la formación de burbujas de aire en forma de esferas, que al ascender a la superficie del líquido, antes de entregar su contenido de aire a la atmósfera, tratarán de detenerse en forma de espuma.

El tamaño de las burbujas y su estabilidad dependerán del tipo de espumante empleado, ya que con un aumento de espumante disminuirá el diámetro de las burbujas para producir con la misma cantidad de aire la mayor superficie de contacto y la estabilidad de la espuma aumentará debido al mayor grosor de la película. Esto sucede hasta un punto, a partir del cual, los efectos se estabilizan, y si se sigue aumentando la dosis de espumante comienzan a aparecer efectos negativos.

Los espumantes que se usan en flotación son reactivos orgánicos de carácter heteropolar, por lo tanto de estructura similar a los colectores, pero mientras estos últimos tienen afinidad por la interfase líquido-sólido, los espumantes la tienen por la interfase líquido-gas.

Los agentes más apropiados para realizar la espumación son: Alcoholes alquílicos, Ácidos carboxílicos, Aldehídos, Cetonas, Aminas y Nitrilos.

Clásicamente los más utilizados han sido el Aceite de pino, el Ácido cresílico y el Aceite de eucalipto. Actualmente se comercializan gran cantidad de productos de base glicol, conocidos con el nombre de Aerofroth y Dowfroth. Conviene destacar que los Dowfroth no tienen propiedades colectoras, por lo que las funciones colectoras y espumantes se pueden regular de manera independiente.

1.2.5. Modificadores de pH

El pH de una pulpa tiene gran importancia en la flotación, ya que los iones H^+ y OH^- compiten con otros iones en alcanzar las superficies de los minerales, y además, su concentración influye en la disociación de las sales y en los intercambios iónicos. Es importante además tener en cuenta los efectos de hidrólisis que pueden sufrir algunos reactivos en función de la acidez del medio, por ejemplo los xantatos pierden efectividad en circuitos ácidos.

Las aminas dan los mejores resultados en circuitos medianamente alcalinos y en circuitos de alta alcalinidad su poder colector disminuye notablemente. En el caso de los ácidos grasos, su actividad se favorece en pulpas alcalinas ya que de este modo se favorece la formación de jabones en la superficie mineral.

De forma general debemos reconocer que el circuito alcalino es más empleado que el ácido, entre otros motivos porque los reactivos suelen ser más estables.

Para producir el pH necesario en los circuitos industriales se recurre a ácidos y bases de bajo costo, por lo que habitualmente se utilizan: Cal, Hidróxido de sodio, Carbonato de sodio y Ácido sulfúrico o Ácido clorhídrico [1].

1.2.6. Equipos para flotación

Desde que se desarrolló por primera vez la flotación como un proceso de concentración, se han introducido muchos diseños de máquinas de flotación. Todos ellos pueden considerarse comprendidos en cualquiera de dos categorías:

las máquinas de flotación mecánicas, de mayor uso y las máquinas de flotación neumáticas, limitando su uso a aplicaciones especiales. Dentro de cada categoría existen dos tipos, las que trabajan con un solo tanque y las que trabajan como una batería de tanques (o celdas) en serie. La mayor parte de la flotación se lleva a cabo en bancos de celdas de flotación.

La concentración por flotación puede considerarse en términos de dos grupos de variables. Primero, las condiciones químicas: la interacción de los reactivos químicos con el tipo de mineral para dar lugar a un producto selectivamente hidrofóbico. Segundo, las condiciones físico-mecánicas, las cuales determinan las características de la máquina de flotación.

Aunque existen varios y diferentes diseños de máquinas de flotación, todas ellas tienen la función primaria de hacer que las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, permitiendo así que dichas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual pueda ser removida con facilidad. Para lograr esta función una máquina de flotación debe [2]:

1. Mantener todas las partículas en suspensión. Esto requiere que las velocidades ascendentes de la pulpa sobrepasen a la velocidad de asentamiento de todas las partículas presentes (incluso las más grandes y pesadas).
2. Asegurar que todas las partículas que entren a la máquina tengan la posibilidad de ser flotadas. Debe minimizarse el desvío de corrientes y la formación de corto circuitos en el interior de la máquina. De modo semejante, es indeseable el espacio muerto porque reduce el volumen efectivo de la celda.
3. Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa. El grado de aereación necesario depende del sistema mineral en particular y de la fracción de masa que ha de flotarse.
4. Promover el contacto partícula-burbuja de manera que las partículas hidrofóbicas puedan adherirse a las burbujas y elevarse a la espuma.

Esto puede hacerse mediante agitación vigorosa, flujo a contra corriente o precipitación de aire (gas) en disolución.

5. Proporcionar una región de pulpa en quietud inmediatamente abajo de la espuma para minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma y la disolución turbulenta de la capa de espuma.
6. Proporcionar suficiente espesor de espuma para permitir que ocurra el drenaje de las partículas arrastradas.

La selección de un tipo particular de máquina de flotación para una aplicación dada no es, por supuesto, una tarea fácil. Los factores principales a considerar al calificar el rendimiento de la máquina son [2]:

1. Rendimiento metalúrgico, representados por la ley y la recuperación.
2. Capacidad en toneladas métricas por hora de alimentación y por unidad de volumen.
3. Costo de operación por tonelada de alimentación, incluyendo la energía consumida, el mantenimiento y la mano de obra directa.
4. Facilidad de operación.

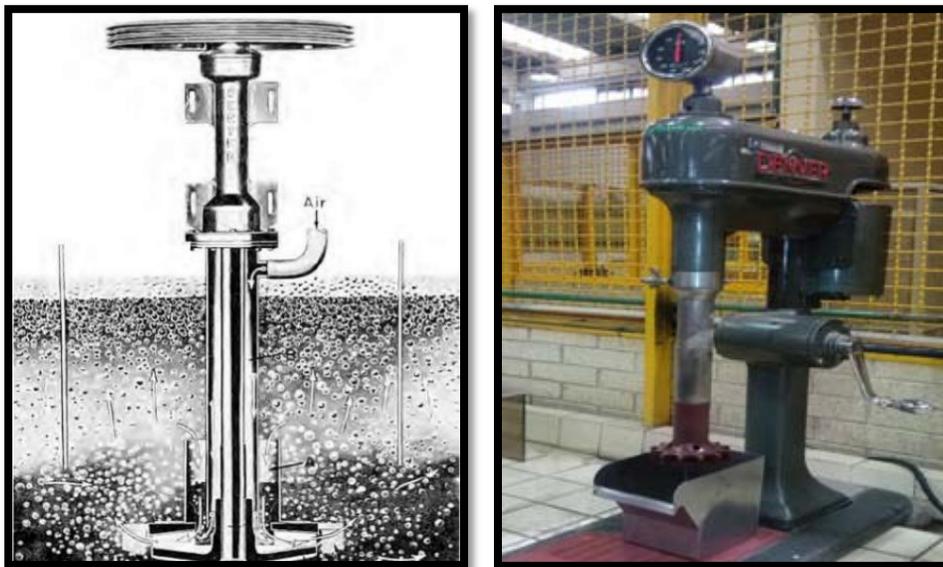


Figura 1.2.6.1. a) Vista interior de una celda tipo DENVER, b) Celda para flotación del tipo mecánica, nivel laboratorio.

CAPÍTULO II

Desarrollo

Experimental

En este capítulo se describe el desarrollo experimental utilizado en este trabajo, presentado en forma de un diagrama de flujo en la figura 2.1; el cual para su fácil análisis se ha dividido en tres etapas principales: I) Caracterización química del mineral, II) Pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias y III) Pruebas de flotación selectiva.

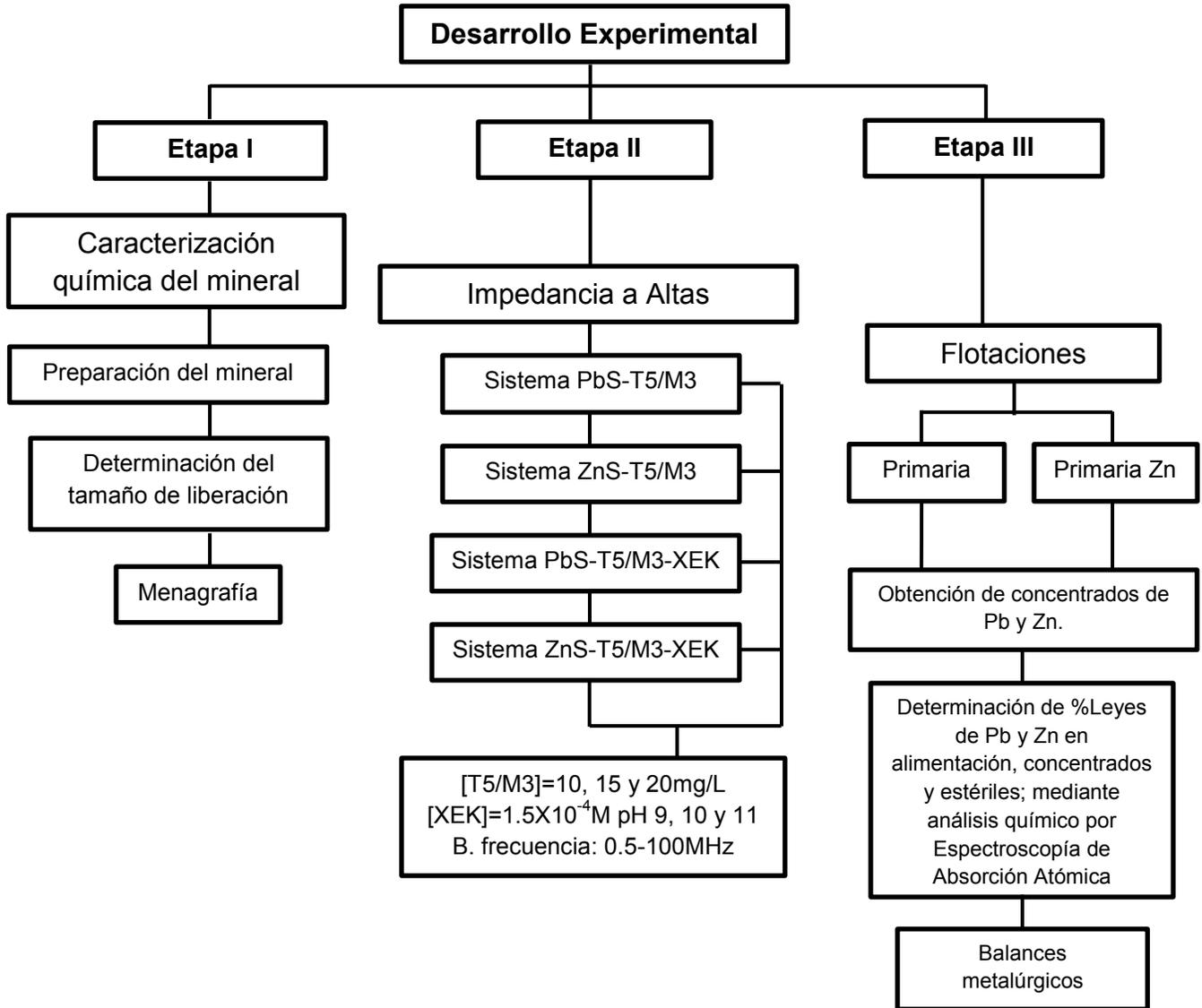


Figura 2.1. Diagrama de flujo del desarrollo experimental.

2.1. Etapa I. Caracterización química del mineral

El mineral de plomo-zinc utilizado como materia prima para esta tesis fue donado por la Unidad Minera de Charcas, perteneciente a Industrial Minera México, S.A. (IMMSA) de Grupo México, ubicada en Charcas, San Luis Potosí. Figura 2.1.1. Mediante estudios de Espectroscopía de Absorción Atómica, se determinó que la ley promedio de Plomo para el mineral de Galena es de 0.592 y para el mineral de Esfalerita la ley promedio de Zinc es de 7.787. Para la determinación correcta de los resultados por esta técnica se efectuaron calibraciones con los estándares de los elementos analizados. Este procedimiento se describe en el Anexo A.3.



Figura 2.1.1. Mineral de llegada, procedente de la Unidad Minera Charcas, San Luis Potosí.

2.2. Determinación del tamaño de liberación

Como primer paso al mineral de llegada se le realizó un muestreo por el método de cuarteo, utilizando un cuarteador de cono, el cual cuenta con una sección vertical dividida en cuatro partes. El mineral se alimentó a un cono truncado por la parte superior, el cual cae por la parte inferior del cono sobre una base vertical con cuatro divisiones formando una cruz concéntrica, posteriormente se tomaron dos cuartas partes de material de lados opuestos, desechando los dos

restantes; esta operación se realizó en varias ocasiones hasta obtener una fracción aproximada de 500g. Figura 2.2.1.

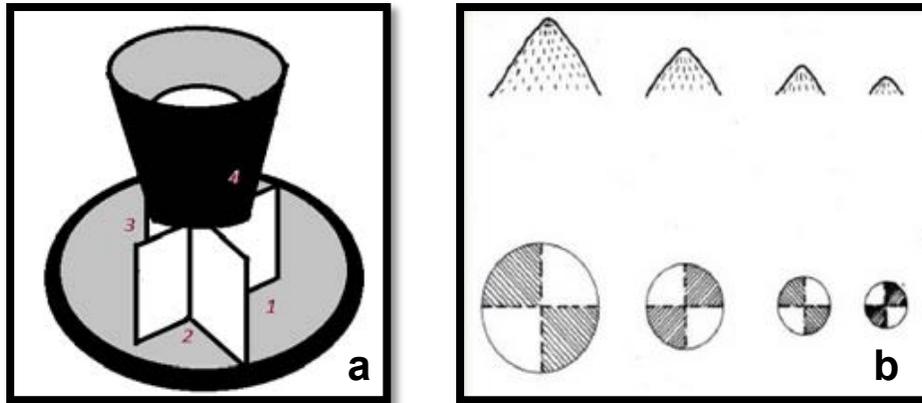


Figura 2.2.1. a) Cono truncado y base vertical con cuatro divisiones simétricas, b) Método de muestreo por cuarteo.

Los 500g de mineral fueron reducidos de tamaño en un molino de bolas de laboratorio con dimensiones de 20.7cm de diámetro y 15.7cm de longitud, en el molino se introdujeron como medio molorante 8.2Kg de bolas de acero y posteriormente se realizó el proceso de molienda durante 15 minutos. Figura 2.2.2.



Figura 2.2.2. a) Superficie interior de un molino de bolas de laboratorio, b) Molino de bolas (vista exterior) y proceso de molienda.

Posteriormente, se tomaron 100g del producto de molienda y fueron sometidos a un proceso de tamizado mediante una progresión de cribas (Raíz cuadrada de 2), obteniendo la siguiente selección de mallas para cribado: 50, 60, 100, 140, 200, 325 y -325; Usando para dicho tamizado el equipo para clasificación “Ro-Tap” modelo RX-29 de la marca W. S. TYLER. Figura 2.2.3.



Figura 2.2.3. Dispositivo para clasificación por cribado “Ro-Tap” y selección de cribas.

Finalmente 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 qué tamaño se ha obtenido el 100% de liberación. Correspondiendo el tamaño de liberación en malla 325, equivalente a $74\mu\text{m}$. Figura 2.2.4.



Figura 2.2.4. Microscopio American Optical para determinar tamaño de liberación.

Después de obtener el tamaño de liberación se realizó la molienda de la materia prima para lo cual se colocaron en el molino de bolas 300g de mineral por espacio de 10 minutos como se observa en la figura 2.2.5.



Figura 2.2.5. Molino de bolas de laboratorio.

El producto de molienda fue cribando al tamaño de liberación ($74\mu\text{m}$) y retornando al molino el material de mayor tamaño, junto con 300g hasta obtener como producto final 5kg de mineral molido al tamaño de liberación. Figura 2.2.6.

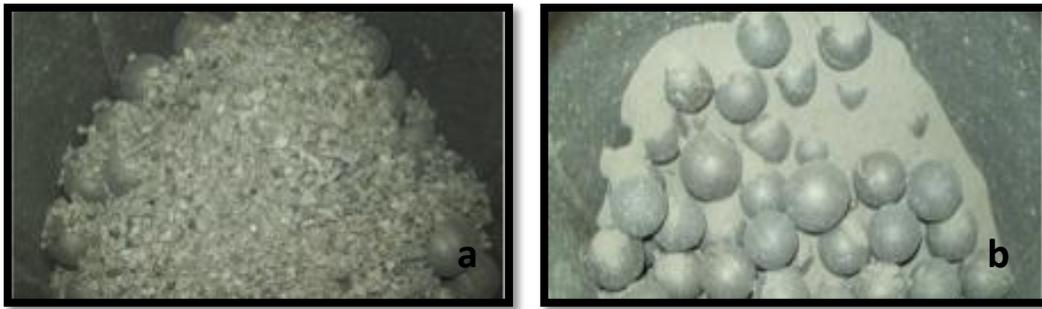


Figura 2.2.6 a) Alimentación al molino y b) Producto del molino de bolas.

2.3. Caracterización Menagráfica

Del muestro realizado en la etapa previa se tomaron muestras representativas del mineral para realizar una caracterización menagráfica. Dichas muestras se montaron en resina epóxica, posteriormente fueron desbastadas con papel lija de números: 240, 320, 400 y 600. Se obtuvieron probetas cilíndricas, las cuales, fueron observadas en un microscopio menagráfico NIKON OPTIPHOT; finalmente las imágenes se capturaron mediante una cámara de dispositivo móvil para su posterior análisis. Figura 2.3.1.



Figura 2.3.1. Microscopio menagráfico NIKON OPTIPHOT.

Las muestras se observaron bajo las siguientes condiciones: a) Nícoles paralelos (NP), b) Nícoles cruzados (NC), c) Con y sin polarizador (CP y SP), d) Campo claro (CC) y Campo oscuro (CO), todas a 100X. Figura 2.3.2.



Figura 2.3.2. Probeta del material para analizar mediante la técnica de menagrafía, montada en resina epóxica.

En cada una de las condiciones anteriormente mencionadas, se distinguieron: las fases existentes que diferencian el tipo de sulfuro (PbS , ZnS y FeS_2) presente en la muestra, morfología de partículas, ya sea; euhedrales, subhedrales y anhedrales, cambios de coloraciones y texturas. Se usó un reloj analógico para describir las imágenes en cuestión, como se muestra en la figura 2.3.3, el cual se basa en las posiciones del reloj (1 a 12), para indicar que en una posición determinada, están presentes una u otra característica menagráfica propia de cada mineral.

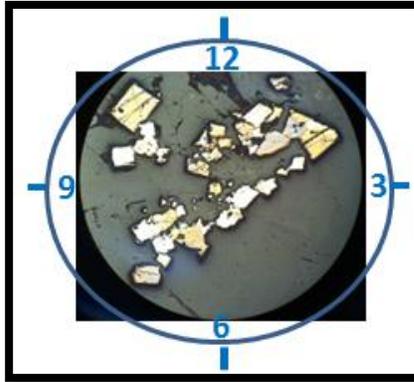


Figura 2.3.3. Reloj analógico usado para describir las diferentes zonas en una probeta para análisis menagráfico.

2.4. Etapa II. Pruebas de Impedancia a Alta Frecuencia

Paralelo a la determinación de tamaño de liberación y caracterización del mineral se realizaron pruebas de Impedancia a Alta Frecuencia en minerales puros de plomo y zinc, utilizando para dichas pruebas dos tipos de Quebracho: M3 (*Schinopsis Balansae*) y T5 (*Schinopsis Lorentzii*). La calibración de dicho equipo se realizó a través de mediciones en los medios: agua, mercurio y aire. El procedimiento de calibración se describe en el Anexo A.4.

Los minerales empleados son cristales de alta pureza de plomo (galena) y cristales de alta pureza de zinc (esfalerita), figura 2.4.1. Los cuales fueron caracterizados, molidos, y cribados para obtener un tamaño de partícula de $74\mu\text{m}$ que es un tamaño adecuado para tener una mejor interacción en el sistema mineral-celda fotoeléctrica- electrodo.

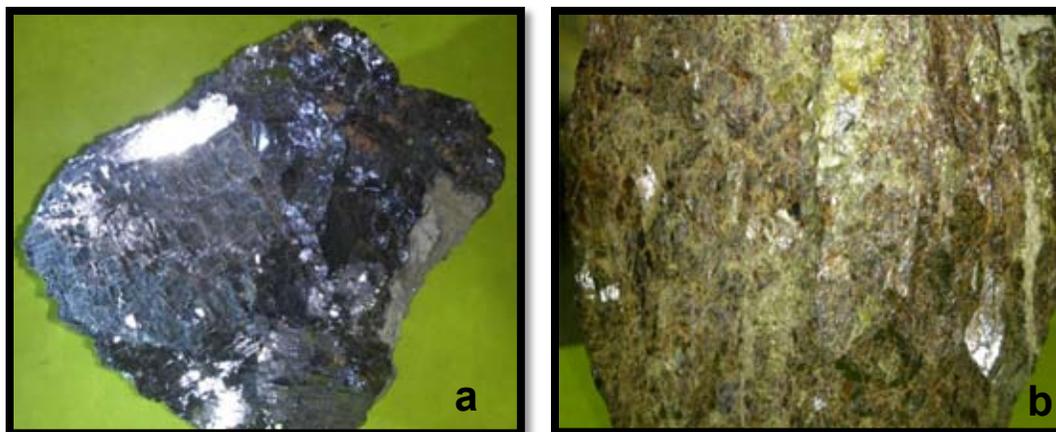


Figura 2.4.1. Muestras de mano de alta pureza; a) Galena, b) Esfalerita.

Para realizar los estudios de impedancia se pesaron 3.79g de cada uno de estos materiales (galena y esfalerita), en una balanza analítica SARTORIUS™ BP 310P, la cual cuenta con una precisión de cuatro cifras significativas en su medición y posteriormente fueron acondicionados por un tiempo de cinco minutos con los reactivos de interés (XEK-T5 y XEK-M3), por separado y en mezcla de ambos reactivos a diferentes concentraciones: $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}M$, $[M3]=10, 15$ y $20mg/L$ y $[T5]=10, 15$ y $20mg/L$. Dichas muestras se acondicionaron en una Parrilla de agitación CORNING™ Stirrer/Hot Plate, con ayuda de un agitador magnético a temperatura ambiente. Figuras 2.4.2 a y b.

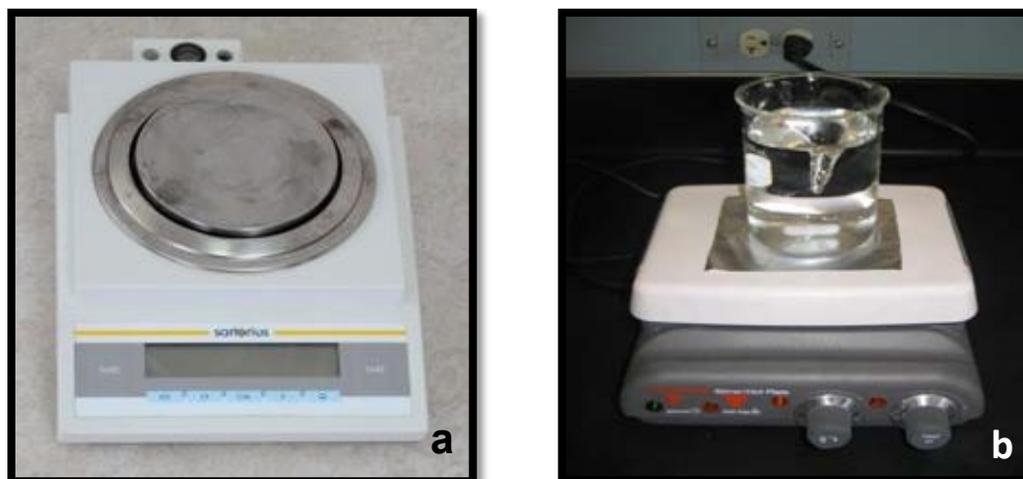


Figura 2.4.2. a) Balanza analítica SARTORIUS™ BP 310P, b) Parrilla de agitación CORNING™ Stirrer/Hot Plate.

A continuación se ajustó el pH para cada prueba desde pH 7 hasta pH 11; Los reactivos para controlar el pH fueron: $[\text{NaOH}] = 0.1\text{M}$ y $[\text{HCl}] = 0.1\text{M}$. La medición de pH se realizó con un equipo OAKTON™ pH 2100 Series y un electrodo de platino, previamente calibrado con soluciones buffer pH 7 y pH 10. Figura 2.4.3.



Figura 2.4.3. Equipo medidor de pH OAKTON™ pH 2100 Series.

El material previamente acondicionado, se colocó en una celda fotoeléctrica de acero inoxidable con un volumen de 5mL, la cual estuvo en todo momento seca y limpia para evitar variaciones en la medición, que a su vez garantiza la calibración del medidor de impedancia, utilizando un volumen de 75.8% de sólidos en peso de mineral para realizar cada prueba. Las mediciones de impedancia se realizaron en un equipo medidor del vector impedancia de la marca Hewlett Packard™, modelo: Agilent HP 4193A, con barridos de frecuencias desde 0.5 a 100MHz. Figura 2.4.4.



Figura 2.4.4. Equipo medidor del vector impedancia de 400KHz a 110MHz, Agilent HP 4193A.

2.5. Etapa III. Pruebas de Flotación Selectiva

Con base a los resultados de constante dieléctrica, conductividad y pérdidas por dielectricidad (tomados a una frecuencia de 100MHz) obtenidos de las pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias, se seleccionaron los resultados más representativos correspondientes a las interacciones entre: Galena (PbS)-Quebrachos T5/M3, Esfalerita (ZnS)-Quebrachos T5/M3, Galena (PbS)-Quebrachos T5/M3-XEK y Esfalerita (ZnS)-Quebrachos T5/M3-XEK. Dichos resultados determinaron el número y condiciones experimentales a realizar en las flotaciones selectivas.

Para reproducir las condiciones de flotación se tomaron las siguientes consideraciones como parámetros constantes en todos los casos: 1) Volumen de celda 1.1L, 2) Velocidad de agitación de 1200rpm, 3) Posición de válvula de flujo de aire de 45°, 4) Concentración de colector, Xantato Etilico de Potasio [XEK]= 1.5×10^{-4} M, 5) Tamaño de partícula de alimentación de 74 μ m, 6) Concentración de activador, Sulfato de Cobre [CuSO₄]= 1.5×10^{-4} M, 7) Espumante Metil Iso-Butil Carbinol (MIBC); 0.16mL para la flotación selectiva de plomo y 0.08mL para flotación selectiva de zinc, 8) 16% de sólidos en peso de pulpa mineral, equivalentes a 210g de mineral alimentado.

El circuito de flotación selectivo se muestra en la figura 2.5.1, en la cual se tiene una celda primaria para el concentrado de Plomo y una celda primaria para el concentrado de Zinc.

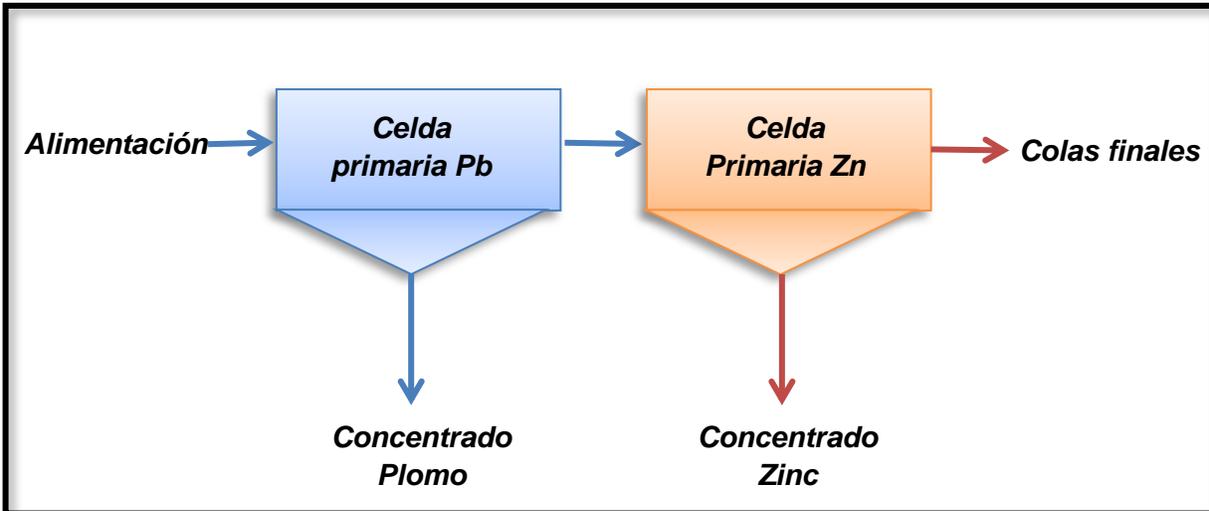


Figura 2.5.1. Circuito de flotación selectivo para recuperación de concentrados de Pb y Zn.

Con respecto al acondicionamiento de las celdas, este se realizó de la siguiente forma; a) Celda primaria: Tiempo de acondicionamiento 5 minutos para lo cual se ajustó inicialmente la velocidad de agitación, al minuto 5 se adicionó el depresor Quebracho (T5 ó M3), del minuto 5 al minuto 3 se ajustó el pH, al minuto 3 se adiciona el Xantato Etilico de Potasio (colector), del minuto 3 al minuto 0 se ajustó el pH y al minuto 1 se adicionó Metil Iso-Butil Carbinol (espumante) para iniciar la flotación al minuto 0 y flotar al mineral durante un tiempo de 2 minutos; b) Celda agotativa: Tiempo de acondicionamiento 5 minutos para lo cual se ajustó inicialmente la velocidad de agitación, al minuto 5 se ajustó 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 Metil Iso-Butil Carbinol (espumante) para iniciar la flotación al minuto 0 y flotar al mineral durante un tiempo de 5 minutos.

El número de pruebas y condiciones experimentales obtenidas de las pruebas de impedancia a altas frecuencias se muestran en la Tabla 2.5.3. Dichas

condiciones están en función del pH y la concentración del reactivo depresor, así como de los parámetros de experimentación más importantes.

Tabla 2.5.3. Condiciones de trabajo para las flotaciones selectivas.

Número de Flotaciones	Celda Primaria Pb			Celda primaria Zn	
	pH	XEX (M)	T5/M3 (mg/L)	pH	CuSO ₄ (M)
1	9	1.5X10 ⁻⁴	10	9	1.5X10 ⁻⁴
2	10	1.5X10 ⁻⁴	10	10	1.5X10 ⁻⁴
3	11	1.5X10 ⁻⁴	10	11	1.5X10 ⁻⁴
4	9	1.5X10 ⁻⁴	15	9	1.5X10 ⁻⁴
5	10	1.5X10 ⁻⁴	15	10	1.5X10 ⁻⁴
6	11	1.5X10 ⁻⁴	15	11	1.5X10 ⁻⁴
7	9	1.5X10 ⁻⁴	20	9	1.5X10 ⁻⁴
8	10	1.5X10 ⁻⁴	20	10	1.5X10 ⁻⁴
9	11	1.5X10 ⁻⁴	20	11	1.5X10 ⁻⁴

Los resultados obtenidos en cada flotación selectiva fueron representados en un balance metalúrgico analizando la ley y recuperación del concentrado del Plomo y Zinc, así como la ley y recuperación del material estéril. Finalmente con estos resultados se realizó un comparativo entre los reactivos depresores T5 y M3, para determinar las mejores condiciones de flotación selectiva del Pb y Zn.

CAPÍTULO III

Resultados

3.1. Caracterización del mineral



Figura 3.1.1. Menografía que muestra un mineral de Pirita. Capturada con las siguientes condiciones: Campo Claro, Nicoles Paralelos y Sin Polarizador; Tomada a 100X.

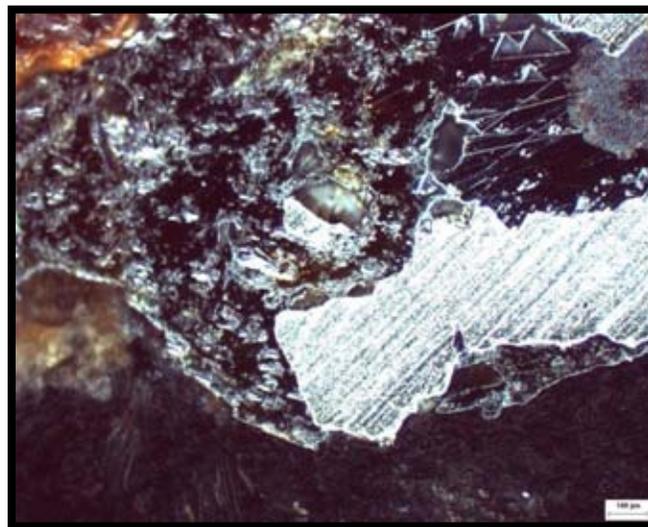


Figura 3.1.2. Menografía que muestra un mineral compuesto de Esfalerita, Galena y Pirita. Imagen capturada con las siguientes condiciones: Campo Oscuro, Nicoles Cruzados y Con Polarizador; Tomada a 100X.

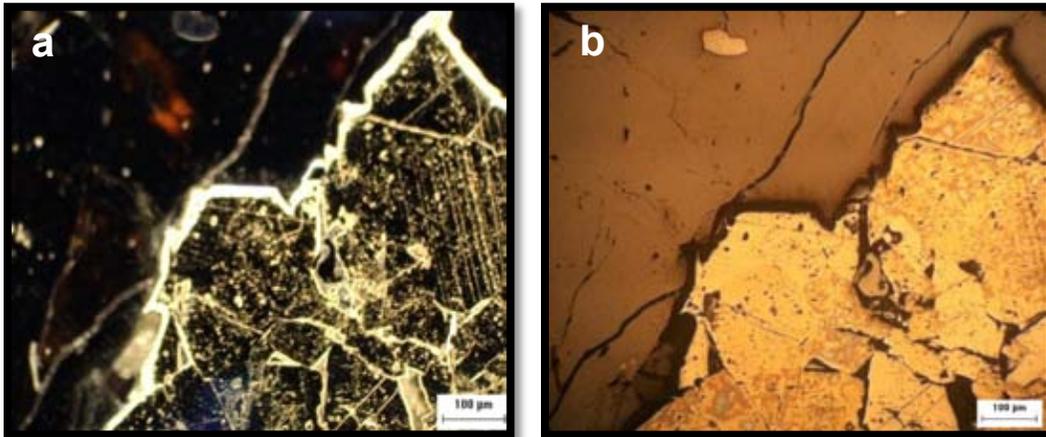
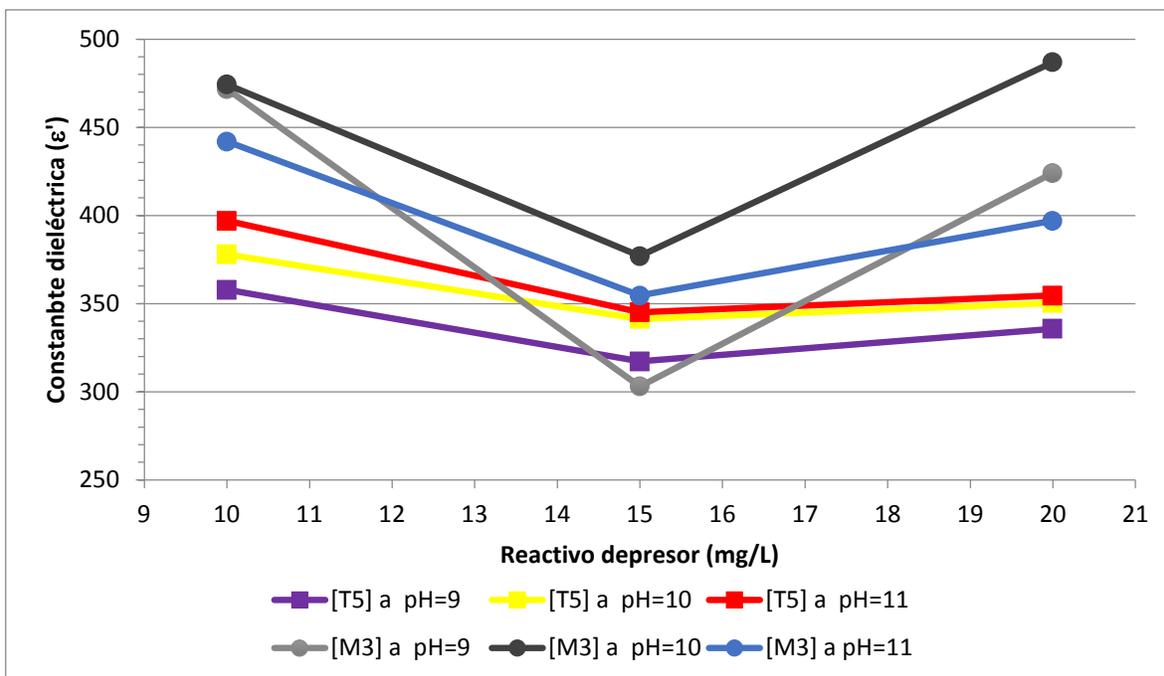


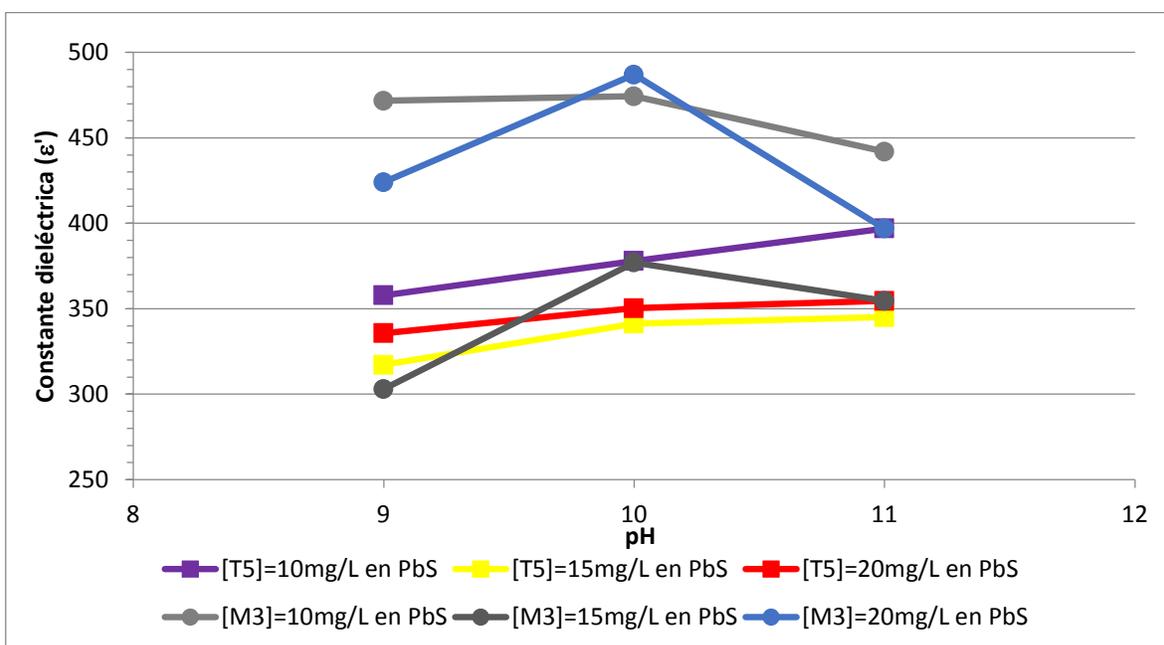
Figura 3.1.3. Menografía que muestra un mineral compuesto de Esfalerita y Calcopirita. Imagen capturada con las siguientes condiciones: a) Campo Oscuro, Nícoles Cruzados y Sin Polarizador, b) Campo Claro, Nícoles Cruzados y Sin Polarizador; Tomada a 100X.

3.2. Pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias

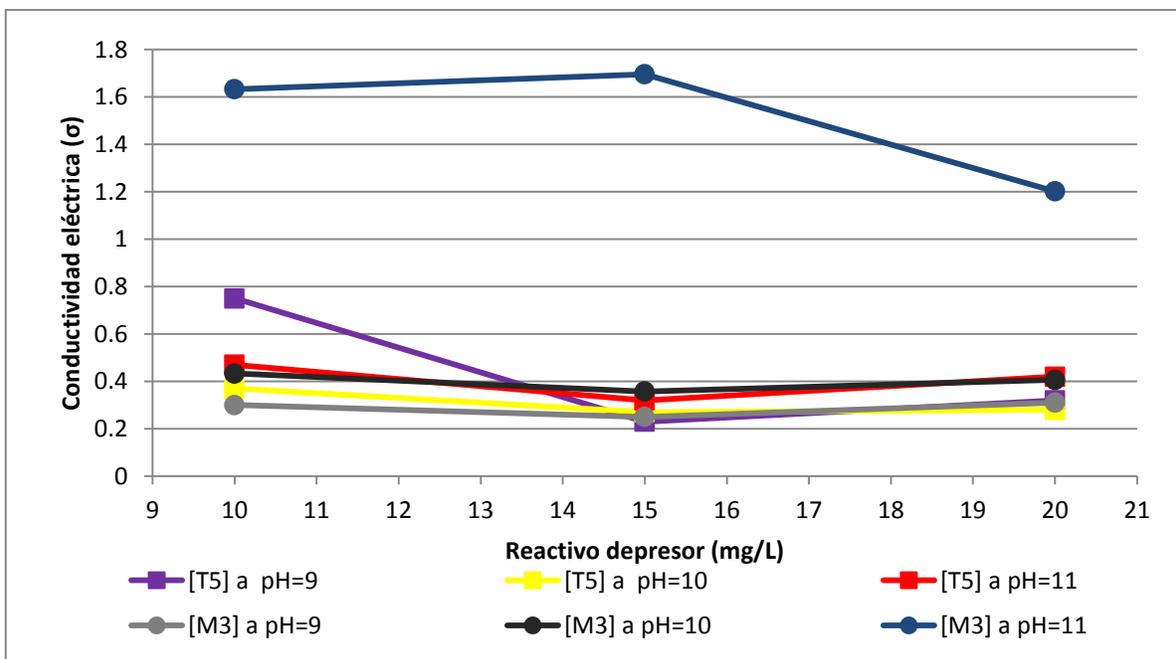
A continuación se muestran los resultados obtenidos para los sistemas: PbS-T5/M3 y PbS-T5/M3-XEK. Mostrando para cada uno de estos sistemas, el efecto del pH sobre la constante dieléctrica y la conductividad eléctrica del material. Tomando en cuenta la concentración de reactivo depresor, manteniendo la concentración de reactivo colector constante de $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$ y trabajado a una frecuencia de 100MHz. Los resultados de las pruebas totales de Impedancia a Altas Frecuencias se muestran en el Anexo A.1.



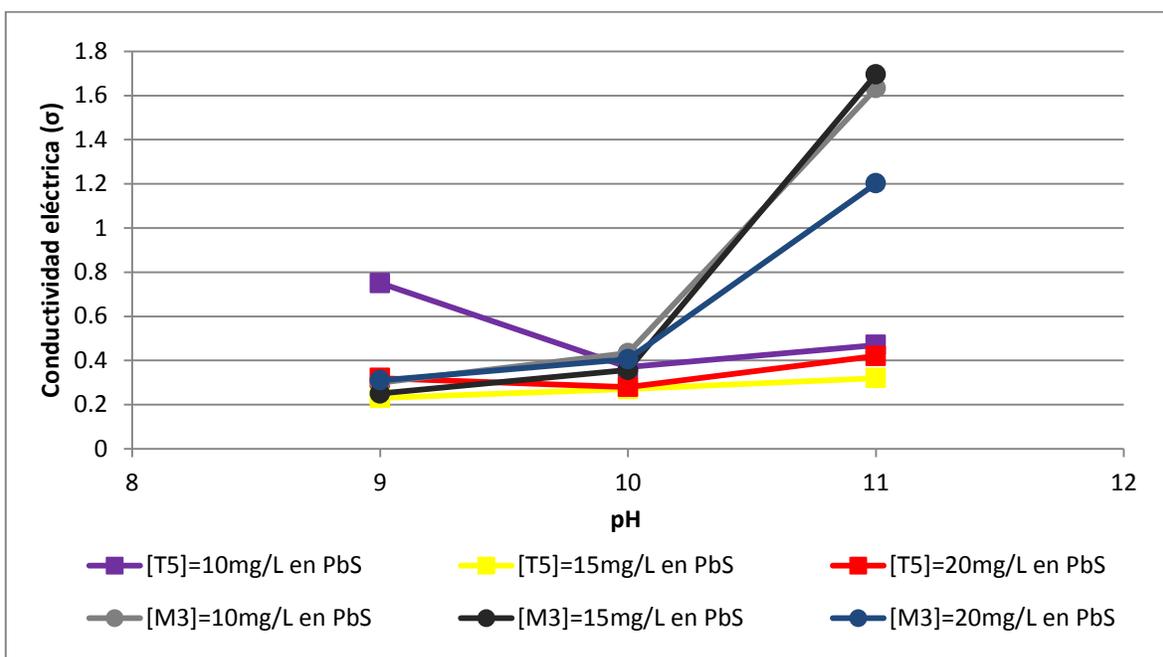
Gráfica 3.2.1. Efecto del pH sobre la Constante dieléctrica (ϵ') en el sistema PbS; Operando a diferentes concentraciones de reactivo depresor T5 y M3 y concentración de colector constante $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$.



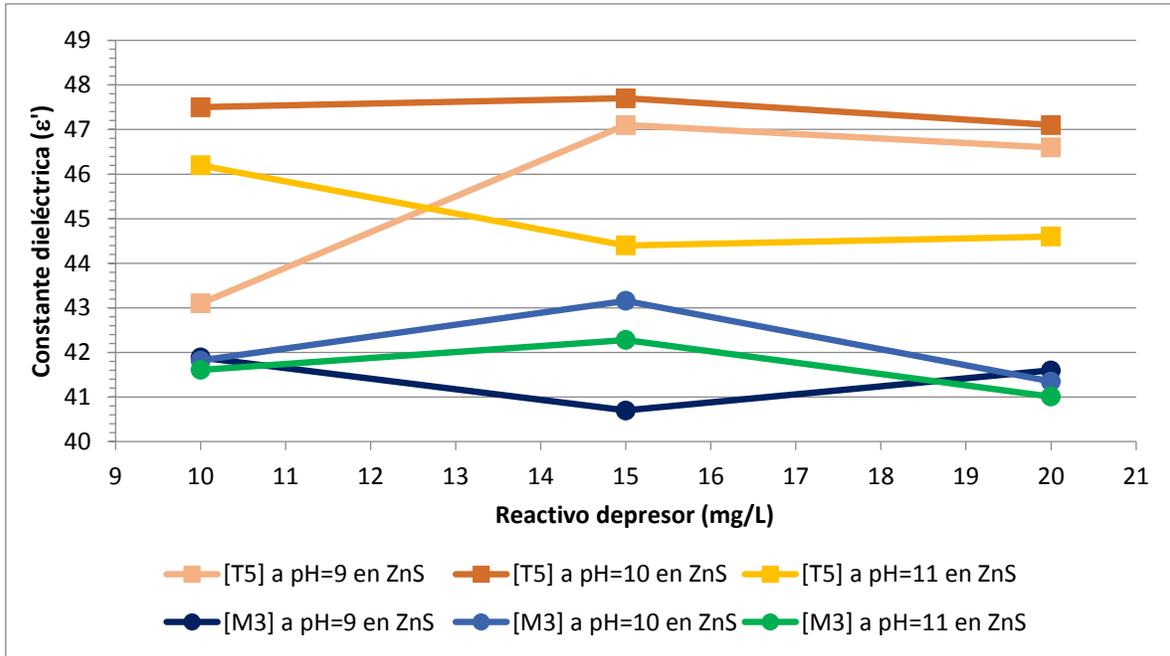
Gráfica 3.2.2. Constante dieléctrica (ϵ') en función del pH en el sistema PbS; Operado a diferentes concentraciones de reactivos depresores T5 y M3 y concentración de colector constante $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$.



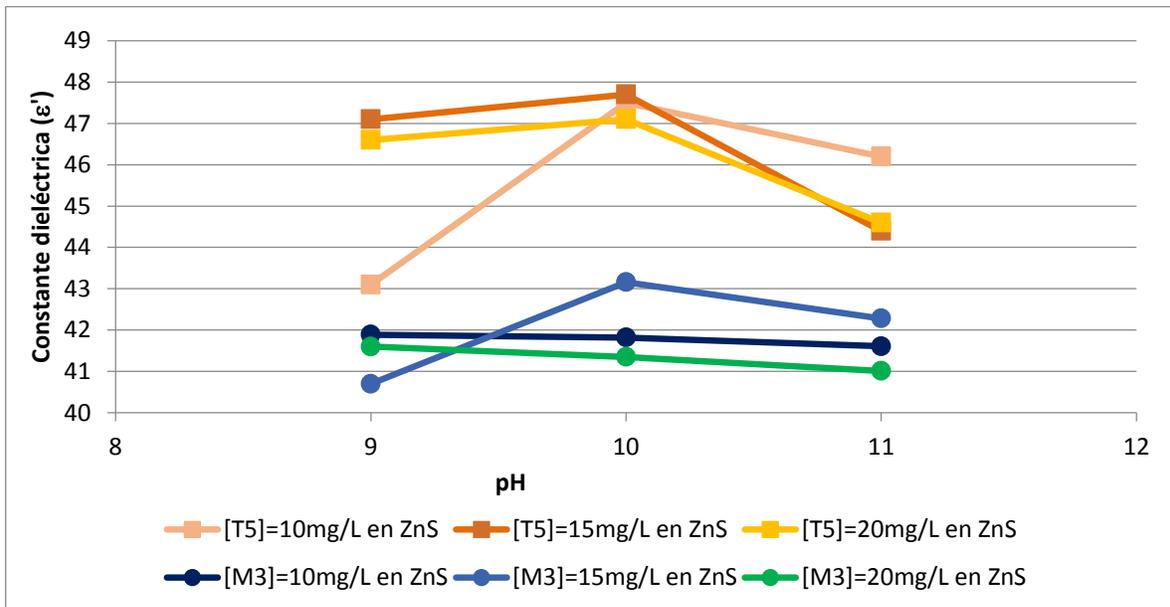
Gráfica 3.2.3. Efecto del pH sobre la Conductividad eléctrica (σ) Sm^{-1} en el sistema PbS a diferente concentración de reactivo depresor T5 y M3 y concentración de colector constante $[\text{XEK}] = 1.5 \times 10^{-4} \text{M}$.



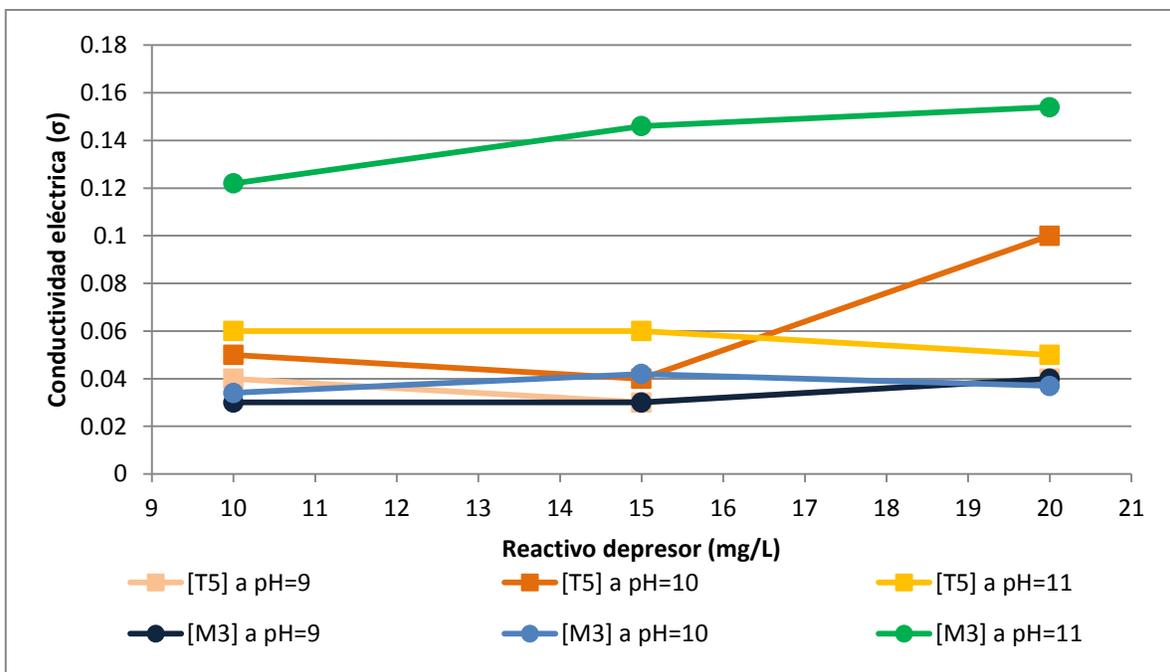
Gráfica 3.2.4. Conductividad eléctrica (σ) Sm^{-1} en función del pH en el sistema PbS; Operado a diferentes concentraciones de reactivos depresores T5 y M3 y concentración de colector constante $[\text{XEK}] = 1.5 \times 10^{-4} \text{M}$.



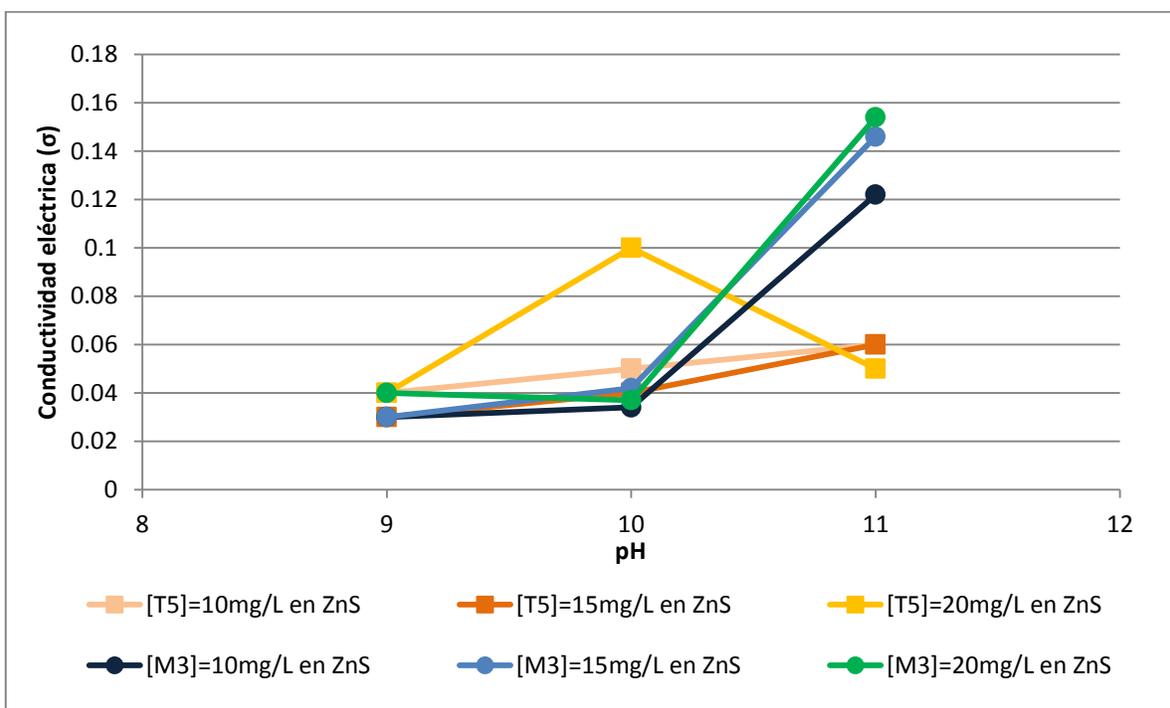
Gráfica 3.2.5. Efecto del pH sobre la Constante dieléctrica (ϵ') en el sistema ZnS; Operando a diferente concentración de reactivo depresor T5 y M3 y concentración de colector constante $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$.



Gráfica 3.2.6. Constante dieléctrica (ϵ') en función del pH en el sistema ZnS; Operado a diferentes concentraciones de reactivos depresores T5 y M3 y concentración de colector constante $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$.



Gráfica 3.2.7. Efecto del pH sobre la Conductividad eléctrica (σ) Sm^{-1} en el sistema ZnS a diferente concentración de reactivo depresor T5 y M3 y concentración de colector constante $[\text{XEK}] = 1.5 \times 10^{-4} \text{M}$.



Gráfica 3.2.8. Conductividad eléctrica (σ) Sm^{-1} , en función del pH en el sistema ZnS; Operado a diferentes concentraciones de reactivos depresores T5 y M3 y concentración de colector constante $[\text{XEK}] = 1.5 \times 10^{-4} \text{M}$.

3.3. Pruebas de Flotación Selectiva

A continuación se presentan los resultados obtenidos en las pruebas de flotación selectiva. Mostrando en las tablas 3.3.1 y 3.3.2, la ley y recuperación de Plomo y Zinc, respectivamente, para cada celda primaria.

Tabla 3.3.1. Resultados obtenidos de % ley y % recuperación en concentrados para Pb y Zn, respectivamente, para cada celda primaria, empleando Quebracho T5.

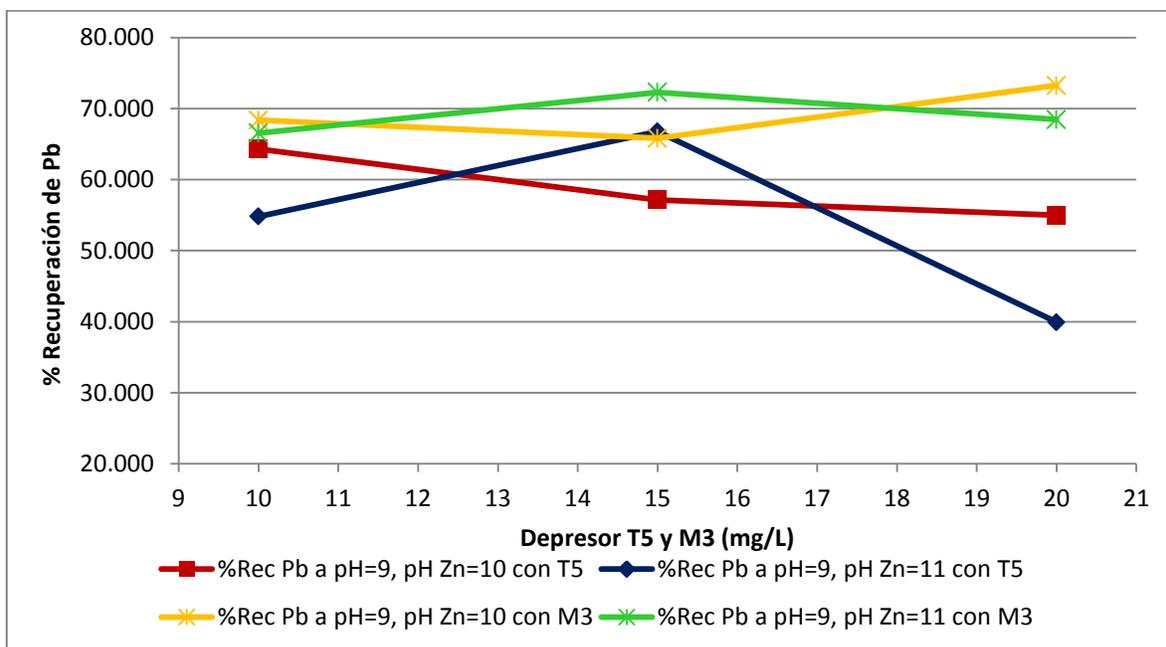
Quebracho T5 con $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$						
T5 (mg/L)	Celda Primaria Pb			Celda Primaria Zn		
	pH Pb	%Ley Pb	%Rec Pb	pH Zn	%Ley Zn	%Rec Zn
10	9	7.201	64.30	10	39.41	68.28
15	10	6.499	58.90	10	37.74	75.84
20	9	5.201	54.99	10	41.58	72.97
10	9	5.569	54.83	11	44.64	67.18
15	9	6.716	66.79	11	17.91	33.95
20	9	10.00	39.92	11	18.51	33.18

Tabla 3.3.1. Resultados obtenidos de % ley y % recuperación en concentrados para Pb y Zn, respectivamente, para cada celda primaria, empleando Quebracho M3.

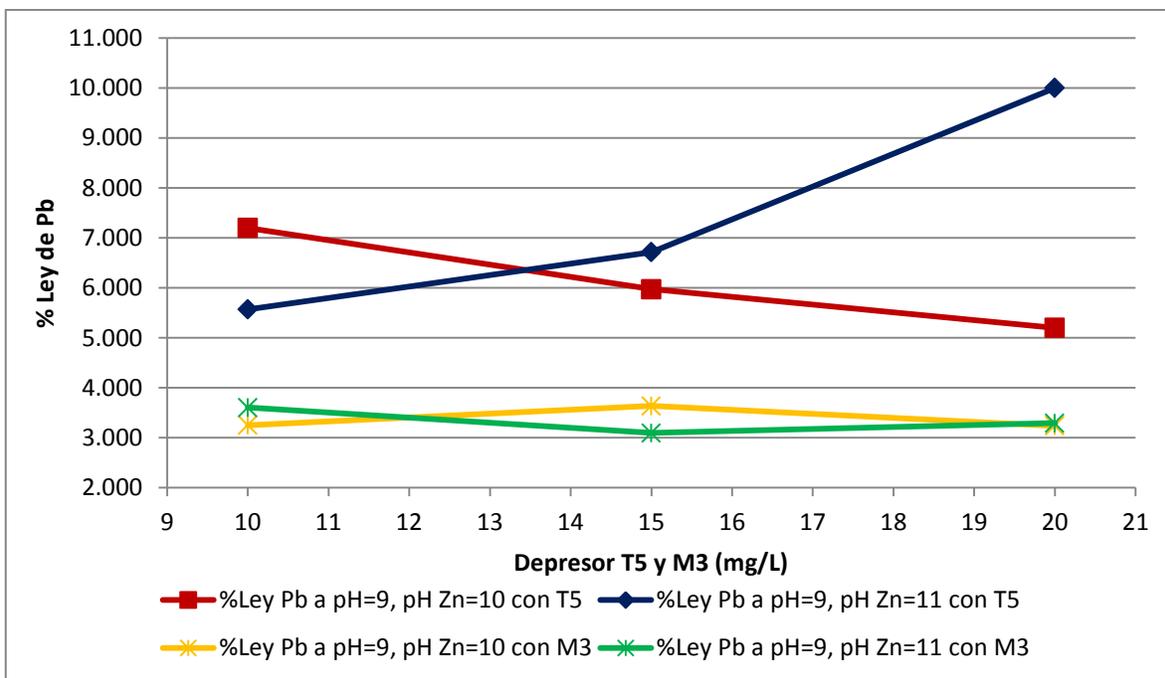
Quebracho M3 con $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$						
M3 (mg/L)	Celda Primaria Pb			Celda Primaria Zn		
	pH Pb	%Ley Pb	%Rec Pb	pH Zn	%Ley Zn	%Rec Zn
10	9	3.25	68.38	10	27.08	92.42
15	9	3.64	65.82	10	28.82	92.60
20	9	3.24	73.26	10	28.49	84.38
10	9	3.61	66.57	11	29.44	82.08
15	9	3.09	72.29	11	27.67	90.81
20	9	3.29	68.46	11	30.36	92.48

También se muestran los gráficos de recuperación y ley de cada mineral en función de la concentración de reactivo depresor y el efecto del pH con el cual se operó en cada flotación selectiva, así como la comparación de ambos reactivos depresores T5 y M3, bajo las mismas condiciones de concentración de depresor y

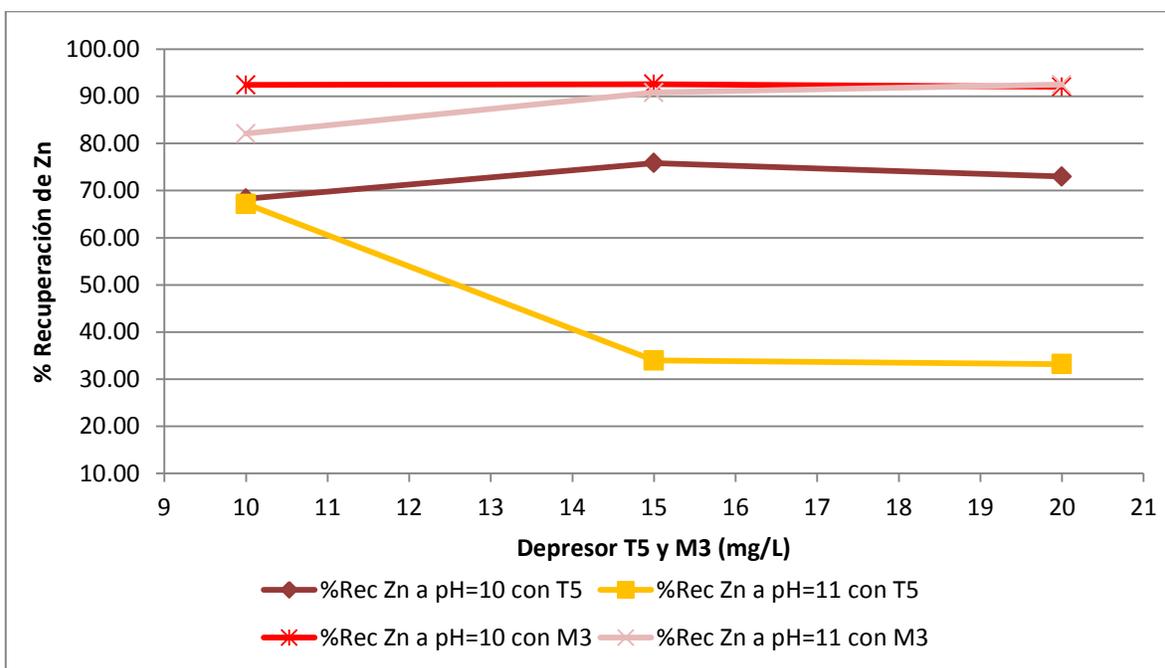
pH. Manteniendo la concentración de reactivo colector constante $[XEK]=1.5 \times 10^{-4} M$, gráficas 3.3.3 a 3.3.6. Los valores de recuperados y leyes son referidos a los productos de concentrados de cada especie, mostrados en los balances metalúrgicos correspondientes, (Anexo A.2).



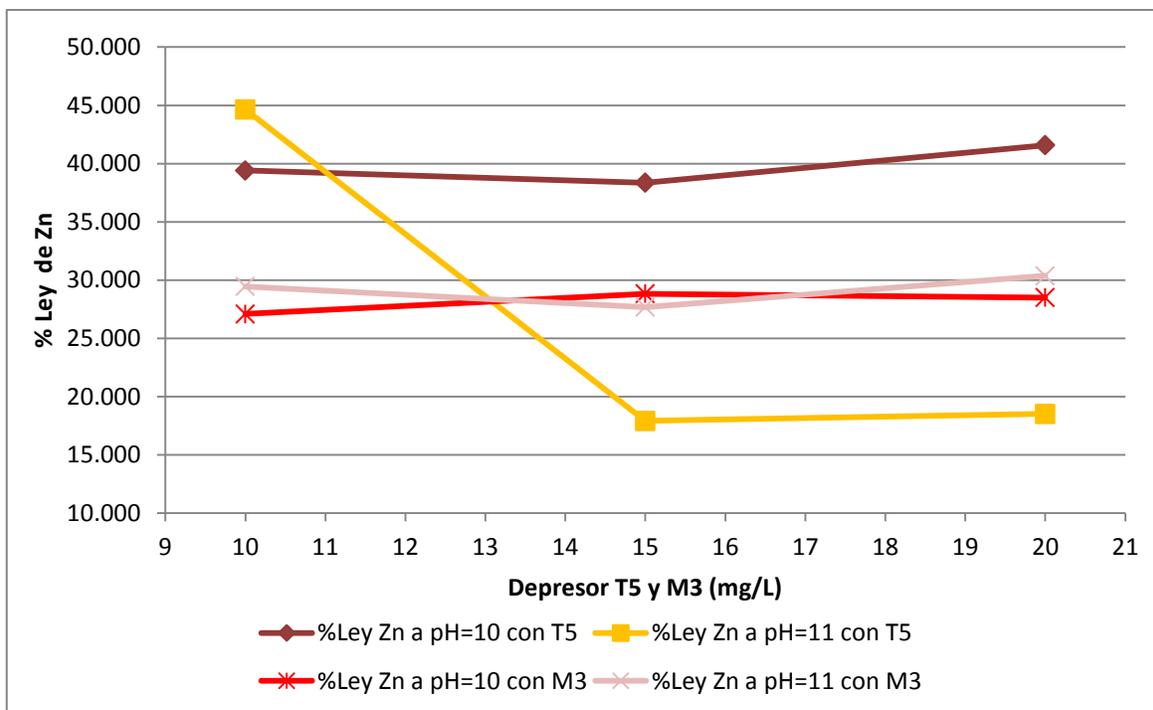
Gráfica 3.3.3. Efecto del pH en función de la concentración de reactivo depresor T5 y M3 a 10, 15 y 20 mg/L, sobre el % de Recuperación de plomo, obtenidos de los productos de concentrado en la celda primaria de Pb.



Gráfica 3.3.4. Efecto del pH en función de la concentración de reactivo depresor T5 y M3 a 10, 15 y 20mg/L, sobre el % Ley de plomo, obtenidos en los productos de concentrado de plomo en la celda primaria de Pb.



Gráfica 3.3.5. % de Recuperación de zinc como función de la concentración de reactivo depresor T5 y M3 a 10, 15 y 20mg/L, obtenidos en los productos de concentrado de zinc en la celda primaria de Zn.



Gráfica 3.3.6. % Ley de zinc como función de la concentración de reactivo depresor T5 y M3 a 10, 15 y 20mg/L, obtenidos en los productos de concentrado de zinc en la celda primaria de Zn.

CAPÍTULO IV

Análisis de resultados

4.1. Caracterización Menagráfica

La figura 3.1.1., presenta un mineral de Pirita (FeS_2 : 46.6%Fe y 53.4%S): Posee morfología equigranular con límites granulares rectilíneos, es de color amarillo latón, con rayas grises o negras, tiene brillo metálico, sus propiedades ópticas son color crema amarillento, de opaca a brillante, tiene cristales cúbicos (euhedrales) en las posiciones (reloj analógico); 1, 9, 11 y al centro; posee formas subhedrales en la zona central, presenta reflectividad alta, lo cual está en común acuerdo con materiales típicos de galena-esfalerita [15, 16 y 17].

La figura 3.1.2., exhibe un mineral compuesto “complejo” de Esfalerita (ZnS : 67%Zn y 33%S), Galena (PbS : 86.6%Pb y 13.4%S) y Pirita (FeS_2 : 46.6%Fe y 53.4%S): Se observa en pequeñas cantidades y zonas, posiciones 12 a 1 (reloj analógico), un mineral con textura picuda, color gris plomo, tiene brillo metálico; sus propiedades ópticas son: mineral opaco con reflectividad media a alta [14], con un blanco isótropo, posee “pits” triangulares característicos en un mineral de galena, presenta rallas de pulido, por lo que su dureza no es alta y debido a su opacidad no presenta reflexiones internas. Por otra parte, en el centro de la imagen y en las posiciones 1 a 3, se observa un cristal de pirita con morfología equigranular con límites granulares rectilíneos, por lo tanto sus formas son euhedrales y subhedrales con un alto brillo metálico; sus propiedades ópticas son: alta reflectividad [18], sin reflexiones internas y un evidente maclado ya que en el interior del cristal hay líneas inclinadas las cuales no provienen del pulido de la pieza ya que la pirita es un material relativamente duro, así mismo, al centro de la pieza presenta una línea muy marcada (blanca intensa) entre la pirita y la galena llamada relieve diferencial como resultado de una diferencia de durezas entre ambos minerales [18]. En las posiciones 6 a 12, se pudo apreciar un mineral de esfalerita color marrón acaramelado, traslucido con texturas aparentemente granulares y equigranulares con exfoliaciones tipo espásticas, posee baja reflectividad y reflexiones internas en color amarillo, rojo e inclusive pardo, su estructura está conformada por cristales dodecaédricos y cúbicos de color gris o negro con rayas blancas parduscas [15-18].

La figura 3.1.3., muestra un mineral de Esfalerita (ZnS : 67%Zn y 33%S) y Calcopirita ($CuFeS_2$: 34%Cu, 30.5%Fe y 35%S): En las posiciones 8 a 1 se presenta esfalerita y en las posiciones 2 a 7 calcopirita; presenta brillo metálico (figura 3.1.3a), posiciones 2 a 7), la calcopirita tiene morfología granular o equigranular con formas subhedrales y anhedrales en vistas con campo claro (figura 3.1.3b), donde también se observa su opacidad; posee una reflectividad media [18] y alto brillo metálico (campo oscuro), presenta relieve diferencial (línea blanca intensa diagonal al centro) debido a la diferencia de durezas entre ambos minerales. Por su parte, la esfalerita muestra que sus propiedades ópticas son translúcidas; con un microscopio de luz reflejada, como en este caso, aparece de color gris (figura 3.1.3b) y reflexiones internas amarillas, pardas o rojizas (figura 3.1.3a), posee muy baja reflectividad. La esfalerita presenta una visible morfología granular a equigranular en campo oscuro, destacando un color acaramelado con aspecto espástico (estructura laminar), ya anteriormente mencionada.

4.2. Pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias

Con respecto a las pruebas de impedancia a altas frecuencias se realizó una comparación entre los dos reactivos depresores (T5 y M3), tomando en cuenta los parámetros físicos del mineral como son la Constante dieléctrica (ϵ') y Conductividad eléctrica (σ). También se consideró la efectividad depresora de los quebrachos sobre los minerales de PbS y ZnS , al variar tanto la concentración del reactivo depresor como el pH del sistema, conociendo el efecto que tienen estas variables en ambos sistemas.

4.2.1. Sistemas PbS -T5/ PbS -M3 y PbS -XEK-T5/ PbS -XEK-M3

Las pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias realizadas sobre galena pura empleando los Quebrachos T5 y M3 fueron estudiadas para conocer la efectividad del depresor, el cual consiste en determinar qué tan capaz es el poder humectante del reactivo al entrar en contacto con la superficie de los minerales de

galena y esfalerita (estudiado sobre cristales de alta pureza de Pb y Zn). Este efecto se ve reflejado en los valores de constante dieléctrica y conductividad del material, obtenidos en las pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias. En el presente trabajo se hicieron pruebas electroquímicas en los sistemas: PbS-T5 y PbS-M3 y PbS-XEK-T5 y PbS-XEK-M3, donde los más representativos para este caso, son los que involucran la presencia del reactivo colector XEK (Xantato Etilico de Potasio), ya que en la industria del beneficio de minerales forzosamente se trabaja con este tipo de reactivos, con lo cual se busca obtener un proceso de flotación más eficiente y rentable.

4.2.2. Sistema PbS-T5 y PbS-M3

Con respecto a los resultados obtenidos para el caso de la galena (PbS), donde el principal protagonista es la superficie de plomo. Se ve en las Tablas A.1.1.1-A.1.1.3 (Anexo A.1.), que se obtienen altos valores de constante dieléctrica ($\epsilon' = 428.16-486.95$) y conductividad eléctrica ($\sigma = 1.01-1.2 \text{Sm}^{-1}$), usando el reactivo depresor M3 a 10 y 20 mg/L. Dando así, características de elevada mojabilidad y por lo tanto, de acción depresora más efectiva. Esto debido a que el depresor actúa sobre la superficie de la galena proporcionando una mayor hidrofiliidad en la superficie del mineral y por consiguiente el mineral es más conductor generando inestabilidad de las partículas coloidales.

Otra cuestión importante a considerar para el sistema PbS-T5 y PbS-M3 es la concentración del reactivo depresor; Al emplear concentraciones de depresor [T5]=10mg/L y operando a pH 9 ó pH 10; se presentan conductividades eléctricas más bajas ($\sigma = 0.21-0.34 \text{Sm}^{-1}$), por lo tanto, se estima que la depresión de la galena sea menor contribuyendo con esto a una mejor flotabilidad. Caso contrario al depresor M3, ya que a pH 9 y pH 10, el mineral adquiere propiedades hidrofílicas, pues su conductividad eléctrica ($\epsilon' = 0.65-1.008$) y constante dieléctrica ($\epsilon' = 388.7-428.9$) son elevadas. El punto congruente entre ambos reactivos es cuando se trabaja a pH 11, en donde se presentan constantes dieléctricas muy parecidas, en

ese punto se tiene un carácter hidrófobo, proporcionando así, menor depresión del mineral y por consiguiente una mejor flotabilidad.

Para el caso de concentraciones de reactivo depresor iguales a 15mg/L, el comportamiento en sus constantes dieléctricas es muy parecido entre ambos reactivos. Aunque si fuese el caso de elegir un reactivo en especial, se elegirá el T5; ya que aún bajo condiciones de pH diferentes, presenta conductividades eléctricas más bajas ($\sigma=0.31-0.36\text{Sm}^{-1}$), proporcionando con esta condición una menor interacción entre la interfase mineral-depresor; confiriendo propiedades hidrófobas. A una concentración de 15 mg/L de reactivo depresor T5 existe una mayor interacción entre la interfase mineral-depresor, proporcionando un carácter hidrofílico al material, ya que su constante dieléctrica es relativamente elevada ($\epsilon'=395.06-408.82$).

4.2.3. Sistema PbS-XEK-T5 y PbS-XEK-M3

Para conocer ahora la interacción operada a nivel industrial en cuanto a la presencia de ambos reactivos; colectores y depresores sobre el mineral, se han realizado estudios en los sistemas PbS-XEK-T5 y PbS-XEK-M3. Los resultados obtenidos en dichos sistemas (Gráficas 3.2.1. y 3.2.2.), muestran valores de constante dieléctrica en la mezcla PbS-T5-XEK y PbS-M3-XEK ($\epsilon'=397-486.95$), *son en gran parte de los casos, mayores* a las que presentan los sistemas PbS-T5 y PbS-M3 ($\epsilon'=377.86-450.77$), lo que indica que la galena en presencia de colector [XEK]= $1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ y depresores T5 o M3 a las concentraciones de 10, 15 y 20mg/L, tiene una mayor activación con características hidrofílicas. Caso contrario a los valores de conductividad eléctrica en donde los sistemas; PbS-M3 y PbS-M3-XEK, presentan *valores mayores* ($\sigma=0.55-1.04\text{Sm}^{-1}$ y $\sigma=0.25-1.67\text{Sm}^{-1}$, respectivamente) con respecto a los de los sistemas: PbS-T5 y PbS-T5-XEK ($\sigma=0.21-0.36\text{Sm}^{-1}$ y $\sigma=0.23-0.75\text{Sm}^{-1}$, respectivamente). Por tal motivo, cuando un sistema presenta conductividades eléctricas elevadas habrá una mayor mojabilidad entre el mineral y los reactivos presentes en la celda, por consiguiente, el mineral presentará condiciones mayores de depresión y será más difícil flotar.

Y viceversa, al tener un mineral con conductividad eléctrica baja, será poco conductor y presentará poca mojabilidad, por tal motivo, tendrá un comportamiento hidrófobo y será más fácil flotarlo.

El comportamiento que describe este fenómeno es que el colector actúa sobre la superficie del mineral, en este caso la galena, oxidándose y formando una monocapa del producto Xantato de plomo con una solubilidad muy baja ($K_{ps}=2.1 \times 10^{-17}$) [2], el cual posee propiedades hidrofóbicas, debido a que es un producto muy poco soluble e interacciona menos con los dipolos del agua. Esta débil interacción confiere poca mojabilidad al mineral y por consiguiente la parte no polar del colector evita la interacción total o parcial, en gran parte, sobre la interfase líquido-sólido.

Por otra parte en la Gráfica 3.2.1., se presenta el comportamiento de la constante dieléctrica (ϵ') en función de la concentración de reactivo depresor; en ella se puede observar que la constante dieléctrica es mayor cuando se tienen concentraciones de 10 y 20mg/L para ambos casos de depresor T5 ó M3. Pero los valores de constante dieléctrica son mayores con M3 ($\epsilon'=441.92-396.96$) que con T5 ($\epsilon'=397.0-354.6$). Por otra parte, existe una mayor estabilidad en el comportamiento de la constante dieléctrica cuando se trabaja con el depresor T5 independientemente del pH, pero estrictamente, esta estabilidad se presenta más claramente cuando el pH del sistema PbS-XEK-T5, está entre pH 9 y 10; Obteniéndose así, condiciones muy favorables para la flotación de plomo en un proceso de flotación selectivo Pb-Zn, a $pH_{Pb}9$, en común acuerdo con estudios de pH realizados por De la Rosa [19].

Para el caso del depresor M3, existe una menor estabilidad independientemente del pH, pero a concentraciones de depresor [T5 o M3]=15mg/L, hay una disminución de la constante dieléctrica esto también independientemente del pH, lo que propicia condiciones de hidrofobicidad tornando al material con un carácter menos depresor.

Con lo que respecta a la Gráfica 3.2.2., la cual presenta el comportamiento de la constante dieléctrica (ϵ') en función del pH del sistema; Se puede mencionar que el reactivo depresor T5 es más estable que el M3, independientemente del pH y la concentración del depresor en cuestión. Donde a $\text{pH}_{\text{Pb}9}$, la constante dieléctrica es más baja ($\epsilon'=317.2-335.7$) y aumenta conforme aumenta el pH, esto es $\text{pH}_{\text{Pb}10}$ y 11. Por su parte, la constante dieléctrica aumenta cuando se trabaja a $[\text{T5}]=10\text{mg/L}$, tiene valores intermedios cuando $[\text{T5}]=20\text{mg/L}$ y valores bajos de constante dieléctrica cuando se trabaja a $[\text{T5}]=15\text{mg/L}$. Para el caso del depresor M3, presenta constantes dieléctricas bajas cuando se trabaja a $[\text{M3}]=15\text{mg/L}$ siendo menos depresor en este caso; en comparación con las de 10 y 20mg/L a $\text{pH}_{\text{Pb}9}$ y 10, que son las más altas proporcionando condiciones depresoras al mineral, a excepción del $\text{pH}_{\text{Pb}11}$ donde sus constantes dieléctricas son más bajas.

Este fenómeno probablemente del tipo de adsorción química, es similar en todos los casos independientemente del pH, ya que el colector funciona eficientemente a pH's alcalinos, debido a que no sufre hidrólisis. El caso más claro es cuando se trabaja con el depresor T5, ya que en ambos casos presenta mayor estabilidad, ya sea que la constante dieléctrica este en función de la concentración de reactivo depresor o del pH. Sin embargo a concentraciones de 10 y 20mg/L de M3, se sigue presentando un fenómeno hidrofílico, pues las constantes dieléctricas son muy elevadas ($\epsilon'=441.92-486.95$); pudiendo ser que el efecto del colector quede anulado y la competencia entre el sistema colector-depresor la gane el depresor, generando una mayor activación en las partículas del mineral.

Finalmente en las Gráficas 3.2.3. y 3.2.4., se presentan el comportamiento de la conductividad eléctrica del material (σ) en función de la concentración de reactivo depresor y el comportamiento de la conductividad eléctrica del material (σ) en función del pH, respectivamente; Se tiene que para el depresor T5 las conductividades son mayores cuando se trabaja a $\text{pH}_{\text{Pb}9}$ y a una concentración de T5 de 10mg/L, disminuyen ligeramente cuando se trabaja a 15 y 20mg/L y $\text{pH}_{\text{Pb}10}$ y 11, manteniendo valores de conductividad relativamente constantes y cercanos

entre sí. Para el caso del depresor M3, la conductividad es mayor a 20mg/L y $pH_{Pb}11$, disminuyendo notablemente la conductividad eléctrica a $pH_{Pb}9$ y 10 y de igual manera manteniendo los valores muy cercanos entre sí. Por lo tanto, a $pH_{Pb}9$ y 10 los valores de conductividad son muy parecidos entre sí, independientemente de la concentración de depresor M3. A $pH_{Pb}11$, los valores de conductividad son máximos pero a comparación con 10 y 15mg/L de M3, son mayores que 20mg/L de M3.

4.2.4. Sistemas ZnS-T5/ZnS-M3 y ZnS-XEK-T5/ZnS-XEK-M3

Se realizaron pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias en los sistemas ZnS-T5/ZnS-M3 y ZnS-XEK-T5/ZnS-XEK-M3 para conocer la efectividad del reactivo depresor, la cual consiste en determinar la capacidad depresora del reactivo al entrar en contacto con la superficie del mineral de esfalerita (estudiado sobre cristales de alta pureza de Zn). Este efecto se ve reflejado en los valores de constante dieléctrica (ϵ') y conductividad del material (σ). Los resultados más representativos para este caso, son los que involucran la presencia del reactivo colector XEK (Xantato Etilico de Potasio) y depresor T5 o M3, ya que en la industria del beneficio de minerales forzosamente se trabaja con este tipo de reactivos con lo cual se busca obtener un proceso de flotación más eficiente y rentable y por otra parte también es de interés conocer que tan eficiente es la depresión de esfalerita en presencia de estos reactivos depresores.

4.2.5. Sistemas ZnS-T5 y ZnS-M3

Para el sistema ZnS-T5 y ZnS-M3, mostrado en las tablas A.1.3.1-A.1.3.3 (Anexo A.1.), se presenta el comportamiento de la constante dieléctrica del material (ϵ') en función de la concentración de reactivo depresor y el comportamiento de la constante dieléctrica del material (ϵ') en función del pH, respectivamente; Para este caso, se puede ver que a concentraciones de 10, 15 y 20mg/L de depresor T5 o M3, las constantes dieléctricas son muy bajas ($\epsilon'=40-65$), aproximadamente; teniendo en cuenta que la constante dieléctrica de la

esfalerita cuando solo se usa agua es aproximadamente $\epsilon'=36$. Debido a que la esfalerita presenta una condición de material refractario, es decir, posee poca carga superficial y por consiguiente valores por encima de $\epsilon'=40$, confieren una alta activación entre las partículas del mineral y el depresor, confiriendo así, un alto carácter hidrofílico y por consiguiente una efectiva depresión.

En este caso, la concentración que funciona mejor es la de 10mg/L de T5; debido a que a esa concentración, el depresor brinda a la partícula de mineral una mayor activación y por consiguiente, lo torna más mojable. Independientemente del pH, ya que el comportamiento que se tiene es prácticamente constante; pues los valores de constante dieléctrica y conductividad no tienen grandes variaciones (tablas A.1.3.1 a A.1.3.3).

Aun así, se sigue viendo que la concentración de depresor en este caso (sin adición de reactivo colector), no tiene gran efecto sobre la constante dieléctrica pues el comportamiento es muy similar, pero se puede decir que el depresor T5, sigue funcionando mejor que el M3, al conferir mayor condición de hidrofiliidad al mineral.

4.2.6. Sistemas ZnS-XEK-T5 y ZnS-XEK-M3

Para conocer el comportamiento de la constante dieléctrica del material (ϵ') en función de la concentración de reactivo depresor y el comportamiento de la constante dieléctrica del material (ϵ') en función del pH, respectivamente mostrado en las gráficas 3.2.5 y 3.2.6, se observa que cuando se trabaja con reactivo depresor [T5]=10mg/L y $\text{pH}_{\text{Zn}}9$, se tienen constantes dieléctricas más bajas ($\epsilon'=43.1$), pero al aumentar el $\text{pH}_{\text{Zn}}9$ a $\text{pH}_{\text{Zn}}10$, y aumentar la concentración de depresor a 15 y 20mg/L de T5, la constante dieléctrica es más alta y sus valores se tornan más constantes entre sí ($\epsilon'=47.5-47.7$). Pero al llegar a $\text{pH}_{\text{Zn}}11$ y trabajar con una concentración de depresor T5 de 10mg/L, la constante dieléctrica es la más elevada ($\epsilon'=46.2$), pero manteniendo ese pH y aumentando la concentración de depresor T5 a 15 y 20mg/L, la constante dieléctrica disminuye ($\epsilon'=44.4-44.6$).

Por su parte, el depresor M3 a concentraciones de 10 y 20mg/L e independientemente del pH con el cual se trabaje, sus valores son más cercanos entre ellos, pero a 15mg/L y $\text{pH}_{\text{Zn}9}$ hay un mínimo en la constante dieléctrica ($\epsilon'=40.7$) aunque a $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ y 11 aumenta; Así mismo con 15mg/L de M3 la constante dieléctrica es mayor ($\epsilon'=43.2-42.3$) cuando se trabaja con $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ y 11 a comparación de 10 y 20mg/L de M3.

De lo anterior se puede resumir que las constantes dieléctricas son mayores cuando se trabaja con depresor T5, lo que nos indica que el T5 es un depresor más fuerte para la esfalerita; por otra parte el depresor M3 al tener constantes dieléctricas más bajas posee un carácter hidrofóbico y en consecuencia podrá favorecer la flotación en el mejor de los casos. Con esto se describe al sistema ZnS-XEK-T5, como un sistema que tiene una mayor actividad entre las interfaces sólido-líquido, por consiguiente el sistema estará orientado a tener un carácter de mojabilidad en su interfase y por ende el sistema tiende a ser hidrofílico, con lo cual se asegura una mejor depresión. Este carácter hidrofílico en el depresor T5, se presenta de mejor manera cuando se trabaja con $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ y con concentraciones de 15mg/L.

Por otra parte, si se quisiera trabajar con el depresor M3, las mejores condiciones en las que se presentaría un comportamiento hidrofílico, serían a $\text{pH}_{\text{Zn}9}$ para concentraciones de depresor de 10 y 20mg/L; así mismo, cuando se utilizó una concentración de depresor de 15mg/L a un $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ se presentó la mejor condición de trabajo.

Con respecto a las gráficas 3.2.7 y 3.2.8, las cuales presentan el comportamiento de la conductividad eléctrica del material (σ) en función de la concentración de reactivo depresor y el comportamiento de la conductividad eléctrica del material (σ) en función del pH, respectivamente; Se puede decir que al trabajar con $\text{pH}_{\text{Zn}9}$ la conductividad es mínima ($\sigma=0.03-0.04\text{Sm}^{-1}$) y aumenta conforme aumenta el pH hasta tener un máximo a $\text{pH}_{\text{Zn}11}$ ($\sigma=0.154\text{Sm}^{-1}$). Cuando se trabaja con depresor T5 a concentraciones de 10 y 20mg/L se tienen valores de conductividad eléctrica constantes y sólo hay un máximo con 20mg/L de T5 y

$\text{pH}_{\text{Zn}10}$ ($\sigma=0.1\text{Sm}^{-1}$). Para el caso del depresor M3 la conductividad eléctrica presenta valores constantes y muy similares entre ellos independientemente de la concentración de depresor pero cada uno de ellos aumenta con forme aumenta el pH; viéndolo de otra manera, su comportamiento es el mismo y se modifica de igual manera al cambiar la concentración de depresor y aumentar el pH; teniendo conductividades eléctricas máximas a $\text{pH}_{\text{Zn}11}$ ($\sigma=0.06\text{Sm}^{-1}$).

De lo dicho anteriormente, se puede resumir que las conductividades eléctricas obtenidas al trabajar con depresor T5 son mayores a comparación de las obtenidas con el depresor M3. Con una excepción, la cual es; $[\text{M3}]=20\text{mg/L}$ a $\text{pH}_{\text{Zn}11}$ ($\sigma=0.154\text{Sm}^{-1}$), en la cual el depresor M3 sería el que brinde una depresión más fuerte. De ahí en fuera se puede decir que el depresor T5 ayuda a que exista una mayor conductividad eléctrica entre la superficie de la esfalerita y los dipolos del agua o en su defecto, los grupos OH^- del depresor atraídos a la superficie de la esfalerita cargada superficialmente, proporcionando una mayor mojabilidad en la superficie de la esfalerita y por consiguiente tornará el material con un comportamiento hidrofílico, deprimiéndolo.

4.3. Pruebas de Flotación Selectiva

A continuación se presenta un análisis de las mejores condiciones de flotación selectiva de Galena y Esfalerita, basadas en los resultados de pruebas de Impedancia a Altas Frecuencias mostrados anteriormente, tomando en cuenta valores de constantes dieléctricas y conductividades eléctricas de cada mineral. Los balances metalúrgicos de las flotaciones selectivas se muestran en el Anexo A.2., y en ellas se destacan el % Recuperación, así como el % Ley de Pb y Zn, respectivamente.

4.3.1. % de Recuperación y % Ley de Pb, comparando dos reactivos depresores T5 y M3 en la celda primaria de Plomo.

Para comparar la efectividad de los dos reactivos depresores (T5 y M3) en la celda primaria se muestran las gráficas 3.3.3 y 3.3.4, en las cuales se presenta la recuperación y leyes de plomo en función de la concentración de reactivo depresor y el efecto que tiene el pH en dichas variables; En la gráfica 3.3.3., se aprecia que la recuperación de plomo es menor (39.92-66.79 % de Recuperación de plomo) con el depresor T5 a concentraciones de 10, 15 y 20mg/L; mientras que las recuperaciones con M3 a concentraciones de 10, 15 y 20mg/L es mayor en el rango de 65.82-73.26% de Recuperación de plomo. Tomando como referencia que el pH que favorece estas recuperaciones es $\text{pH}_{\text{Pb}9}$, ya que las recuperaciones a pH mayores (10 y 11), son menores. Por otro lado, en la gráfica 3.3.4., se observa que las leyes de plomo obtenidas usando el depresor T5 son mayores (5.20-10.0 % Ley de plomo) con las primeras condiciones de flotación: $\text{pH}_{\text{Pb}9}$ y $\text{pH}_{\text{Zn}11}$ a concentraciones de 15 y 20mg/L de depresor. Por su parte, el depresor M3 presenta leyes menores (3.09-3.64 % Ley de plomo) a comparación con el T5 y trabaja de cierta manera constante, pues aunque sus valores son muy parecidos entre sí, varían ligeramente, independientemente del pH y la concentración de reactivo depresor. A lo cual podríamos añadir que el reactivo depresor T5 es más fuerte o tiene un mayor alcance depresor en el plomo que el M3, debido a que las recuperaciones obtenidas con T5 son menores. Y en cuanto a la concentración de depresor, la recuperación es menor conforme aumenta la concentración depresor; así mismo, las recuperaciones también disminuyen al aumentar el $\text{pH}_{\text{Pb}9}$ hasta 10 u 11.

4.3.2. % de Recuperación y % Ley de Zn, comparando dos reactivos depresores T5 y M3 en la celda primaria de Zinc.

Para comparar la efectividad de los dos reactivos depresores (T5 y M3) en la celda agotativa se presentan las gráficas 3.3.5 y 3.3.6, las cuales muestran los porcentajes de recuperación y leyes de zinc en función de la concentración de reactivo depresor y el efecto que tiene el pH en dichas recuperaciones y leyes;

Podemos observar en la gráfica 3.3.5, que los porcentajes de recuperados de zinc son menores con el depresor T5 (33.18-75.84 % de Recuperación de zinc), en este caso se trabaja con $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ y 11. Se puede ver en la figura 3.3.5, que el porcentaje de recuperado de zinc es mayor a $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ y constante en sus valores, independientemente de la concentración de depresor; En cuanto a la condición donde se trabajó con $\text{pH}_{\text{Zn}11}$, se observa que las recuperaciones son menores y solo presenta un punto máximo (67.18 % de Recuperación de zinc) a una concentración de 10mg/L de T5 y baja drásticamente (33.5 % de Recuperación de zinc en promedio) cuando se trabaja con concentraciones de depresor T5 de 15 y 20mg/L.

En cuanto al depresor M3 se refiere, los recuperados de zinc son mayores (90.81-92.6 % de Recuperación de zinc) a comparación de los obtenidos con T5. Se puede apreciar en la gráfica 3.3.5, que el recuperado de zinc es mayor (92.6 % de Recuperación de zinc) cuando se trabaja con un $\text{pH}_{\text{Zn}10}$, independientemente de la concentración de depresor M3; Por su parte, al trabajar con $\text{pH}_{\text{Zn}11}$ los recuperados son ligeramente menores, teniendo un mínimo (82.08 % de Recuperación de zinc) al trabajar con una concentración de M3 de 10mg/L, pero al aumentar la concentración de depresor a 15 y 20mg/L la recuperación de zinc aumenta en promedio hasta 90%.

Lo que concuerda con el punto 4.2.2.2, de la sección de análisis de resultados; En el cual se menciona que el depresor más fuerte es el T5, ya que sus constantes dieléctricas y conductividades son más elevadas a comparación de las obtenidas con M3 proporcionando mayor mojabilidad y mayor activación superficial en la esfalerita para interactuar con los enlaces OH^- del depresor. Siguiendo este camino, la esfalerita está condicionada a tener mayor depresión con el depresor T5, debido a que sus recuperaciones son menores.

La figura 3.3.6., muestra que las leyes de zinc al usar depresor T5 y $\text{pH}_{\text{Zn}10}$ independientemente de la concentración de depresor, se mantienen relativamente constantes (37.74-41.58 % Ley de Zn), pero al aumentar el pH_{Zn} de 10 a $\text{pH}_{\text{Zn}11}$, y al aumentar la concentración de depresor las leyes disminuyen notablemente hasta 17.91 % Ley de Zn. Por su parte el depresor M3, mantiene su propiedad

depresora relativamente constante, independientemente de la concentración de depresor, pues los % Ley de Zn oscilan entre 27.07 y 30.36 % Ley de Zn. Poniendo de manifiesto que el depresor M3 es menos susceptible a cambios en el pH, así como en la concentración de depresor, posiblemente debido a su menor poder depresor.

CAPÍTULO V

Conclusiones

1.- La técnica de Impedancia a Altas Frecuencias, es una técnica no destructiva e “in situ”, por lo tanto, facilita el estudio del fenómeno en cuestión.

2.- Cualquiera que sea la Conductividad eléctrica del mineral, el proceso describirá una adsorción física de especies por procesos electrostáticos o por enlaces de puentes de hidrógeno.

3.- En contraste, la adsorción química incluye transferencias de carga entre especies químicas involucrando minerales y reactivos, proporcionando así, cambios de Constante dieléctrica (ϵ'); Aumentándola cuando son minerales muy conductores como el plomo y disminuyéndola cuando se trata de materiales refractarios o poco conductores como la esfalerita.

4.- Los enlaces puente de hidrógeno formados gracias a los iones OH^- pertenecientes a las moléculas de Quebracho, propician una mayor interacción entre la carga superficial de la partícula de mineral y la de los reactivos (depresores y colector), haciendo las superficies minerales más mojables entre sí, aumentando su hidrofiliidad y por ende su depresión.

5.- Para el caso de la *Galena*, la Constante dieléctrica del material (ϵ') aumenta conforme aumentan el pH y la concentración de reactivos depresores. Por su parte, el depresor M3, presenta valores mayores de Constante dieléctrica pero menor estabilidad y el depresor T5 presenta valores más bajos de Constante dieléctrica pero mayor estabilidad.

6.- El efecto que presenta la Conductividad eléctrica (σ) en la *Galena* está relacionado con el pH. En general, conforme aumenta el pH aumenta la Conductividad eléctrica. Por su parte, el depresor M3, presenta valores máximos de Conductividad eléctrica a pH=11. De esta manera se puede

concluir que a pH 9-10 y a 10, 15 y 20mg/L de depresor, ya sea T5 o M3, es factible flotar la Galena.

7.- La Constante dieléctrica del material (ϵ') en la *Esfalerita*; Disminuye conforme aumenta el pH, teniendo poca influencia en la concentración de depresor. Por su parte, el depresor T5, presenta valores mayores de Constante dieléctrica en comparación con el depresor M3. Con lo cual se puede concluir que el depresor T5, es el depresor de mayor fuerza para deprimir esfalerita.

8.- La Conductividad eléctrica (σ) en la *Esfalerita* “aumenta” conforme aumentan el pH y la concentración de depresor. Presentando dos máximos; Uno cuando se trabaja con 20mg/L de depresor M3 y otro cuando se trabaja con 20mg/L de T5. Con lo anterior se concluye que el mayor depresor sigue siendo el T5, ya que sus conductividades son mayores.

9.- En cuanto a flotaciones selectivas se refiere; Los “menores” recuperados de Plomo se obtienen usando depresor T5 y los “mayores” usando depresor M3, en ambos casos, independientemente de la concentración. Teniendo recuperados mayores cuando se trabaja a pH 9.

10.- Las mejores recuperaciones de Zinc se obtienen cuando se trabaja con pH 11 y pH 10. Para el caso de T5; la recuperación es menor a concentraciones de 15 y 20mg/L; Para el caso del M3, las recuperaciones son máximas a pH 10 y ligeramente menores a pH 11, manteniéndose constantes independientemente de la concentración de depresor. Corroborando con esto, la fuerza depresora del reactivo T5 sobre la esfalerita, ya que las recuperaciones son menores en comparación con las del M3.

CAPÍTULO VI

Anexos

A.1. IMPEDANCIA A ALTAS FRECUENCIAS

A continuación se muestran los resultados obtenidos en las pruebas realizadas por Impedancia a Altas Frecuencias. Para lo cual, se especifica que todos los resultados mostrados en las tablas están referidos a una frecuencia de 100MHz.

A.1.1. Galena: Con reactivo depresor (T5 y M3) en ausencia de reactivo colector (XEK).

Tabla A.1.1.1. Sistemas PbS-T5 y PbS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=10mg/L y [M3]=10mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	370.78	0.21	428.16	0.652
10	352.64	0.24	428.94	0.650
11	377.63	0.34	388.69	1.008

Tabla A.1.1.2. Sistemas PbS-T5 y PbS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=15mg/L y [M3]=15mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{S m}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{S m}^{-1})$
9	395.06	0.31	395.06	0.599
10	405.79	0.32	405.79	0.616
11	408.82	0.36	402.82	1.016

Tabla A.1.1.3. Sistemas PbS-T5 y PbS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=20mg/L y [M3]=20mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	508.52	0.4	378.56	0.562
10	341.26	0.21	362.7	0.55
11	380.99	0.27	450.77	1.038

A.1.2. Galena: Mezcla de reactivo depresor (T5 y M3) y en presencia de reactivo colector (XEK).

Tabla A.1.2.1. Sistemas PbS-T5-XEK y PbS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=10mg/L y [M3]=10mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	357.86	0.75	471.73	0.3
10	377.94	0.37	474.37	0.433
11	397	0.47	441.92	1.633

Tabla A.1.2.2. Sistemas PbS-T5-XEK y PbS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=15mg/L y [M3]=15mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	317.2	0.23	303.06	0.25
10	341.3	0.27	377	0.357
11	345.1	0.32	354.56	1.696

Tabla A.1.2.3. Sistemas PbS-T5-XEK y PbS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=20mg/L y [M3]=20mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	335.7	0.32	424.05	0.31
10	350.3	0.28	486.95	0.406
11	354.6	0.42	396.96	1.202

A.1.3. Esfalerita: Con reactivo depresor (T5 y M3) en ausencia de reactivo colector (XEK).

Tabla A.1.3.1. Sistemas ZnS-T5 y ZnS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=10mg/L y [M3]=10mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	62.8	0.06	42.57	0.054
10	59.33	0.05	44.32	0.055
11	64.75	0.06	40.9	0.102

Tabla A.1.3.2. Sistemas ZnS-T5 y ZnS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=15mg/L y [M3]=15mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	46.86	0.04	41.52	0.055
10	47.51	0.05	39.82	0.05
11	44.71	0.06	39.9	0.085

Tabla A.1.3.3. Sistemas ZnS-T5 y ZnS-M3; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=20mg/L y [M3]=20mg/L, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5		Depresor M3	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	46.44	0.06	41.3	0.051
10	46.9	0.04	40.81	0.057
11	46.14	0.05	38.89	0.104

A.1.4. Esfalerita: Mezcla de reactivo depresor (T5 y M3) y en presencia de reactivo colector (XEK).

Tabla A.1.4.1. Sistemas ZnS-T5-XEK y ZnS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=10mg/L y [M3]=10mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	43.1	0.04	41.89	0.03
10	47.5	0.05	41.82	0.034
11	46.2	0.06	41.61	0.122

Tabla A.1.4.2. Sistemas ZnS-T5-XEK y ZnS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=15mg/L y [M3]=15mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	47.1	0.03	40.7	0.03
10	47.7	0.04	43.16	0.042
11	44.4	0.06	42.28	0.146

Tabla A.1.4.3. Sistemas ZnS-T5-XEK y ZnS-M3-XEK; Comparativo entre ambos reactivos depresores a una concentración de [T5]=20mg/L y [M3]=20mg/L en mezcla con reactivo colector [XEK]= 1.5×10^{-4} M, mostrando el efecto del pH sobre la Constante dieléctrica y la Conductividad eléctrica del material.

pH	Depresor T5 + Colector XEK		Depresor M3 + Colector XEK	
	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$	Constante dieléctrica ϵ'	Conductividad $\sigma(\text{Sm}^{-1})$
9	46.6	0.04	41.6	0.04
10	47.1	0.1	41.35	0.037
11	44.6	0.05	41.01	0.154

A.2. BALANCES METALÚRGICOS DE FLOTACIONES SELECTIVAS

A continuación se muestran los balances metalúrgicos obtenidos para las flotaciones selectivas de Pb y Zn usando como reactivo depresor Quebracho T5 y M3 y variando el pH del sistema.

Tabla A.2.1. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=10mg/L y [XEK]= 1.5×10^{-4} M a pH 9) y primaria de Zn ([CuSO₄]= 1.5×10^{-4} M a pH 10).

Flotación 1								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	9	4.93	7.20	24.67	0.65	2.22	64.30	14.01
T Pb	173.4	95.07	0.21	7.86	0.36	13.62	35.70	85.99
C Zn	23.6	13.61	0.49	39.41	0.11	9.30	31.93	68.28
T Zn	149.8	86.39	0.16	2.88	0.24	4.32	68.07	31.72
F	182.4	100	0.55	7.86	1.01	15.84	100	100

Tabla A.2.2. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 2								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	5.80	3.11	7.58	24.45	0.44	1.42	45.62	9.28
T Pb	180.80	96.89	0.29	7.67	0.52	13.86	54.38	90.72
C Zn	28.30	15.65	0.55	38.58	0.16	10.92	29.77	78.76
T Zn	152.50	84.35	0.24	1.93	0.37	2.94	70.23	21.24
F	186.60	100	0.52	8.19	0.96	15.28	100	100

Tabla A.2.3. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH=11 y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 3								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	7.60	3.97	6.33	34.28	0.48	2.61	44.28	23.75
T Pb	183.80	96.03	0.33	4.55	0.61	8.36	55.72	76.25
C Zn	21.70	11.81	0.72	24.25	0.16	5.26	25.75	62.94
T Zn	162.10	88.19	0.28	1.91	0.45	3.10	74.25	37.06
F	191.40	100	0.57	5.73	1.09	10.97	100	100

Tabla A.2.4. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 4								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	11.90	6.24	5.97	30.91	0.71	3.68	57.14	21.88
T Pb	178.90	93.76	0.30	7.34	0.53	13.13	42.86	78.12
C Zn	23.10	12.91	0.46	38.35	0.11	8.86	19.86	67.47
T Zn	155.80	87.09	0.27	2.74	0.43	4.27	80.14	32.53
F	190.80	100	0.65	8.81	1.24	16.81	100	100

Tabla A.2.5. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 5								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	11.00	5.84	6.50	31.56	0.71	3.47	58.90	22.52
T Pb	177.20	94.16	0.28	6.74	0.50	11.94	41.10	77.48
C Zn	24.00	13.54	0.58	37.74	0.14	9.06	27.69	75.84
T Zn	153.20	86.46	0.24	1.88	0.36	2.89	72.31	24.16
F	188.20	100	0.64	8.19	1.21	15.41	100	100

Tabla A.2.6. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 6								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	7.30	3.72	5.90	33.56	0.43	2.45	35.08	15.59
T Pb	188.80	96.28	0.42	7.02	0.80	13.26	64.92	84.41
C Zn	20.00	10.59	0.94	44.02	0.19	8.80	23.54	66.39
T Zn	168.80	89.41	0.36	2.64	0.61	4.46	76.46	33.61
F	196.10	100	0.63	8.01	1.23	15.71	100	100

Tabla A.2.7. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 7								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	13.10	6.88	5.20	42.82	0.68	5.61	54.99	36.00
T Pb	177.20	93.12	0.31	5.63	0.56	9.97	45.01	64.00
C Zn	17.50	9.88	0.72	41.58	0.13	7.28	22.68	72.97
T Zn	159.70	90.12	0.27	1.69	0.43	2.70	77.32	27.03
F	190.30	100	0.65	8.19	1.24	15.58	100	100

Tabla A.2.8. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=20mg/L y [XEK]= 1.5×10^{-4} M a pH 10) y primaria de Zn ([CuSO₄]= 1.5×10^{-4} M a pH 10).

Flotación 8								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	6.60	3.40	7.10	35.14	0.47	2.32	33.79	13.46
T Pb	187.80	96.60	0.49	7.94	0.92	14.91	66.21	86.54
C Zn	16.50	8.79	1.77	63.85	0.29	10.53	31.76	70.66
T Zn	171.30	91.21	0.37	2.55	0.63	4.37	68.24	29.34
F	194.40	100	0.71	8.86	1.39	17.23	100	100

Tabla A.2.9. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=20mg/L y [XEK]= 1.5×10^{-4} M a pH 11) y primaria de Zn ([CuSO₄]= 1.5×10^{-4} M a pH 10).

Flotación 9								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	5.3	2.87	6.57	34.17	0.35	1.81	26.40	11.38
T Pb	179.1	97.13	0.54	7.88	0.97	14.11	73.60	88.62
C Zn	19.4	10.83	0.96	49.80	0.18	9.66	19.09	68.47
T Zn	159.7	89.17	0.49	2.78	0.79	4.45	80.91	31.53
F	184.4	100	0.72	8.63	1.32	15.92	100	100

Tabla A.2.10. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=10mg/L y [XEK]= 1.5×10^{-4} M a pH 9) y primaria de Zn ([CuSO₄]= 1.5×10^{-4} M a pH 11).

Flotación 10								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	10.5	5.54	5.57	37.63	0.58	3.95	54.83	24.62
T Pb	179.1	94.46	0.27	6.75	0.48	12.09	45.17	75.38
C Zn	18.2	10.16	0.68	44.64	0.12	8.13	25.86	67.18
T Zn	160.9	89.84	0.22	2.47	0.36	3.97	74.14	32.82
F	189.6	100	0.56	8.46	1.07	16.05	100	100

Tabla A.2.11. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=10mg/L y [XEK]=1.5X10⁻⁴M a pH 10) y primaria de Zn ([CuSO₄]=1.5X10⁻⁴M a pH 11).

Flotación 11								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	13.2	6.78	4.23	11.94	0.56	1.58	57.14	12.57
T Pb	181.6	93.22	0.23	6.03	0.42	10.96	42.86	87.43
C Zn	20.7	11.40	0.40	18.91	0.08	3.91	19.68	35.71
T Zn	160.9	88.60	0.21	4.38	0.34	7.04	80.32	64.29
F	194.8	100	0.50	6.43	0.98	12.53	100	100

Tabla A.2.12. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=10mg/L y [XEK]=1.5X10⁻⁴M a pH 11) y primaria de Zn ([CuSO₄]=1.5X10⁻⁴M a pH 11).

Flotación 12								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	6.5	3.38	2.42	12.64	0.16	0.82	15.20	8.22
T Pb	186.0	96.62	0.47	4.93	0.88	9.17	84.80	91.78
C Zn	28.6	15.38	1.20	18.91	0.34	5.41	39.27	58.99
T Zn	157.4	84.62	0.34	2.39	0.53	3.76	60.73	41.01
F	192.5	100.00	0.54	5.19	1.03	9.99	100.00	100.00

Tabla A.2.13. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ([T5]=15mg/L y [XEK]=1.5X10⁻⁴M a pH 9) y primaria de Zn ([CuSO₄]=1.5X10⁻⁴M a pH 11).

Flotación 13								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	10.6	5.38	6.72	12.74	0.71	1.35	66.79	9.18
T Pb	186.4	94.62	0.19	7.16	0.35	13.35	33.21	90.82
C Zn	25.3	13.57	0.26	17.91	0.07	4.53	18.49	33.95
T Zn	161.1	86.43	0.18	5.47	0.29	8.82	81.51	66.05
F	197.0	100	0.54	7.46	1.07	14.70	100	100

Tabla A.2.14. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 14								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	5.10	2.63	5.45	12.14	0.28	0.62	25.28	3.90
T Pb	188.90	97.37	0.44	8.08	0.82	15.27	74.72	96.10
C Zn	24.00	12.71	1.37	18.51	0.33	4.44	40.10	29.09
T Zn	164.90	87.29	0.30	6.57	0.49	10.83	59.90	70.91
F	194.00	100	0.57	8.19	1.10	15.89	100	100

Tabla A.2.15. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 15								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	6.3	3.24	3.62	12.83	0.23	0.81	21.17	6.12
T Pb	188.4	96.76	0.45	6.58	0.85	12.40	78.83	93.88
C Zn	25.5	13.54	1.23	18.11	0.31	4.62	37.03	37.25
T Zn	162.9	86.46	0.33	4.78	0.53	7.78	62.97	62.75
F	194.7	100	0.55	6.78	1.08	13.21	100	100

Tabla A.2.16. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 16								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	5.0	2.62	10.00	12.44	0.50	0.62	39.92	3.86
T Pb	185.6	97.38	0.41	8.36	0.75	15.51	60.08	96.14
C Zn	27.8	14.98	0.62	18.51	0.17	5.14	22.79	33.18
T Zn	157.8	85.02	0.37	6.57	0.58	10.36	77.21	66.82
F	190.6	100	0.66	8.46	1.25	16.13	100	100

Tabla A.2.17. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 17								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	6.1	3.21	8.02	12.44	0.49	0.76	46.79	4.30
T Pb	183.7	96.79	0.30	9.19	0.56	16.87	53.21	95.70
C Zn	11.6	6.23	1.10	18.51	0.13	2.15	23.03	12.72
T Zn	172.1	93.69	0.25	8.56	0.43	14.73	76.97	87.28
F	189.8	100	0.55	9.29	1.05	17.63	100	100

Tabla A.2.18. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[T5]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 18								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	3.9	2.05	4.54	12.04	0.18	0.47	17.31	3.00
T Pb	186.3	97.95	0.45	8.15	0.85	15.18	82.69	97.00
C Zn	22.7	12.18	1.21	18.11	0.28	4.11	32.60	27.08
T Zn	163.6	87.82	0.35	6.77	0.57	11.07	67.40	72.92
F	190.2	100	0.54	8.23	1.02	15.65	100	100

A continuación se muestran los balances metalúrgicos de cada una de las flotaciones realizadas, usando reactivo depresor M3 a diferentes concentraciones y variando el pH del sistema.

Tabla A.2.19. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[CuSO_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 19								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.6	7.27	3.25	28.77	0.54	4.78	68.38	48.37
T Pb	211.7	92.73	0.12	2.41	0.25	5.10	31.62	51.63
C Zn	17.4	8.22	0.32	27.08	0.06	4.71	22.22	92.42
T Zn	194.3	91.78	0.10	0.20	0.19	0.39	77.78	7.58
F	228.3	100	0.35	4.33	0.79	9.87	100	100

Tabla A.2.20. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[CuSO_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 20								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	15.5	6.70	3.35	24.95	0.52	3.87	67.00	37.88
T Pb	215.8	93.30	0.12	2.94	0.26	6.34	33.00	62.12
C Zn	15.5	7.18	0.36	31.90	0.06	4.95	21.74	77.98
T Zn	200.3	92.82	0.10	0.70	0.20	1.40	78.26	22.02
F	231.3	100	0.34	4.41	0.78	10.21	100	100

Tabla A.2.21. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 21								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	13.5	5.83	3.15	21.83	0.42	2.95	53.76	32.12
T Pb	218.1	94.17	0.17	2.85	0.37	6.23	46.24	67.88
C Zn	18.0	8.25	0.58	25.72	0.11	4.63	28.78	74.35
T Zn	200.1	91.75	0.13	0.80	0.26	1.60	71.22	25.65
F	231.6	100	0.34	3.96	0.79	9.17	100	100

Tabla A.2.22. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 22								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	13.6	5.84	3.64	18.87	0.49	2.57	65.82	33.59
T Pb	219.2	94.16	0.12	2.31	0.26	5.07	34.18	66.41
C Zn	16.3	7.44	0.31	28.82	0.05	4.70	19.47	92.60
T Zn	202.9	92.56	0.10	0.19	0.21	0.38	80.53	7.40
F	232.8	100	0.32	3.28	0.75	7.64	100	100

Tabla A.2.23. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5\times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 23								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.8	7.23	3.33	26.22	0.56	4.41	70.55	50.14
T Pb	215.7	92.77	0.11	2.03	0.23	4.38	29.45	49.86
C Zn	12.9	5.98	0.27	30.89	0.03	3.98	14.91	90.97
T Zn	202.8	94.02	0.10	0.20	0.20	0.40	85.09	9.03
F	232.5	100	0.34	3.78	0.79	8.79	100	100

Tabla A.2.24. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 24								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.2	7.04	1.06	19.78	0.17	3.20	39.78	38.22
T Pb	213.9	92.96	0.12	2.42	0.26	5.18	60.22	61.78
C Zn	17.9	8.50	0.28	26.81	0.05	4.80	19.18	92.66
T Zn	196.0	91.63	0.11	0.19	0.21	0.38	80.82	7.34
F	230.1	100	0.19	3.64	0.43	8.38	100	100

Tabla A.2.25. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 25								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	17.6	7.71	3.24	25.69	0.57	4.52	73.26	48.02
T Pb	210.6	92.29	0.10	2.32	0.21	4.90	26.74	51.98
C Zn	14.5	6.89	0.25	28.49	0.04	4.13	17.13	84.38
T Zn	196.1	93.11	0.09	0.39	0.17	0.76	82.87	15.62
F	228.2	100	0.34	4.13	0.78	9.42	100	100

Tabla A.2.26. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 26								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	15.7	6.72	3.29	21.12	0.52	3.32	71.38	39.62
T Pb	217.8	93.28	0.09	2.32	0.21	5.05	28.62	60.38
C Zn	14.7	6.75	0.32	31.63	0.05	4.65	22.45	92.00
T Zn	203.1	93.25	0.08	0.20	0.16	0.40	77.55	8.00
F	233.5	100	0.31	3.58	0.72	8.37	100	100

Tabla A.2.27. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10).

Flotación 27								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.2	7.08	2.35	25.52	0.38	4.13	51.91	42.69
T Pb	212.7	92.92	0.17	2.61	0.35	5.55	48.09	57.31
C Zn	15.8	7.43	0.90	32.71	0.14	5.17	40.35	93.12
T Zn	196.9	92.57	0.11	0.19	0.21	0.38	59.65	6.88
F	228.9	100	0.32	4.23	0.73	9.68	100	100

Tabla A.2.28. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 28								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	13.9	6.08	3.61	26.68	0.50	3.71	66.57	36.23
T Pb	214.8	93.92	0.12	3.04	0.25	6.53	33.43	63.77
C Zn	18.2	8.47	0.31	29.44	0.06	5.36	22.70	82.08
T Zn	196.6	91.53	0.10	0.60	0.19	1.17	77.30	17.92
F	228.7	100	0.33	4.48	0.75	10.24	100	100

Tabla A.2.29. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 29								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	14.8	7.14	3.77	25.77	0.56	3.81	69.69	39.30
T Pb	192.5	92.86	0.13	3.06	0.24	5.89	30.31	60.70
C Zn	15.5	8.05	0.32	28.94	0.05	4.49	20.40	76.17
T Zn	177.0	91.95	0.11	0.79	0.19	1.40	79.60	23.83
F	207.3	100	0.39	4.68	0.80	9.70	100	100

Tabla A.2.30. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=10\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 30								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.2	7.07	1.11	19.80	0.18	3.21	41.48	38.53
T Pb	213.0	92.93	0.12	2.40	0.25	5.12	58.52	61.47
C Zn	20.5	9.62	0.22	21.28	0.05	4.36	17.96	85.22
T Zn	192.5	90.38	0.11	0.39	0.21	0.76	82.04	14.78
F	229.2	100	0.19	3.63	0.43	8.33	100	100

Tabla A.2.31. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 31								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.8	7.29	3.10	23.88	0.52	4.01	72.29	48.29
T Pb	213.5	92.71	0.09	2.01	0.20	4.30	27.71	51.71
C Zn	14.1	6.60	0.30	27.67	0.04	3.90	20.95	90.81
T Zn	199.4	93.40	0.08	0.20	0.16	0.39	79.05	9.19
F	230.3	100	0.31	3.61	0.72	8.31	100	100

Tabla A.2.32. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 32								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	15.8	6.81	1.46	19.86	0.23	3.14	56.91	35.84
T Pb	216.3	93.19	0.08	2.60	0.17	5.62	43.09	64.16
C Zn	17.8	8.23	0.17	29.53	0.03	5.26	17.02	93.57
T Zn	198.5	91.77	0.07	0.18	0.14	0.36	82.98	6.43
F	232.1	100	0.17	3.77	0.41	8.76	100	100

Tabla A.2.33. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=15\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 33								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	17.5	7.62	1.21	21.70	0.21	3.80	51.82	40.51
T Pb	212.3	92.38	0.09	2.63	0.20	5.58	48.18	59.49
C Zn	18.7	8.81	0.25	27.81	0.05	5.20	23.50	93.26
T Zn	193.6	91.19	0.08	0.19	0.15	0.38	76.50	6.74
F	229.8	100	0.18	4.08	0.41	9.37	100	100

Tabla A.2.34. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 9) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 34								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.1	7.04	3.30	27.05	0.53	4.36	68.46	45.64
T Pb	212.7	92.96	0.11	2.44	0.24	5.19	31.54	54.36
C Zn	15.8	7.43	0.31	30.36	0.05	4.80	20.24	92.48
T Zn	196.9	92.57	0.10	0.20	0.19	0.39	79.76	7.52
F	228.8	100	0.34	4.17	0.77	9.54	100	100

Tabla A.2.35. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 10) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 35								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	16.8	7.31	1.28	19.98	0.21	3.36	54.16	40.29
T Pb	212.9	92.69	0.09	2.34	0.18	4.97	45.84	59.71
C Zn	17.2	8.08	0.18	26.73	0.03	4.60	16.89	92.45
T Zn	195.7	91.92	0.08	0.19	0.15	0.38	83.11	7.55
F	229.7	100	0.17	3.63	0.40	8.33	100	100

Tabla A.2.36. Balance metalúrgico de la flotación selectiva de Pb y Zn, primaria de Pb ($[M3]=20\text{mg/L}$ y $[XEK]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11) y primaria de Zn ($[\text{CuSO}_4]=1.5 \times 10^{-4}\text{M}$ a pH 11).

Flotación 36								
Producto	Peso (g)	%Peso	% Ley		C. M. Pb	C. M. Zn	% Rec. Pb	% Rec. Zn
			% Pb	%Zn				
C Pb	15.4	6.67	2.95	22.71	0.45	3.50	59.17	38.07
T Pb	215.5	93.33	0.15	2.64	0.31	5.69	40.83	61.93
C Zn	16.7	7.75	0.72	31.75	0.12	5.30	38.54	93.22
T Zn	198.8	92.25	0.10	0.19	0.19	0.39	61.46	6.78
F	230.9	100	0.33	3.98	0.77	9.18	100	100

A.3. ANÁLISIS QUÍMICOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN SELECTIVA

Este apartado muestra una breve descripción del método de análisis químico de Espectroscopía de Absorción Atómica y el procedimiento experimental para la calibración del equipo de análisis Atomic Absorption Spectrometer 3100 PERKIN ELMER.

- Procedimiento experimental para el análisis químico de las muestras de concentrados de Pb o Zn, respectivamente.

1.- Se pesó una muestra sólida de concentrado de aproximadamente 0.1000g.

2.- La muestra sólida fue digerida en un vaso de precipitado de 200mL, agregando 10mL de H₂O, 10mL HCl al 38% y 0.24mL HNO₃ al 65%. La muestra se colocó en una parrilla de calentamiento a 200°C aproximadamente por 10minutos.

3.- El restante de la muestra digerida se afora a 100mL con agua destilada. En este punto, la muestra está lista para ser analizada.

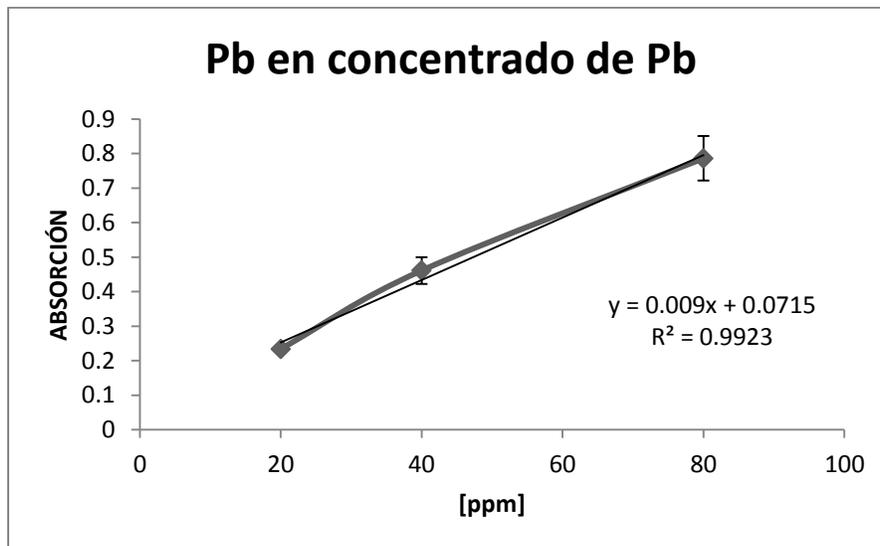
4.- Una vez terminada la disolución, se prepararon 3 estándares del reactivo con el elemento de interés (Pb y Zn): (1:1), (1:2), (1:4); tal y como se muestra en la tabla A.3.1, para ser medidos en el equipo de absorción atómica y lograr con esto una

calibración automática del equipo y minimizar el error en la medición de la concentración obtenida durante el análisis.

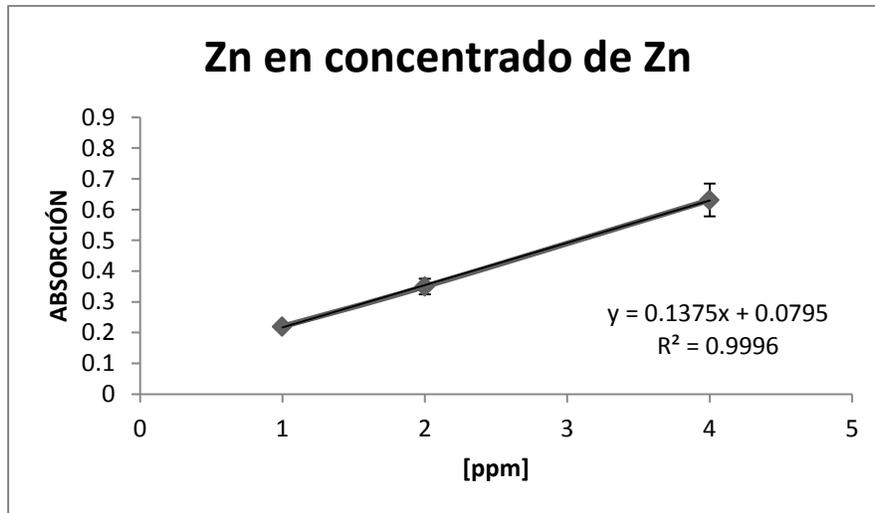
Tabla A.3.1. Concentraciones de analito de estándares elementales de Pb y Zn en solución acuosa, usadas para la calibración del equipo de Absorción Atómica.

Estándares	Plomo (ppm)	Zinc (ppm)
(1:1)	20.0	1.0
(1:2)	40.0	2.0
(1:4)	80.0	4.0

*Tomando en cuenta niveles máximos y mínimos de concentración de detección por el equipo.



Gráfica A.3.1. Curva de calibración para el elemento Plomo, analizado en un equipo de Absorción Atómica (Atomic Absorption Spectrometer 3100 PERKIN ELMER).



Gráfica A.3.2. Curva de calibración para el elemento Plomo, analizado en un equipo de Absorción Atómica (Atomic Absorption Spectrometer 3100 PERKIN ELMER).

A continuación se presentan los análisis químicos realizados a: concentrados de Pb y Zn y estériles, productos de las pruebas de flotación selectiva, obtenidos mediante Espectrometría de Absorción Atómica.

Tabla A.3.2. Análisis químicos realizados a concentrados de Plomo y Zinc y estériles de las pruebas de flotación selectiva.

Flotación		ppm Pb	ppm Zn	%Wt Pb (%Ley Pb)	%Wt Zn (%Ley Zn)	Flotación		ppm Pb	ppm Zn	%Wt Pb (%Ley Pb)	%Wt Zn (%Ley Zn)
1	T	1.7	0.3	0.163	2.885	19	T	1	0.2	0.100	0.199
	C _{Pb}	75.9	2.6	7.201	24.668		C _{Pb}	32.8	2.9	3.254	28.77
	C _{Zn}	6.3	5.1	0.487	39.413		C _{Zn}	3.3	2.8	0.319	27.079
2	T	2.5	0.2	0.241	1.930	20	T	1	0.7	0.100	0.697
	C _{Pb}	89.9	2.9	7.580	24.452		C _{Pb}	33.6	2.5	3.353	24.950
	C _{Zn}	7.0	4.9	0.551	38.583		C _{Zn}	3.6	3.2	0.359	31.904
3	T	2.9	0.2	0.277	1.912	21	T	1.3	0.8	0.130	0.798
	C _{Pb}	64.6	3.5	6.327	34.280		C _{Pb}	31.7	2.2	3.145	21.825
	C _{Zn}	7.7	2.6	0.718	24.254		C _{Zn}	5.9	2.6	0.584	25.717
4	T	3.0	0.3	0.274	2.742	22	T	1.1	0.2	0.102	0.185
	C _{Pb}	71.5	3.7	5.973	30.911		C _{Pb}	40.5	2.1	3.639	18.868
	C _{Zn}	4.9	4.1	0.458	38.354		C _{Zn}	3.2	3	0.307	28.818
5	T	2.5	0.2	0.235	1.883	23	T	1.0	0.2	0.098	0.195
	C _{Pb}	65.9	3.2	6.499	31.558		C _{Pb}	34.4	2.9	3.110	26.221
	C _{Zn}	6.1	4.0	0.575	37.736		C _{Zn}	2.8	3.2	0.270	30.888

6	T	4.1	0.3	0.361	2.641	24	T	1.1	0.2	0.107	0.194
	C _{Pb}	61.5	3.5	5.896	33.557		C _{Pb}	10.7	2	1.058	19.782
	C _{Zn}	9.8	4.6	0.938	44.019		C _{Zn}	2.8	2.7	0.278	26.812
7	T	3.2	0.2	0.270	1.688	25	T	0.9	0.4	0.088	0.390
	C _{Pb}	58.3	4.8	5.201	42.819		C _{Pb}	32.8	2.6	3.241	25.692
	C _{Zn}	7.3	4.2	0.723	41.584		C _{Zn}	2.5	2.9	0.246	28.487
8	T	4.3	0.3	0.366	2.553	26	T	0.8	0.2	0.079	0.199
	C _{Pb}	74.8	3.7	7.103	35.138		C _{Pb}	35.8	2.3	3.287	21.120
	C _{Zn}	20.5	7.4	1.769	63.848		C _{Zn}	3.4	3.4	0.316	31.628
9	T	5.3	0.3	0.492	2.785	27	T	1.1	0.2	0.107	0.194
	C _{Pb}	73.1	3.8	6.574	34.173		C _{Pb}	24.9	2.7	2.353	25.520
	C _{Zn}	10.2	5.1	0.956	47.798		C _{Zn}	9.1	3.3	0.902	32.706
10	T	2.7	0.3	0.222	2.467	28	T	1	0.6	0.099	0.595
	C _{Pb}	66.6	4.5	5.569	37.625		C _{Pb}	36.5	2.7	3.607	26.680
	C _{Zn}	6.9	4.5	0.684	44.643		C _{Zn}	3.2	3	0.314	29.441
11	T	2.1	4.4	0.209	4.378	29	T	1.1	0.8	0.109	0.793
	C _{Pb}	42.5	12.0	4.229	11.94		C _{Pb}	38	2.6	3.766	25.768
	C _{Zn}	4.0	9.5	0.398	18.91		C _{Zn}	3.2	2.9	0.319	28.942
12	T	3.4	2.4	0.338	2.39	30	T	1.1	0.4	0.108	0.393
	C _{Pb}	24.3	12.7	2.418	12.64		C _{Pb}	11.2	2	1.109	19.802
	C _{Zn}	12.1	9.5	1.204	18.90		C _{Zn}	2.3	2.2	0.222	21.277
13	T	1.8	5.5	0.179	5.47	31	T	0.8	0.2	0.079	0.198
	C _{Pb}	67.5	12.8	6.716	12.74		C _{Pb}	31.1	2.4	3.095	23.881
	C _{Zn}	2.6	9.0	0.259	17.91		C _{Zn}	3	2.8	0.296	27.668
14	T	3.0	6.6	0.298	6.57	32	T	0.8	0.2	0.073	0.182
	C _{Pb}	54.8	12.2	5.453	12.14		C _{Pb}	14.7	2	1.460	19.861
	C _{Zn}	13.8	9.3	1.373	18.51		C _{Zn}	1.7	3	0.167	29.528
15	T	3.3	4.8	0.328	4.78	33	T	0.8	0.2	0.078	0.194
	C _{Pb}	36.4	12.9	3.622	12.84		C _{Pb}	12.3	2.2	1.213	21.696
	C _{Zn}	12.4	9.1	1.234	18.11		C _{Zn}	2.5	2.8	0.248	27.805
16	T	3.7	6.6	0.368	6.57	34	T	1	0.2	0.099	0.198
	C _{Pb}	100.5	12.5	10.00	12.44		C _{Pb}	34.1	2.8	3.295	27.053
	C _{Zn}	6.2	9.3	0.617	18.51		C _{Zn}	3.2	3.1	0.313	30.362
17	T	2.5	8.6	0.249	8.56	35	T	0.8	0.2	0.077	0.192
	C _{Pb}	80.6	12.5	8.020	12.44		C _{Pb}	13.4	2.1	1.275	19.981
	C _{Zn}	11.1	9.3	1.104	18.51		C _{Zn}	1.8	2.7	0.178	26.733
18	T	3.5	6.8	0.348	6.77	36	T	1	0.2	0.097	0.194
	C _{Pb}	45.6	12.1	4.537	12.04		C _{Pb}	29.9	2.3	2.952	22.705
	C _{Zn}	12.2	9.1	1.214	18.11		C _{Zn}	7.3	3.2	0.724	31.746

Nota: Dilución del concentrado de Zn=1/100.

T= Productos estériles.

C_{Pb}= Concentrado de Plomo obtenido de la celda primaria de Pb.

C_{Zn}=Concentrado de Zinc obtenido de la celda primaria de Zn.

A.4. CALIBRACIÓN DEL EQUIPO MEDIDOR DE IMPEDANCIA Y CÁLCULO DE LA CONSTANTE DIELECTRICA

En este apartado se presenta la metodología de cálculo para determinar la permitividad compleja de cualquier sistema. Es necesario tomar en cuenta que el equipo usado para la experimentación (Vector Impedance Meter 4193A, Hewlett Packard), cuenta con un par de expresiones que son utilizadas para corregir las resistencias internas del equipo y el ruido interno que se genera, proporcionando así, un valor confiable de impedancia, con base en su resistencia y reactancia. Estas expresiones son:

Para la parte Real;

$$R_x = \frac{(|Z_0| \cos \theta_m - |Z_m| \cos \theta_0) * |Z_m| * |Z_0|}{(|Z_0| \cos \theta_m - |Z_m| \cos \theta_0)^2 + (|Z_m| \sin \theta_0 - |Z_0| \sin \theta_m)^2} - |Z_s| \cos \theta_s \quad [A. 4.1]$$

Para la parte Imaginaria;

$$X_x = \frac{(|Z_0| \sin \theta_m - |Z_m| \sin \theta_0) * |Z_m| * |Z_0|}{(|Z_0| \cos \theta_m - |Z_m| \cos \theta_0)^2 + (|Z_m| \sin \theta_0 - |Z_0| \sin \theta_m)^2} - |Z_s| \sin \theta_s \quad [A. 4.2]$$

Donde:

$|Z_m|$ y θ_m ; son la magnitud de la impedancia y el ángulo de fase del sistema medido, respectivamente.

$|Z_0|$ y θ_0 ; son la magnitud de la impedancia y el ángulo de fase de un circuito abierto, en este caso, aire.

$|Z_s|$ y θ_s ; son la magnitud de la impedancia y el ángulo de fase de un circuito cerrado, en este caso, mercurio.

Una vez obtenidas las componentes reales de la impedancia, se procede a conocer la magnitud y el ángulo de fase real del vector impedancia, mediante las siguientes expresiones:

$$|Z_x| = \sqrt{R_x^2 + X_x^2} \quad [A. 4.3]$$

$$\theta_x = \tan^{-1} \frac{X_x}{R_x} \quad [A. 4.4]$$

Las lecturas utilizadas de estos parámetros son:

Tabla A.4.1. Valores obtenidos de Impedancia y Ángulo de fase para un circuito abierto y uno cerrado [14].

Frecuencia (MHz)	Θ_0 Aire	Z_0 Aire (Ω)	Θ_s Mercurio	Z_s Mercurio (Ω)
	En laboratorio			
0.5	-90	65000	10.9	0.5
1	-90	33000	14.4	0.5
2	-89.8	16413	23.3	0.5
5	-89.8	6593.3	44.3	0.7
10	-89.8	3300	62	1.1
20	-89.5	1657.3	74	2.1
30	-89.5	1244.1	77.5	3.05
40	-89.6	831	81	4.0
50	-89.6	691.3	82.2	4.95
60	-89.6	551.7	83.4	5.9
70	-89.6	481.5	84.1	6.9
80	-89.6	411.3	84.9	7.9
90	-89.4	368.8	85.4	8.5
100	-89.3	326.3	86	9.1

Nota: A nivel laboratorio, se hace una calibración cerciorándose que el ángulo de fase y la magnitud de impedancia con *aire*, estén dentro de los valores presentes en la tabla A.4.1, esto asegura que al iniciar cada prueba de Impedancia el electrodo contenido en la celda electroforética está libre de humedad, lo cual minimiza errores en la medición.

El siguiente paso es calcular los valores de R_x y C_x , de igual forma para cada frecuencia mediante las siguientes ecuaciones:

$$R_x = \frac{|Z_x|}{\cos \theta_x} \quad [A. 4.5]$$

$$C_x = \frac{\text{Sen } \theta_x}{\omega |Z_x|} * 1 \times 10^{12} \quad [A. 4.6]$$

Donde: R_x es la resistencia medida en Ohm, C_x es la capacitancia medida en pFarad, ω es la frecuencia angular ($\omega=2\pi f$), media en Hertz.

Una vez determinadas la resistencia y la capacitancia, se determina la permitividad compleja ($\epsilon^* = \epsilon' + j\epsilon''$); Donde ϵ' es la constante dieléctrica (adimensional) y ϵ'' es la pérdida por dielectricidad (adimensional).

Constante dieléctrica

$$\epsilon' = \frac{C_a + \sqrt{C_a^2 + 4kf^2C_x}}{2C_0kf^2} \quad [A. 4.7.]$$

Perdidas por dielectricidad

$$\epsilon'' = \frac{1}{R_x\omega C_a(1 + 2\epsilon'kf^2)} \quad [A. 4.8.]$$

Donde: C_a y k son las constantes de celda, C_a medida en pFarads y k en MHz^{-2} .

CAPÍTULO VII

Bibliografía

- [1] B. A. Willis. *“Tecnología de Procesamiento de Minerales”*, 2da. Ed., LIMUSA, México, 1994, pp. 345-348, 361-364.
- [2] E. G. Kelly, D. J. Spottiswood. *“Introducción al Procesamiento de Minerales”*. 1era. Ed., LIMUSA, México, 1991, pp. 338-350.
- [3] R. D. Crozier. *“Theory, Reagents and Ore Testing”*, 1st. Ed., Pergamon Press, New York, 1992, pp. 11-24, 25-45 y 105-106.
- [4] V. Ciribeni, P. Sarquís, M. González. *“Estudio del efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros”*, Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional de San Juan, Argentina, 2002.
- [5] P. Sarquís, V. Ciribeni, M. González. *“Depresión selectiva de sulfuros usando extractos naturales”*, Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional de San Juan, Argentina, 2007.
- [6] D. J. Vaughan, U. Becker, K. Wright. *“Sulphide mineral surfaces: theory and experiment”*, Department of Earth Sciences, University of Manchester, Manchester, 15 April 1997, pp. 1-14.
- [7] J. Bessière, M. Khayar, A. Etahiri. *“Impedance studies of the adsorption of hydrophobic and hydrophylic species on mineral pulps”*, Analytica Chimica Acta 305 (1995) 265-268.
- [8] J. Bessière, K. Chlihp, J. M. Thiebaut, G. Roussy. *“Dielectric Study of the Activation and Deactivation of Sphalerite by Metallic Ions”*, International Journal of Mineral Processing 28 (1990) 1-13.
- [9] Shanti Bijani Chiquero. Tesis doctoral, *“Electrodeposición y Caracterización de Láminas de Cu₂O. Aplicación como Electroodos de Baterías de Ión-Litio”*. Málaga 2007, Facultad de ciencias, Universidad de Málaga, pp. 68-80.
- [10] J. Genescá, J. Mendoza, R. Durán. *“Técnicas Electroquímicas para el control y estudio de la corrosión”*, 1era. Ed., UNAM, México, 2002, pp. 53-59.

- [11] Paul E. Tippens. *“FÍSICA CONCEPTOS Y APLICACIONES”*, 6ta. Ed., McGraw-Hill, México, 2001, pp. 706-718.
- [12] G. Jaramillo, A. Alvarado. *“Electricidad y magnetismo”*, 2da. Ed., Trillas, México, 1990, pp. 113-122, 140-148, 160-172.
- [13] Solís Gallardo Armando. Tesis de licenciatura, *“Estudio de dielectricidad del sistema PbS-XEK-K₂CrO₇”*, México 1996, Facultad de Química, UNAM, pp. 12-14, 16-20.
- [14] Nicolás Martínez Hernández. Tesis de licenciatura, *“Estudio de dielectricidad del activador y el colector XEK sobre ZnS bajo las condiciones de flotación”*, México 1997, Facultad de Química, UNAM, pp. 19-35.
- [15] J.R. Craig, D.J. Vaughan. *“Ore Microscopy and Ore Petrography”*, Wiley, New York, 1981, pp. 1-14, 33-47, 315-377.
- [16] E. Salisbury, W. E. Ford. *“Tratado de mineralogía”*, 4ta. Ed., Continental, México, 1979, pp. 459-467, 474-478.
- [17] F. H. Pough. *“A field guide to rocks and minerals”*, 4th. Ed., Houghton Mifflin Company, Boston U. S. A., 1976, pp. 82-85.
- [18] C. Canet, A. Camprubí. *“Mineralogía de menas metálicas. Funcionamiento del microscopio óptico y propiedades de los minerales en luz reflejada”*, México, Instituto de Geofísica, UNAM.
- [19] Juan Manuel de la Rosa Canales. Tesis de maestría, *“Flotación selectiva de minerales sulfurados de Plomo-Zinc en presencia de reactivos naturales del tipo Quebracho”*, México 2013, Facultad de Química, UNAM, pp. 54-60 y 71-83.
- [20] Carlos Alberto Gonzáles Rodríguez. Tesis de licenciatura, *“Análisis dieléctrico aplicado a la flotación selectiva de Galena en presencia de Xantato etílico de potasio, Dextrina y mezcla de estos, a partir de la técnica de Impedancia a Altas Frecuencias”*, México 2001, Facultad de Química, UNAM, pp. 18-31.

[21] Antonio Huerta Cerdán. Tesis de maestría, *“Estudios de cinética de flotación en las mezclas sulfuradas a partir de modelos electroquímicos”*, México 1991, Facultad de Química, UNAM, pp. 114-147.

[22] CYTEC Industries Inc. *“Mining Chemicals HANDBOOK”*, 3th. Edition, U. S. A., 2002, pp. 106-107.

[23] P. B. Venter, M. Sisa, M. J. van der Merwe, S. L. Bonnet, J. H. van der Westhuizen. *“Analysis of commercial proanthocyanidins. Part 1: The chemical composition of quebracho (Schinopsis Lorentzii and Schinopsis Balansae) heartwood extract”*, *Phytochemistry* 73 (2012) 95-105.