



**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**  
**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA**  
**ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS**

**“Obtención de sulfuros de zinc de una mena  
polimetálica mediante flotación selectiva en la mina  
Cristian David, Pasaje - El Oro”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

**INGENIERO EN MINAS**

**Autor:**

ALEJANDRO EMMANUEL CALLE ROMERO

**Director:**

ING. FERNANDO VALENCIA GUARICELA

**CUENCA – ECUADOR**

**2023**

## **DEDICATORIA**

Con mucho cariño a mi padre Hugo Fernando Calle Castillo y a mi madre María Fernanda Romero Avecillas, por haberme regalado la mejor herencia “la educación”. A mi familia por el apoyo y el cariño que me brindaron, y en especial a mi compañía en las noches de estudio mi querida mascota Samantha.

## **AGRADECIMIENTO**

Expreso mi grato agradecimiento a mis padres, abuelos, hermanos y maestros que me brindaron su apoyo incondicional en la trayectoria universitaria y sobre todo en culminar satisfactoria este proceso.

A los maestros que me guiaron en la formación a lo largo de la vida universitaria, en especial a los ingenieros: Fernando Valencia, Eduardo Luna y Leonardo Núñez que me ayudaron en la trayectoria y culminación de este proyecto.

A la Universidad del Azuay, donde adquirí conocimientos y destreza en el área profesional, también por facilitar las instalaciones en donde se pude desarrollar los procesos técnico-investigativos.

Finalmente agradezco a la mina Cristhian David, Pasaje – El Oro, por brindarme el material de mena que fue necesario para llevar a cabo el presente proyecto de investigación.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

<b>DEDICATORIA</b> .....	ii
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	iii
<b>ÍNDICE DE CONTENIDOS</b> .....	iv
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b> .....	viii
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b> .....	viii
<b>ÍNDICE DE ANEXOS</b> .....	ix
<b>RESUMEN</b> .....	x
<b>ABSTRACT</b> .....	xi
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	1
<b>CAPÍTULO 1</b> .....	2
<b>DESCRIPCIÓN GENERAL</b> .....	2
1.1 Planteamiento del problema.....	2
1.2. Objetivos de la investigación .....	2
1.2.1. Objetivo general .....	2
1.2.2 Objetivos específicos .....	2
1.3. Ubicación .....	3
1.4. Geología y georreferenciación .....	3
1.5. Marco teórico .....	3
1.5.1. El zinc .....	3
1.5.2. Concentración del zinc .....	4
1.5.3. Concentración de minerales .....	6
1.5.4. Flotación de minerales .....	8
1.5.5. Minerales hidrofílicos .....	9
1.5.6. Minerales hidrofóbicos .....	11
1.5.7. Proceso de flotación selectiva .....	10
1.5.8. Hidrofobicidad .....	11
1.5.9. Ángulo de contacto y la ecuación de Young.....	12
1.5.10. Teoría de la doble capa eléctrica .....	15
1.5.11. Potencial zeta .....	16
1.5.12. Fenómeno de adsorción .....	17
1.5.13. Índices metalúrgicos .....	18

1.5.14. Índices metalúrgicos ideales .....	22
1.5.15. Reactivos de flotación .....	23
1.5.16. Colectores.....	23
1.5.17. Espumantes .....	24
1.5.18. Reguladores o modificadores .....	24
1.5.19. Granulometría .....	25
<b>CAPÍTULO 2.....</b>	<b>26</b>
<b>CARACTERIZACIÓN PRE-FLOTACIÓN DE LA MENA.....</b>	<b>26</b>
2.1. Tratamientos y pretratamientos.....	26
2.1.1. Minerales contenidos en la mena .....	26
2.1.2. Cuarteo de la muestra.....	30
2.1.3. Densidad de la muestra .....	31
2.2. Parámetros químicos .....	28
2.2.1. Colector xantato amílico de potasio z-6.....	29
2.2.2. Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> ) .....	29
2.2.3. Cal .....	29
2.2.4. Espumante ER-370 .....	29
2.2.5. Agente sulfurizante .....	30
2.2.6. Cálculo de dosificación de los reactivos químicos .....	30
2.3. Preparación de la pulpa .....	35
2.4. Información acerca de los experimentos.....	38
2.4.1. Experimento 1 - concentración de Esfalerita .....	38
2.4.2. Experimento 2 - concentración de Franklinita .....	38
2.4.3. Tiempo de acondicionamiento de los experimentos .....	39
2.5. Circuito de flotación experimental.....	41
2.5.1. Circuito de flotación del experimento 1 .....	41
2.5.2. Circuito de flotación del experimento 2.....	41
<b>CAPÍTULO 3.....</b>	<b>42</b>
<b>METODOLOGÍA Y RESULTADOS .....</b>	<b>42</b>
3.1. Procedimiento .....	42
3.1.1. Procedimiento del experimento 1.....	42
3.1.2. Procedimiento del experimento 2.....	44

3.2. Análisis de los resultados de laboratorio.....	46
3.2.1. Análisis de resultados.....	46
3.3. Resultado experimental de la flotación selectiva .....	54
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b> .....	56
<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	58
<b>ANEXOS</b> .....	60

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.1.</b> Circuito general del proceso de concentración de minerales .....	6
<b>Figura 1.2.</b> Esquema del proceso global de la concentración de minerales .....	7
<b>Figura 1.3.</b> Ángulo de contacto de una burbuja de aire con un sólido figurando la ecuación de Young .....	13
<b>Figura 1.4.</b> Esquema de la doble capa eléctrica .....	16
<b>Figura 2.1.</b> Cuarteo del mineral .....	30
<b>Figura 2.2.</b> Cálculo de densidad del material mediante el principio de Arquímedes. ....	28
<b>Figura 2.3.</b> Activante químico denominado sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> ).....	34
<b>Figura 2.4.</b> Peso de masa del material necesario para alimentar del sistema (371g).42	
<b>Figura 2.5.</b> Esquema del proceso de flotación del experimento 1, concentración de esfalerita. ....	41
<b>Figura 2.6.</b> Esquema del proceso de flotación del experimento 2, concentración de la franklinita. ....	41
<b>Figura 3.1.</b> Máquina de flotar tipo DENVER .....	42
<b>Figura 3.2.</b> Adición del activante por medio de un gotero.....	50
<b>Figura 3.3.</b> Recuperación de la espuma enriquecida con minerales de interés .....	52

**ÍNDICE DE TABLAS**

<b>Tabla 1.1.</b> Métodos de concentración mineral y diversos equipos empleados. ....	9
<b>Tabla 1.2.</b> Propiedades de la Adsorción Física y Química.....	18
<b>Tabla 1.3.</b> Índices ideales de concentración mineral. ....	22
<b>Tabla 2.1.</b> Resultado análisis de difracción de rayos x de la muestra .....	30
<b>Tabla 2.2.</b> Parámetros por seguir para realizar el experimento 1 .....	38
<b>Tabla 2.3.</b> Parámetros por seguir para realizar el experimento 2, etapa 1: .....	39
<b>Tabla 2.4.</b> Parámetros por seguir para realizar el experimento 2, etapa 2: .....	39
<b>Tabla 2.5.</b> Tiempo de acondicionamiento del experimento 1: .....	40
<b>Tabla 2.6.</b> Tiempo de acondicionamiento del experimento 2, etapa 1:.....	40
<b>Tabla 2.7.</b> Tiempo de acondicionamiento del experimento 2, etapa 2:.....	40
<b>Tabla 3.1.</b> Resultados obtenidos del laboratorio químico metalúrgico JVmetals .....	53
<b>Tabla 3.2.</b> Pesos y tenores respectivos del experimento 1 .....	47
<b>Tabla 3.3.</b> Índices metalúrgicos del experimento 1 .....	50
<b>Tabla 3.4.</b> Pesos y tenores respectivos del experimento 2, etapa 1 .....	51
<b>Tabla 3.5.</b> Pesos y tenores respectivos del experimento 2, etapa 2.....	52
<b>Tabla 3.6.</b> Índices metalúrgicos del experimento 2, etapa 2 .....	54

## ÍNDICE DE ANEXOS

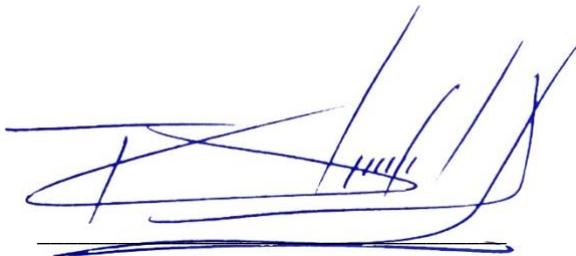
<b>Anexo 1.</b> Muestra fina pasante malla #200 empleada en el análisis de cabeza.....	60
<b>Anexo 2.</b> Resultados fluorescencia de rayos X .....	60
<b>Anexo 3.</b> Resultado de análisis de difracción de rayos X.....	61
<b>Anexo 4.</b> Índice metalúrgico del experimento 2, etapa1 .....	61
<b>Anexo 5.</b> Resultado contenido de minerales .....	62
<b>Anexo 6.</b> Porcentaje de recuperación mineral útil de cada experimento .....	62
<b>Anexo 7.</b> Propuesta de circuito de flotación selectiva para la mina Cristian David..	63

**“OBTENCIÓN DE SULFUROS DE ZINC DE UNA MENA  
POLIMETÁLICA MEDIANTE FLOTACIÓN SELECTIVA EN LA  
MINA CRISTIAN DAVID, PASAJE - EL ORO”**

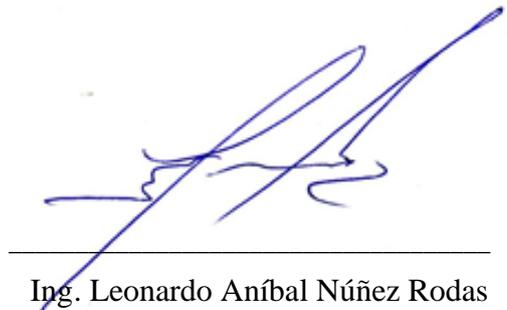
**RESUMEN**

El presente trabajo de titulación estudió el comportamiento de una mena polimetálica probando la efectividad de la flotación selectiva aplicada a la recuperación de la esfalerita (sulfuro de zinc) y franklinita (óxido de zinc), partiendo por los análisis mineralógicos previos (conminución y caracterización del material), obteniendo partículas muy finas, favoreciendo el estudio en el laboratorio químico mineralógico. Todo esto fue necesario para cumplir con las especificaciones metodológicas del experimento, donde primero se determinó el tamaño de partícula (pasante malla #200), seguidamente se acondicionó el medio (pulpa acuosa) para que a través de procesos físico-químicos se desarrolle el fenómeno de hidrofobización selectiva mediante la aplicación de colectores, activantes y espumantes. Esto permitió flotar selectivamente el mineral de interés, que se concentró en la superficie de la celda gracias a la inyección de burbujas de aire.

**Palabras clave:** Flotación selectiva, hidrofobización, reactivos químicos, mena polimetálica, celda denver.



Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela  
**Director del Trabajo de Titulación**



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas  
**Coordinador de Escuela**



Alejandro Emmanuel Calle Romero

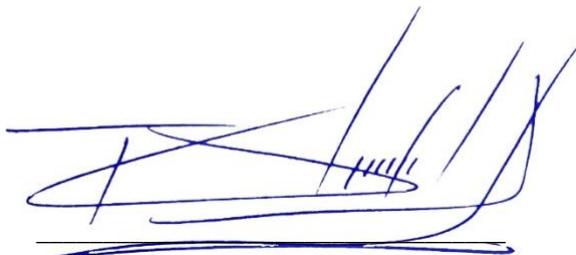
**Autor**

**“OBTAINING ZINC SULFIDES FROM A POLYMETALLIC ORE  
THROUGH SELECTIVE FLOTATION AT THE CRISTIAN DAVID MINE,  
PASAJE - EL ORO\*”**

**ABSTRACT**

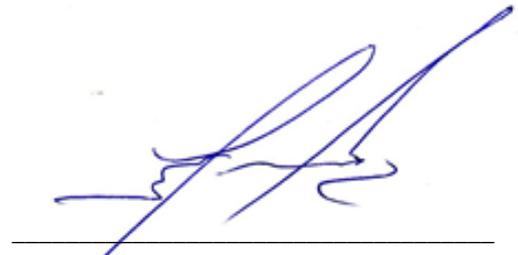
This thesis examines the behavior of a polymetallic ore, testing the effectiveness of selective flotation in the recovery of sphalerite (zinc sulfide) and franklinite (zinc oxide). The study began with prior mineralogical analyses (comminution and material characterization), resulting in very fine particles that facilitated laboratory chemical mineralogical analysis. All of this was necessary to comply with methodological experiment specifications, where particle size (passing through a #200 mesh) was determined first, followed by conditioning of the medium (aqueous pulp) so that selective hydrophobization phenomena could be developed through physico-chemical processes using collectors, activators, and frothers. This allowed for the selective flotation of the mineral of interest, which was concentrated on the surface of the cell through the injection of air.

**Key words:** Selective flotation, hydrophobization, chemical reagents, granulometry, Denver machine.



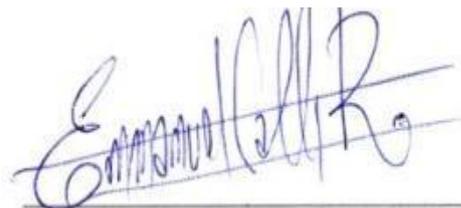
Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

**Thesis Director**



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**School Coordinator**



Alejandro Emmanuel Calle Romero

**Author**



Alejandro Emmanuel Calle Romero.

Trabajo de titulación.

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela.

Febrero, 2023

**“OBTENCIÓN DE SULFUROS DE ZINC DE UNA MENA  
POLIMETÁLICA MEDIANTE FLOTACIÓN SELECTIVA EN LA MINA  
CRISTIAN DAVID, PASAJE - EL ORO”**

**INTRODUCCIÓN**

La minería metálica en el Ecuador cuenta con recursos muy valiosos y diversos, pero que en la mayoría de los casos no son aprovechadas en su totalidad, por esta razón es necesario realizar diseños experimentales que propicien información necesaria para desarrollar procesos más eficientes y que maximicen la recuperación mineral, procurando mantenerse dentro de los parámetros técnicos y cumpliendo estándares ambientales.

El proceso de flotación selectiva permite la recuperación de minerales de baja ley; es por este motivo que se seleccionó este método para concentrar selectivamente la esfalerita y franklinita presente en la muestra, los resultados a nivel laboratorio ayudaron a establecer un adecuado aprovechamiento de estas especies minerales valiosas.

La flotación selectiva consiste en aprovechar las diferentes propiedades físico químico de la superficie de las partículas minerales, hidrofobizando su superficie para recuperarlas. La superficie de los minerales de interés debe ser modificadas añadiendo a la pulpa gotas de reactivos químicos (activadores y colectores). La flotación mineral se realizó en una celda de un litro, inyectando aire a una razón de 1000 rpm, las burbujas de aire se adhirieron a las partículas minerales modificadas (hidrófobas), las cuales fueron arrastradas a la superficie, donde se extrajo esta espuma superficial con la ayuda de una espátula y una bandeja.

## CAPÍTULO 1

### DESCRIPCIÓN GENERAL

#### 1.1 Planteamiento del problema

Los yacimientos minerales en el Ecuador cuentan con una diversidad de menas polimetálicas constituidas por una gran variedad de minerales tales como pirita, esfalerita, calcopirita, marmatita, franklinita entre otros. Cabe destacar que los minerales que se encuentran constituidos por elementos de zinc formando, sulfuros metálicos como la esfalerita, así también óxidos de zinc como la franklinita, no son aprovechados en su totalidad, puesto que su recuperación es compleja.

La flotación selectiva es un proceso que permite concentrar minerales valiosos, por lo que es necesario evaluar este mecanismo de concentración para aprovechar por completo las menas polimetálicas, promoviendo el desarrollo responsable de la industria minera y beneficiando económicamente al país.

Es de suma importancia estudiar el comportamiento de la superficie de los minerales de interés (esfalerita y franklinita), así también describir la acción de las variables que influyen en el proceso de flotación selectiva. Es necesario analizar independientemente cada variable, debido a que la naturaleza de los yacimientos polimetálicos existentes en nuestro país es diversa, esto hace que se requiera un estudio detallado para poder entender y optimizar técnicamente la recuperación de sulfuros de zinc y óxidos de zinc en este tipo de menas.

#### 1.2. Objetivos de la investigación

##### 1.2.1. Objetivo general

Mediante el método de flotación selectiva alcanzar un alto tenor de concentración en los diferentes ensayos de obtención de franklinita y esfalerita.

##### 1.2.2. Objetivos específicos

- Identificar y evaluar los contenidos y porcentajes de cada mineral contenidos en la mena polimetálica.

- Determinar los rangos óptimos para un adecuado tratamiento y pretratamiento aplicado al proceso de flotación selectiva de sulfuro y óxidos de zinc.
- Evaluar y entender las variables que gobiernan el proceso de flotación de una mena polimetálica orientada a la recuperación de esfalerita y franklinita.

### **1.3. Ubicación**

La concesión minera Cristian David con código 300223, está ubicada en la comunidad Huizho, perteneciente a la parroquia Casacay del cantón Pasaje, provincia de El Oro. Coordenadas X: 638800; Y: 9630700

### **1.5. Marco teórico**

#### **1.5.1. El zinc**

Puede formar buenas aleaciones con otros metales además de ser un buen agente anticorrosivo. También posee una reactividad moderada y es un excelente conductor eléctrico. Puede proteger eficazmente el acero de la corrosión mediante la galvanización, representando el galvanizado como un 60% del consumo total de zinc. También ocupa un mercado importante en las industrias del bronce (cobre y zinc), construcción y química, y es un nutriente indispensable para la vida. (Leguía, 2018)

A nivel mundial el zinc es el cuarto metal más consumido, después del hierro, el aluminio y el cobre. Se encuentra generalmente en depósitos asociado a otros minerales como cobre y plomo. La esfalerita (ZnS) es el principal mineral con zinc, se encuentra en depósitos de sulfuros. Aproximadamente el 95% del zinc primario se recupera de la esfalerita. La galena (PbS) suele encontrarse en los mismos depósitos que la esfalerita (ZnS). A más de la esfalerita, diferentes minerales pueden contener zinc como componente principal, pero estos depósitos se han ido agotando a través de los años. (Leguía, 2018)

El zinc se puede extraer de tres tipos de depósitos: De sulfuros masivos volcanogénicos, exhalativo sedimentario y del valle del Mississippi. Los depósitos de sulfuros masivos volcanogénicos están relacionados a procesos volcánicos submarinos que ocurren en el área de movimiento de las placas tectónicas. El depósito exhalativo sedimentario se forma cuando el fluido hidrotermal ingresa al agua (como el océano),

causando la precipitación de minerales. Los depósitos del valle del río Mississippi solo se encuentran en el área del Mississippi de los Estados Unidos. (Leguía, 2018)

El Servicio Geológico de los Estados Unidos (USGS por sus siglas en inglés) estima que los recursos a nivel mundial de zinc son de 1,900 millones de toneladas, incluso podrían ser más si se sumaran los recursos potenciales de zinc en los contornos del área de los depósitos. De acuerdo con el resumen de materias primas del USGS, alrededor de un tercio de las reservas globales en 2017, estimada en 64 millones, se encuentra en Australia. China es responsable de la segunda reserva más grande, valorada en un 18% de las reservas a nivel mundial sumando un total de 41 millones de toneladas. Los siguientes países que le siguen con las reservas más grandes de zinc son: Perú, México y Kazajistán. (Leguía, 2018)

Aproximadamente el 80% de las minas de zinc son subterráneas, en contraste con las minas a cielo abierto que solo representan el 8%. El 12% que sobra es una combinación de los dos tipos. El mineral de zinc se somete a un proceso de conminución para liberar las partículas finas de la roca. Un concentrado representativo de zinc contiene 52-60% de zinc, 0.3-2.5% de plomo y también otros elementos como S, Fe, SiO<sub>2</sub> y Ag. En la planta de beneficio el mineral de sulfuros de zinc, el zinc se concentra mediante un proceso de flotación por espuma. Para recuperar el zinc metálico del concentrado se pueden aplicar técnicas hidrometalúrgicas o pirometalúrgicas. En la actualidad, más del 90% del zinc se produce mediante procesos hidrometalúrgicos. (Leguía, 2018)

El proceso de flotación selectiva dio paso al tratamiento de una gran cantidad de esfalerita, a nivel mundial hoy se puede decir que casi toda la producción de zinc se consigue a partir de sulfuros concentrados por flotación. (Moreno, 2014)

La mayoría de los proyectos mineros encargados de la extracción de zinc no están completamente totalizados en el beneficio del producto terminado. El concentrado de zinc se puede procesar en una fundidora propiedad de la empresa minera. (Leguía, 2018)

### **1.5.2. Concentración del zinc**

De la mena se extraen los metales de interés comercial como por ejemplo el zinc mediante el proceso de concentración de minerales. Comienza con la extracción de la

roca de mina mediante voladura, luego se precede a la conminución que libera los distintos componentes del mineral. En muchos casos habrá metales asociados como: Ag, Cu, Au, Pb, etc., dependiendo del tipo de mina. Para obtener pulpa de concentrado de zinc, se procede a separar el mineral de interés mediante flotación selectiva. (Azula, 2016)

La mena se tritura con el fin de obtener partículas muy finas para posteriormente, dependiendo de la naturaleza de los minerales, ser sometida a una serie de tratamientos químicos. Al final los diferentes concentrados presentes en la roca se separan mediante el proceso de flotación selectiva. Dicho método permite que las partículas minerales al momento de estar en suspensión gracias al uso de productos químicos se aglutinen en la superficie debido a las burbujas de aire que son inyectadas por la parte inferior de las celdas de flotación, a medida que ascienden las burbujas hacia la superficie se forma un depósito espumoso con una gran cantidad de mineral de interés que será recuperado y de este modo obtener concentrado de zinc. (Huchani, 2018)

### **1.5.2.1. Tratamiento mineral de menas de zinc**

La concentración mediante el método de flotación se aplica a menas complejas, primero el material atraviesa un proceso de molienda para reducir su tamaño de grano al rededor de los 75 $\mu$ m. Al flotar menas complejas primero se flota los minerales de cobre, deprimiendo los de zinc y plomo. Posteriormente se flota los minerales de plomo y zinc y finalmente se recupera el hierro. (Restrepo, 2008)

Existen varias variedades de minerales de zinc. Los más representativos de los cuales el zinc suele ser extraído son: la esfalerita o blenda que son sulfuros de zinc (ZnS), la smithsonita es un carbonato de zinc (ZnCO<sub>3</sub>), la calamina o hemimorfita pertenecen al grupo de los silicatos, también llamado silicato de zinc (Zn<sub>4</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>7</sub>(OH)<sub>2</sub>-H<sub>2</sub>O), y la franklinita un óxido de zinc ((Fe, Mn, Zn)<sup>2+</sup>(Fe, Mn)<sup>3+</sup><sub>2</sub>O<sub>4</sub>). (Moreno, 2014)

Los sulfuros metálicos son altamente hidrófobos debido a sus variadas propiedades, por lo que son los minerales más fáciles de flotar junto con los metales nativos. El problema que presenta la flotación de sulfuros es la recuperación de sulfuros individuales a partir de concentrados colectivos. La oxidación superficial es otro problema que presenta flotar sulfuros de zinc, ya que influye en su flotabilidad. La

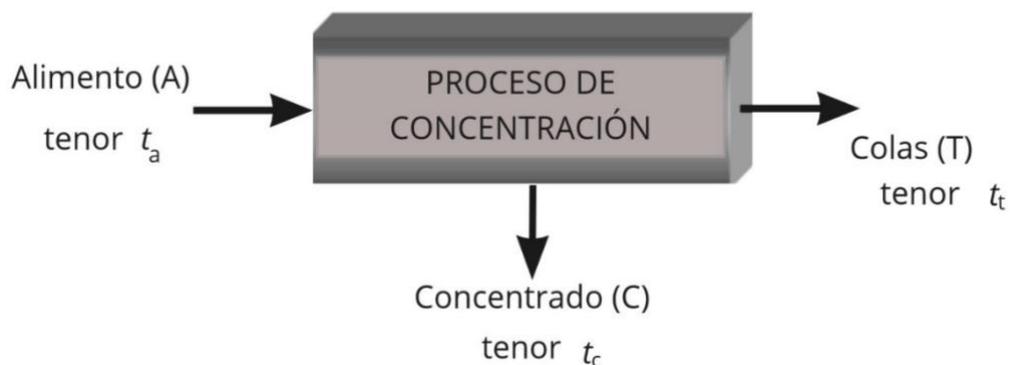
oxidación superficial es causada por la erosión y oxidación del agua y aire presentes en el depósito, consecuentemente sobre estas superficies se producen películas de óxidos, sulfatos y/o carbonatos. (Contreras, 2018)

### 1.5.3. Concentración de minerales

La concentración de minerales es la acción de aumentar la concentración (expresada en porcentaje) o de elevar el tenor de una mena o mineral determinado, mediante el uso de unidades de separación sólido-sólido, produciendo así la separación de las diferentes especies mineralógicas y generando una corriente rica en minerales de interés. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

La técnica de concentración de los minerales utiliza equipos de conminución, como trituradoras y molinos, que liberan las partículas minerales. El propósito es mediante un proceso de separación o concentración es obtener uno o más productos valiosos. Al final estos mismos constituyen productos comercializables con valor económico y un producto no tan valioso conocido como relave. (Tinco, 2018)

El objetivo de la concentración es elevar el tenor de una especie mineralógica de interés minero en una corriente denominada concentrado (C), cuyo respectivo tenor se conoce como  $t_c$ , tal como se muestra en la Figura 1.1., así mismo la corriente conocida como colas (T) con tenor  $t_t$ , donde debe ser significativamente reducido el tenor de los minerales de interés. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

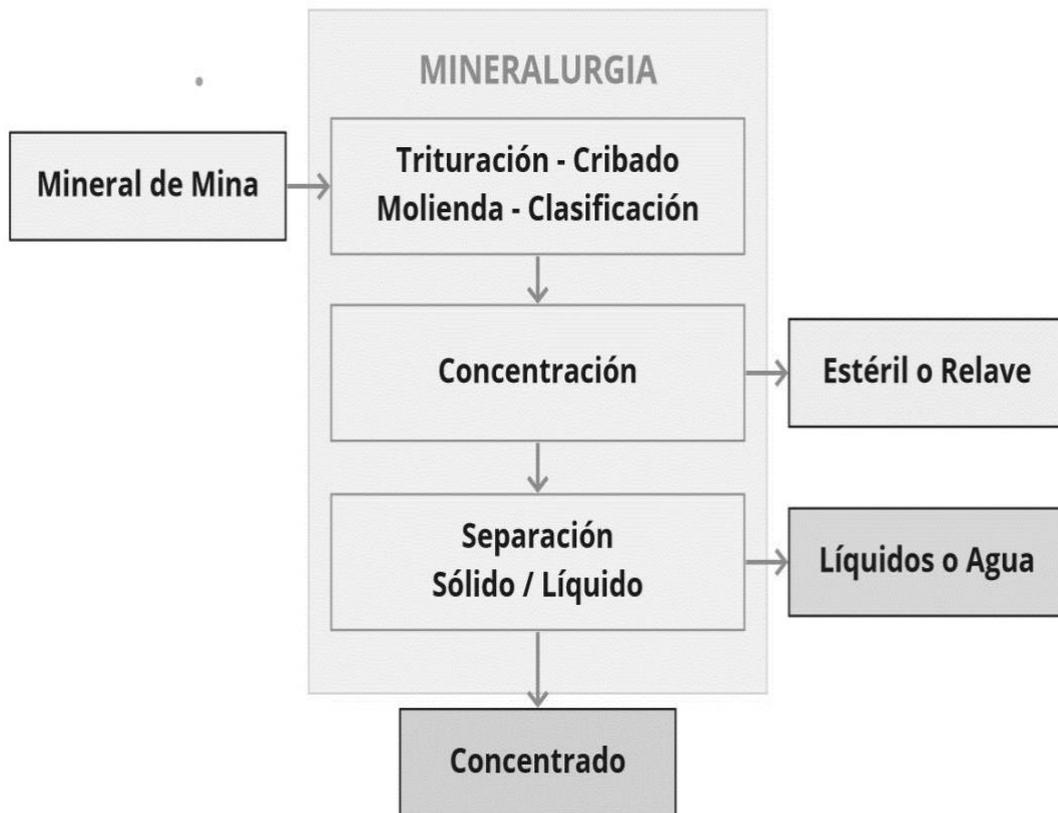


**Figura 1.1.** Circuito general del proceso de concentración de minerales.

**Fuente:** (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008).

Para considerar una recuperación exitosa, el tenor  $t_t$  en las colas (T) el valor deberá ser cercano a cero. Ya que al momento de la concentración se cuentan con limitaciones físicas y tenológicas, siendo difícil alcanzar escenarios ideales, por lo que la meta será que el tenor  $t_t$  se mantenga mínimo. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

La mineralurgia es una ciencia que abarca varios métodos de concentración de minerales, cuyo sentido es obtener un producto enriquecido de cierta especie mineralógica valiosa que se considera como concentrado, y un producto empobrecido en el mineral que toma el nombre de estéril o ganga, cuyo deposito final será el relave. (Linares, 2010)



**Figura 1.2.** Esquema del proceso global de la concentración de minerales.

**Fuente:** (Linares, 2010).

#### 1.5.4. Flotación de minerales

La flotación se desarrolla para concentrar minerales, fundamentado en las propiedades superficiales de los sólidos. El proceso de flotación selectiva se basa en la adhesión de burbujas de aire con partículas sólidas específicas. La concentración por flotación implica la recuperación de una especie mineral que esta mezclada con otras en un medio acuoso. Al producir burbujas de aire en la celda de flotación, provoca que las partículas de la especie mineral hidrófobas se adhieran a las burbujas de aire concentrándose en la superficie de la pulpa en forma de espuma. Este proceso es adecuado para minerales de baja ley y es importante un molido fino de la mena para obtener el grado de liberación adecuado. (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000)

En la naturaleza resultan estrechamente abundantes los minerales asociados al elemento zinc, por lo que es de gran importancia estudiar su comportamiento ante la flotación selectiva, esto se debe a las sales solubles que presenta la mena como consecuencia de la asociación de elementos metálicos de variados metales, principalmente en el cobre. La flotación selectiva de sulfuros polimetálicos se basa en recuperar una especie mineralógica específica, dejando en las colas o relaves las respectivas especies deprimidas por sus correspondientes reactivos, justificando positivamente el proceso económico. (Azañero et al., 2010)

Es importante considerar la composición del mineral para seleccionar el proceso de flotación y los reactivos adecuados para lograr el propósito deseado. En terminos generales, la estructura de los sólidos minerales es metálica o iónica. Al someter al material a la etapa de conminución y luego colocarla en suspensión acuosa, ocasiona una oxidación de la superficie del sólido denotando una compleja recuperación mineral. Una variedad de minerales muestra una estructura de enlaces covalentes que tienen una flotabilidad natural. Entre estos minerales podemos encontrar al grafito, azufre, hidrocarburos naturales y ciertos sulfuros metálicos. (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000)

En la flotación selectiva se requiere que la superficie mineral tenga una tendencia hidrofóbica, es decir, una buena adherencia a las burbujas de aire, por lo que se utilizan sustancias químicas como por ejemplo los colectores para favorecer el proceso de concentración. La interacción de la partícula mineral de interés con los reactivos

químicos y las burbujas de aire, debe ser en un tiempo determinado. Hay que mantener una espuma estable para poder concentrar el mineral deseado, esto se consigue mediante los espumantes. Para potenciar las diferentes propiedades superficiales presentes en las distintas especies mineralógicas y para mejorar la eficacia de los colectores se utilizan los acondicionadores o reguladores que comprenden: activadores, reguladores de pH, depresores, etc. (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000)

En la tabla 1.1. se explican los diferentes métodos de concentración que varían de acuerdo a las propiedades que se emplean para separar el mineral, así como los equipos que generalmente se operan.

**Tabla 1.1.** Métodos de concentración mineral y diversos equipos empleados.

<b>Método</b>	<b>Propiedades que se Emplean para Separar</b>	<b>Equipos</b>
Concentración Gravitacional	Diferencia de velocidad de sedimentación de los minerales.	Sedimentador, Hidrociclón, Jig, Canalón Canaletas, Mesa Vibratoria, Espiral, Conos de Separación Centrífugas, entre otros.
Concentración Magnética	Susceptibilidad magnética (atracción o no frente a un imán).	Separador magnético de tambor, rodillos magnéticos, separador magnético tipo "carrusel", etc.
Concentración Eléctrica	Conductividad eléctrica.	Separador eléctrico de alta intensidad.
Flotación Espumante	Hidrofobicidad y/o hidrofiliidad del mineral.	Celdas de flotación y columnas de flotación.
Floculación Selectiva	Adsorción específica de un polímero y formación de flóculo.	Sedimentador.
Coagulación Selectiva	Adsorción específica de iones inorgánicos y formación de un coágulo.	Sedimentador.

**Fuente:** (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008).

### 1.5.5. Proceso de flotación selectiva

A la flotación selectiva se la puede definir como un proceso físico-químico por medio del cual se produce la separación del mineral de interés económico del resto de especies mineralógicas. Luego de pasar por el proceso de molienda, el material se acondiciona agua para posteriormente adicionar los adecuados reactivos químicos, formando una pulpa que alimenta la celda de flotación. Desde la parte inferior de la celda se inyecta burbujas de aire, lo que provoca que la pulpa se mantenga en continua agitación, lo que permite que todas las partículas minerales mantengan un adecuado contacto entre los reactivos, el aire y el agua. (Portal Minero, 2006)

Según el Portal Minero S.A. (2006), en la etapa de molienda es importante incorporar los reactivos, para de esta manera aumentar el tiempo de residencia lo que resultara en una pulpa más homogénea. Dichos reactivos tienen diferente naturaleza y cumplen diferentes funciones, a saber:

- **Reactivos Espumantes:** Su objetivo es producir gran cantidad de burbujas resistentes.
- **Reactivos Colectores:** La acción de este reactivo es impregnar a las partículas de sulfuros metálicos a recuperar con las cualidades necesarias para que pierdan afinidad con el agua y se adieran a las burbujas de aire, promoviendo las características hidrofóbicas de las partículas.
- **Reactivos Depresantes:** Su acción es inducir a la partícula con una propiedad diferente que con los reactivos colectores, para de esta manera evitar la concentración de especies minerales no deseadas.
- **Modificadores de pH:** Su objetivo es la estabilización de la alcalinidad o acidez de la pulpa en valores de pH previamente establecidos, como resultado se obtendra un ambiente adecuado para desarrollar con éxito el proceso de flotación.

Según (Contreras, 2018) refiere que los principios fundamentales que influyen en el proceso de flotación son los siguientes:

- Hidrofobicidad, es la propiedad que les permite a la partículas minerales adherirse a las burbujas de aire.

- El establecimiento de una espuma estable en la parte superior de la celda de flotación permite conservar las partículas hidrofóbicas sobre la pulpa.

La flotación considera la representación de tres fases: gaseosa, sólida y líquida. En la fase gaseosa se inyecta el aire en la pulpa de forma neumática o mecánica para generar burbujas de aire, sobre las cuales se adhieren las partículas sólidas. La fase sólida representan los elementos a separar y la fase líquida es el medio donde se desarrolla la separación. (Portal Minero, 2006)

#### **1.5.6. Minerales hidrofílicos**

Son aquellos que tienen afinidad por el agua, generalmente están constituidos por: silicatos, carbonatos, sulfatos y otros, en la mayoría de los casos representan minerales estériles o ganga. (Bravo, 2004)

#### **1.5.7. Minerales hidrofóbicos**

Los minerales hidrofóbicos son aquellos minerales que no tienen afinidad con el agua o son poco mojables. Dentro de este grupo tenemos las especies mineralógicas tales como el grafito, el carbón bituminoso, talco y otros. Además, se destaca que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, es decir tienen afinidad con las burbujas de aire. (Bravo, 2004)

La propiedad hidrofóbica establece la flotabilidad natural de un determinado mineral y se relaciona directamente con su polaridad. De esta manera podemos expresar que los minerales apolares, así como los compuestos químicos apolares, por lo general son isométricos en su estructura, son químicamente inactivos además de ser hidrófobos, ya que no reaccionan con las moléculas de agua. (Conejeros, 2003)

#### **1.5.8. Hidrofobicidad**

Varios minerales tienen propiedades hidrófobas por naturaleza, pero en el proceso de flotación la mayoría de minerales se les debe inducir a un estado de hidrofobicidad mediante el aditamento de reactivos que provocan la modificación de la tensión superficial en la interfase sólido-líquido, lo que permite la adsorción abierta de burbujas de aire con las partículas minerales hidrófobas, provocando que el sistema partícula-burbuja ascienda totalmente, formando una espuma estable en la superficie

de la celda, permitiendo por rebalse el abandono del sistema formando una corriente enriquecida. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

La hidrofobicidad implica inducir la flotabilidad en un sistema; esto quiere decir, que este fenómeno actúa en mayor proporción en los minerales con un ángulo de contacto mayor que cero. Es importante considerar que la hidrofobización se mide a través del ángulo de contacto; ya que si el ángulo de contacto entre el sólido y la burbuja de aire es de  $90^\circ$ , flotaría. De lo contrario formando ángulos bajos como por ejemplo, de  $20^\circ$  puede flotar a largo plazo o no, ya que la flotación es un proceso dinámico y la operación termodinámica podría no ocurrir. Se considera entonces que la flotación selectiva es una probabilidad y aumenta mientras el ángulo de contacto sea mayor. (Contreras, 2018)

El pilar de la flotación selectiva es la diferencia de la humectabilidad de diversos minerales. Existen los minerales que son humectables (hidrofílicos) a diferencia de los que repelen el agua (hidrofóbicos). Las partículas minerales pueden tener hidrofobicidad natural o pueden ser inducidas su hidrofobicidad mediante tratamientos químicos. Los hidrocarburos y los sólidos no polares se incluyen dentro de los minerales con hidrofobicidad natural. Los reactivos químicos que se aplican a la partícula mineral para provocar su hidrofocidad son básicamente métodos para recubrir selectivamente la superficie de una partícula con una monocapa de aceite no polar. (Contreras, 2018)

El ángulo de contacto es una de los diversos mecanismos físico-químicos que determinan la mojabilidad de la superficie de un sólido. Este ángulo se forma en la superficie plana de la partícula mineral y es tangente a la burbuja de aire en el punto de contacto. Su utilidad consiste en que de acuerdo a la medida del ángulo se puede determinar si el mineral es hidrofílico o hidrofóbico. Para abordar este tema se necesita conocer la definición de tensión superficial que se define como la fuerza que actúa tangencialmente al margen de una superficie líquida ocasionando una cohesión entre las moléculas de agua. (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000)

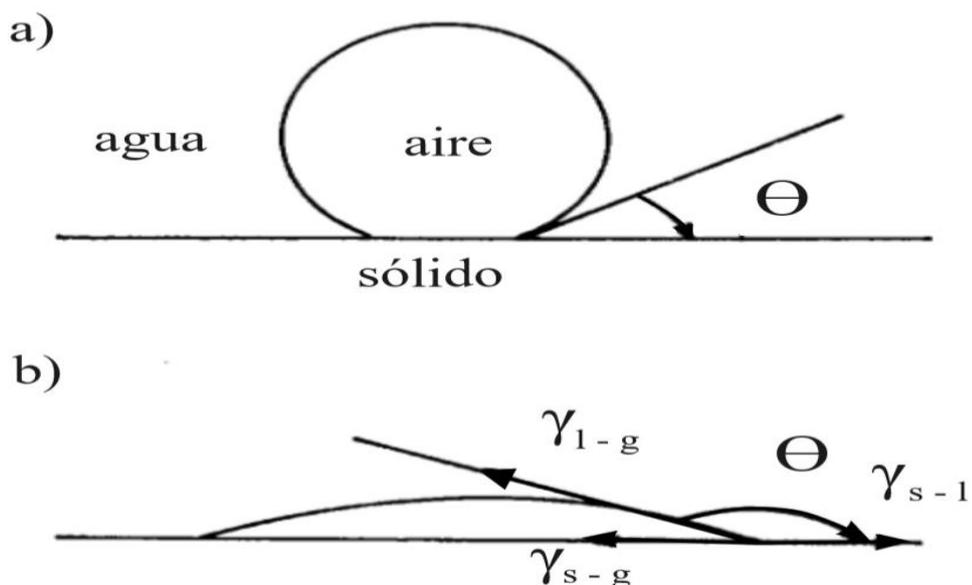
### **1.5.9. Ángulo de contacto y la ecuación de Young**

Thomas Young en el año de 1805, estipuló sobre el ángulo de contacto de una gota de agua situada sobre un sólido con superficie plana, en un medio con equilibrio mecánico

con sus respectivas tensiones interfaciales sólido/gas, líquido/gas y sólido/líquido. Afirmando que el ángulo se forma en el plano tangente a la interfase líquido/gas y en contacto con el plano de las interfases sólida en contacto trifásico aire-líquido-sólido. Posteriormente determinó que si un sólido es mojado completamente, su ángulo de contacto será igual a cero; mientras que, si  $\Theta > 0$  sugiere una mojabilidad parcial e indica que a mayor ángulo  $\Theta$ , el grado de hidrofobicidad aumentará. (Conejeros, 2003)

La ecuación de Young, como se observa en la figura 1.3., tiene como producto  $\gamma_{l-g}$   $\cos \Theta$ , que se conoce como tensión de adhesión, la misma se define como una forma de medir la fuerza que se necesita para considerar un sólido hidrófobo. Dicha ecuación puede aplicarse tanto a una burbuja de aire sobre la superficie plana de un sólido dentro de un escenario acuoso; así como para una gota de líquido bajo iguales condiciones. Es importante destacar que el control del ángulo de contacto, es sólo viable en un estado de equilibrio de fases, a razón de que el proceso de flotación implica un estado dinámico que no está en equilibrio; no se podrían predecir positivamente los resultados del proceso de flotación salvo que se modifiquen variables como el pH, colectores y la temperatura. (Linares, 2010)

$$\gamma_{s-g} - \gamma_{s-l} = \gamma_{l-g} \cos \Theta$$



**Figura 1.3.** Ángulo de contacto de una burbuja de aire con un sólido figurando la ecuación de Young.

**Fuente:** (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000).

Una burbuja de aire se representa de forma redondeada antes de su colisión con una partícula. Al momento de ocurrir el impacto, la burbuja se deforma, apropiando condiciones, donde el ángulo de contacto es  $\Theta$  y las tensiones interfaciales son: sólido-gas ( $\gamma_{s-g}$ ), sólido-líquido ( $\gamma_{s-l}$ ) y líquido-gas ( $\gamma_{l-g}$ ). En la Figura 1.3, se observa la ecuación de Young reflejando un equilibrio de fuerzas.

En donde:  $\gamma_{l-g}$  es una constante igual a  $0,072 \text{ N}\cdot\text{m}^{-1}$  considerada para el agua. En iguales escenarios, cuando  $\gamma_{s-g} > \gamma_{s-l}$ , el ángulo de contacto será menor que  $90^\circ$ , por lo que el agua cubre al sólido, impidiendo el contacto sólido-aire (Figura 1.3. a). Mientras  $\gamma_{s-g} < \gamma_{s-l}$  la burbuja de aire adsorberá en gran medida al sólido cuanto mayor sea el ángulo  $\Theta$  (Figura 1.3. b). Si la partícula tiene el tamaño adecuado, flotará en la burbuja de aire con predilección a vincularse en la espuma estable. (Sancho, Verdeja, & Ballester, 2000)

El comportamiento de la superficie de un mineral en dependencia de los reactivos en la pulpa, también se sujeta a la dinámica de la superficie. La flotación selectiva será mas favorable a medida que la adherencia de las partículas a las burbujas de aire sea mayor en comparación al contacto entre el líquido y las partículas. La hidrofobicidad de las partículas de interés se determinan mediante el ángulo formado  $\Theta$  (figura 1.3). La manera de determinar el balance dinámico en las interfaces es mediante la tensión superficial ( $\gamma$ ) y el equilibrio de fuerzas en la ecuación de Young. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

Es importante considerar que el ángulo  $\Theta$  se puede aumentar con el uso de colectores, estos reactivos químicos forman una capa hidrófoba alrededor de las partículas, ya que estas sustancias tienen una parte no polar (hidrófoba) que tiene afinidad hacia las burbujas de aire en ascensión y otra polar (hidrófila), atraída por las partículas dispersas. Es importante destacar que el uso de espumantes forma una composición más estable de las burbujas de aire, aumentando su superficie específica y proporcionando mayor capacidad de adsorción. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

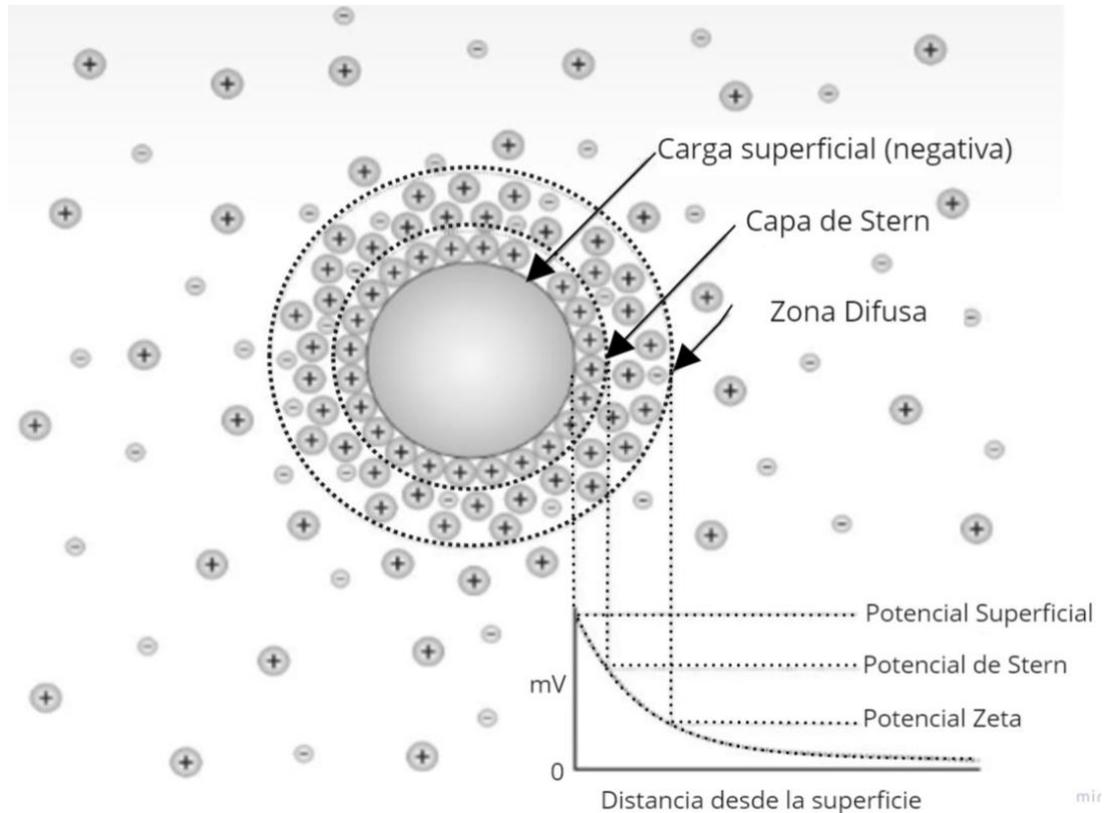
### **1.5.10. Teoría de la doble capa eléctrica**

La doble capa eléctrica por definición es un sistema en el que existe una separación de carga eléctrica interfacial, hay una capa de carga negativa y una capa de carga positiva. A consecuencia de la carga eléctrica superficial, la superficie del sólido obtiene un potencial en relación a la solución. Los iones que determinan el potencial son los que instituyen la carga superficial, estos comprenden: iones  $H^+$  y  $OH^-$ , iones que componen el sólido. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

Al entrar en contacto una partícula mineral en un medio líquido polar, las zonas interfaciales se ajustan al reciente ambiente de la pulpa, de esta manera el comportamiento se determina a través de las propiedades superficiales delimitada por las fases: líquida, sólida y gaseosa. Se puede destacar de las propiedades superficiales, la carga superficial y el potencial eléctrico, formados en la interfase sólido-líquido que genera una doble capa eléctrica, la misma que se encarga de balancear la carga eléctrica global del sistema. En definición la doble capa eléctrica es la carga eléctrica de las partículas presentes en la pulpa que atraen iones de diferente carga. (Linares, 2010)

La fase de hidratación de sólidos se desarrolla normalmente de forma dispersa. Por ejemplo, en una red cristalina de naturaleza iónica a consecuencia de la hidratación, los cationes se disolverán con mayor rapidez que los aniones; produciendo un desequilibrio eléctrico del sistema, ya que la superficie de los sólidos tendrán carga negativa. Para mantener en equilibrio el sistema sólido-líquido, la superficie con carga negativa debe detener la disolución de iones cargados positivamente y desde la pulpa serán atraídos los cationes. Este potencial no solo está constituido por los iones que se localizan cerca de la superficie sólida, sino también en la zona de difusión, que se encuentra a mayor profundidad de la pulpa. El tamaño de la zona de difusión depende de la concentración de la pulpa, mientras menor es la concentración mayor será el espesor de la zona. El potencial de la doble capa eléctrica tiene una relación directa con las propiedades hidrofílicas de los minerales. La doble capa de la superficie de un mineral que tiene un fuerte campo eléctrico, preferentemente atraerán los iones con alta constante dieléctrica (agua). Por otra parte, un débil campo eléctrico no tendrá afinidad con el agua favoreciendo las propiedades hidrófobas de los sólidos minerales. (Sutulov, 1963)

En el modelos de la doble capa eléctrica, la capa de Stern destaca la atracción que experimenta la partícula mineral con carga negativa, la cual induce a cierto número de iones positivos se disponga formando una capa rígida, la misma se ubica sitiando a la superficie mineral. (Contreras, 2018)



**Figura 1.4.** Esquema de la doble capa eléctrica.

**Fuente:** (Contreras, 2018).

### 1.5.11. Potencial zeta

Se conoce como la medida que indica el potencial que se necesita para poder irrumpir la capa de iones que se encuentran cubriendo la fracción mineral, con el propósito de desestabilizarla. El potencial zeta se considera como el potencial electrostático que existe entre las capas que se ubican alrededor de la partícula. En el modelo de la doble capa eléctrica, se presenta como potencial zeta, al límite donde se unen la zona difusa y la capa de Stern. En la práctica se maneja el potencial zeta como medida para controlar la pulpa, ya que indica los cambios de potencial en la superficie, como también las fuerzas de repulsión existentes entre las partículas. (Contreras, 2018)

El equipo que consta para la determinación del potencial z es el zetametro, que incluye una unidad de control, un dispositivo de iluminación, una celdilla electroforética y un microscopio binocular para el análisis de las partículas. A través de un micrómetro y un cronómetro se registra la velocidad a la que se desplazan las partículas al ser sujetas a un campo eléctrico. Se realiza una primera prueba con la pulpa inicial y luego con dosis fijas de reactivos. Dependiendo de la temperatura y velocidad, se obtiene de acuerdo a las respectivas tablas el potencial z expresado en milivoltios(mV). (Augusto Leguía , 2018)

El momento en que el sólido se empieza a agitar en la pulpa, los iones que conforman la doble capa eléctrica quedan agrupados en la superficie, mientras que los iones que se encuentran en la zona difusa permanecen inmóviles o se mueven en diferentes direcciones. El potencial que se presenta entre las superficies se denomina potencial electrocinético o potencial zeta. El principio de determinación del potencial zeta depende de la velocidad del movimiento relativo entre la zona difusa y el sólido. Y se calcula con la siguiente fórmula: (Sutulov, 1963)

$$\delta = \frac{4 \eta V}{DE} \quad (\text{Sutulov, 1963}) \quad (1)$$

Dónde:

$\delta$  = Potencial Zeta.

D = Constante dieléctrica del líquido.

$\eta$  = La viscosidad.

V = La velocidad de movimiento del sólido.

E = La intensidad del campo eléctrico.

La unidad expresada en la intensidad del campo eléctrico es voltio por centímetro, en la velocidad de movimiento del sólido es micrones por segundo, considerando  $D=80$  y  $\eta=0.01$  para  $20^{\circ}\text{C}$  y  $\delta$  se expresa en milivoltios. (Sutulov, 1963)

### **1.5.12. Fenómeno de adsorción**

En el proceso de flotación, la interfase líquido-gas desempeña un rol importante en el fenómeno de adsorción, cuando el líquido se encuentra en solución. En la pulpa las partículas minerales se hallan en concentraciones diferenciadas tanto en el líquido como en su interfase gaseosa, esta variación de concentración se llama adsorción. Se

diferencian dos tipos de adsorción: 1) adsorción química, y 2) adsorción física. En el caso número uno, las partículas adsorbidas modifican sus propiedades químicas y establecen nuevos compuestos en la superficie, también se destaca por el intercambio de iones. En el caso número dos, se presentan como la adsorción de partículas minerales sin sufrir alteración química. El físico Willard Gibbs estudio el fenómeno de la adsorción y dedujo la siguiente fórmula: (Sutulov, 1963)

$$A = -\frac{c}{RT} \left( \frac{dS}{dc} \right) \quad (2)$$

Dónde:

A = La cantidad del compuesto adsorbido.

C = La concentración en la pulpa.

R = Constante de gas

T = Constante de temperatura absoluta.

$\frac{dS}{dc}$  = La variación de la tensión superficial con respecto a la concentración.

La adsorción de una superficial mineral bajo la interacción del colector, depende de diversos factores, los más destacados son: la composición química superficial del mineral y su carga eléctrica superficial, los reactivos químicos en solución en la pulpa, además de los tensoactivos y solventes. (Suca, 2017)

**Tabla 1.2.** Propiedades de la Adsorción Física y Química.

<b>Adsorción Física</b>	<b>Adsorción Química</b>
Fuerza de Van der Waals	Fuerzas de unión específicas
$\Delta H_{ads} < 10$ (Kcal / mol)	$\Delta H_{ads} > 20$ (Kcal / mol)
Especificidad baja	Alta Especificidad
Energía de activación baja	Alta energía de activación
Adsorción en multicapas	Adsorción en monocapa
Desorción fácil (reversible)	Desorción difícil (irreversible)

**Fuente:** (Sutulov, 1963).

### 1.5.13. Índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos son un conjunto de técnicas que evalúan los métodos de concentración de minerales particulados, los mismo son números adimensionales que garantizan la calidad de la separación realizada en una o varias fases de la concentración, además de proveer datos relevantes para el escalamiento de la planta

de concentración y/o equipos técnicos. En la determinación mediante cálculos de los índices metalúrgicos es necesario contrastar los datos obtenidos con un balance de masas, caso contrario, se pueden generar resultados numéricos absurdos o incoherentes que alteren el análisis de los circuitos de flotación. En el sistema de flotación debe darse el balance de acuerdo con el mineral de interés tanto en la cabeza, concentrado y relave. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

Por lo tanto:

$$A = C + T \quad (\text{Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008}) \quad (3)$$

Dónde:

A (Cabeza) = Material mineralizado que proviene de la mina que alimenta a la planta de tratamiento, contiene elementos de interés económico.

C (Concentrado) = Producto final con alto valor económico, obtenido luego de haber pasado por su respectivo proceso de concentración.

T (Relave) = Es el material carente de valor económico, denominado también como colas.

Replanteando la formula en términos de la relación que existe entre la cantidad másica de mineral de interés respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena, se tiene que:

$$A * ta = C * tc + T * tt \quad (\text{Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008}) \quad (4)$$

Donde:

A = Masa de alimentación expresada en g.

ta = Tenor de concentrado en el alimento.

C = Masa del concentrado de interés en g.

tc = Tenor del concentrado.

T = Masa de relaves en g.

tt= Tenor de concentrado en relave.

Los índices metalúrgicos se pueden clasificar en dos diferentes tipos: índices que refieren la capacidad del sistema del concentrado e índices que refieren la calidad de la concentración.

### 1.5.13.1. Índices que refieren la calidad

Aportan información necesaria para entender la calidad del producto concentrado, de esta manera se obtiene indicativos para un manejo eficiente, dependiendo de la etapa del proceso de concentración:

- **Recuperación (R)**

Relaciona el peso de mineral de interés que hay en el concentrado entre el peso de mineral útil que hay en la alimentación del sistema, dándonos una idea del porcentaje recuperado de la corriente del concentrado. Se expresa en la siguiente formula:

$$R = \frac{C*tc}{A*ta} \text{ (Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008)} \quad (5)$$

- **Razón de enriquecimiento (RE)**

Este índice se define como la relación existente entre el tenor del mineral valioso en el concentrado con relación al mineral valioso en la alimentación, se debe considerar que mientras mayor sea el resultado con respecto a la unidad, mejor será la concentración, entonces:

$$RE = \frac{tc}{ta} \text{ (Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008)} \quad (6)$$

Dónde:

RE = Razón de enriquecimiento.

tc = Tenor del concentrado.

ta = Tenor de concentrado en el alimento.

- **Índice de selectividad (I.S.)**

Este índice se basa en la comparación de calidad de separación de dos especies (X) y (Z) que se desean separar de la mena polimetálica. Se precisa matemáticamente con la siguiente ecuación:

$$I.S. = \frac{ta(X)*tt(Z)}{ta(Z)*tt(X)} \text{ (Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008)} \quad (7)$$

Dónde:

ta (X) = Tenor del componente (X) en la alimentación.

ta (Z) = Tenor del componente (Z) en la alimentación.

tt (Z) = Tenor del componente (Z) en el relave.

tt (X) = Tenor del componente (X) en el relave.

### 1.5.13.2. Índices que refieren la capacidad del sistema

Son necesarios para relacionar la capacidad de escalamiento en los equipos de producción, entre ellos se encuentran:

- **Razón de concentración (RC)**

Se precisa como la razón entre el flujo de masa de sólidos en la alimentación F con relación al flujo de sólidos en el concentrado C. Este índice aporta con información de capacidad y permite estimar, por ejemplo, la cantidad de alimento en toneladas para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{A}{C} \quad (\text{Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008}) \quad (8)$$

Donde:

RC = Razón de concentración.

A = Flujo másico de sólidos en la alimentación.

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado.

- **Rendimiento de concentración (V)**

Formula la razón entre el flujo másico en el concentrado en relación con el flujo másico de sólidos en la alimentación. Al ser una formula inversa a la razón de concentración indican la misma información de capacidad.

$$V = \frac{C}{A} \quad (\text{Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008}) \quad (9)$$

Dónde:

V = Rendimiento de concentración.

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado.

A = Flujo másico de sólidos en la alimentación.

- **Eficiencia de separación (E)**

Este índice expresa la relación entre la diferencia de recuperación y del rendimiento de concentración sobre la unidad menos el rendimiento ideal, se detalla en la siguiente formula:

$$E = \frac{R-V}{1-V_{ideal}} \quad (\text{Bustamante, Gaviria, \& Restrepo, 2008}) \quad (10)$$

Dónde:

E = Eficiencia de separación.

R = Recuperación.

V = Rendimiento de la concentración.

Videal = Rendimiento ideal de la concentración.

#### 1.5.14. Índices metalúrgicos ideales

Para alcanzar los índices metalúrgicos ideales es necesario que se cumplan dos condiciones fundamentales en el proceso de concentración de minerales; uno, que no debe encontrarse material estéril en el concentrado ( $t_a=1.0$ ) y dos, que el tenor de mineral útil en las colas debe ser cero ( $t_t=0$ ).

**Tabla 1.3.** Índices ideales de concentración mineral.

Índice Metalúrgico	Expresión del Índice Idealmente	Índices en Términos de tenores
Recuperación ( $R$ )	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \left( \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right) \frac{t_c}{t_a}$
Razón de Enriquecimiento ( $R_E$ )	$R_{EIDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad ( $I.S.$ )	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S. = \frac{t_a(A) * t_b(B)}{t_b(A) * t_a(B)}$
Razón de Concentración ( $RC$ )	$RC_{IDEAL} = 1/t_a$	$RC = \frac{t_c - t_t}{t_a - t_t}$
Rendimiento ( $V$ )	$V = t_a$	$V = \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t}$
Eficiencia de Separación ( $E$ )	$E = 1.0$	$E = \frac{(t_a - t_t)(t_c - t_a)}{t_a(t_c - t_t)(1 - t_a)}$

**Fuente:** (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008).

### **1.5.15. Reactivos de flotación**

La mayoría de los minerales no poseen afinidad por el agua, entonces se debe inducir a la hidrofobicidad mediante reactivos. Los reactivos de flotación son de suma importancia ya que al ser suministrados al circuito desempeñan funciones específicas que hacen rentable la concentración del mineral valioso. Al momento de la flotación se deben utilizar determinados reactivos que se disponen dependiendo de varios factores, y se clasifican en: colectores, espumantes y modificadores, entre otros. (Cobos, 2018)

Es importante considerar la cantidad, variedad, secuencia y tiempo de relación entre los reactivos y pulpa al momento de alimentar de reactivos el sistema. Se debe incorporar los reactivos de acuerdo con el siguiente orden: adecuar el medio mediante un regulador de pH, inhibir la flotación de determinados minerales mediante depresantes, finalmente adicionar colectores y espumantes. Este orden puede tener modificaciones dependiendo del mineral a ser concentrado, entre otros factores. (Portal Minero, 2006)

Los reactivos se emplean en el proceso de flotación con el fin de cambiar las propiedades superficiales de las partículas minerales. Se pueden clasificar en: reguladores, espumantes y colectores. Al momento de seleccionar los reactivos de flotación es necesario considerar el comportamiento superficial de las partículas minerales implicadas al momento de encontrarse en suspensión, con base en las curvas de potencial Z, las mismas que indican el comportamiento de la carga superficial en diversas condiciones de pH. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

En el laboratorio metalúrgico se determina a base experimental la adición de los reactivos en función de las características mineralógicas de la mena y a su vez se determina la solubilidad del reactivo en el agua, es decir, el tiempo necesario para absorberse en el mineral de interés. (Tinco, 2018)

### **1.5.16. Colectores**

Los colectores consisten en compuestos heteropolares que son adsorbidos por el sólido en la interfase sólido/líquido, de esta manera modifican la superficie polar o hidrofílica hacia una hidrofóbica, se pueden enumerar diferentes tipos de colectores, tales como: xantatos, ácidos grasos, tiocompuestos, sales alfil fosfatos, etc. (Portal Minero, 2006)

Los componentes de los colectores son heterogéneos, incluyen una cadena hidrocarbonada conectada a un grupo inorgánico activo. Es decir, la cadena hidrocarbonada con naturaleza no iónica suministra hidrofobicidad a la superficie de la partícula mineral una vez sea adsorbido el colector, mientras que el grupo orgánico es la fracción del colector que se adsorbe sobre la superficie de la partícula. Debido a la atracción física, química o eléctrica que existe entre las zonas superficiales y las partes polares, los colectores se adsorben sobre la superficie mineral ubicando su extremo apolar hacia la pulpa, implicando hidrofobicidad a las partículas minerales.

Los colectores se pueden clasificar de acuerdo con las propiedades de su parte polar, tales como: catiónica, aniónica o neutra. La adsorción de un mineral con respecto a un colector depende de algunos factores, como son: la carga superficial, los surfactantes y la composición química superficial del mineral. Los tiocolectores (tio = sulfuro) destacados en la flotación de sulfuros son esencialmente aniónicos, entre los más destacados tenemos: los xantatos, los ditiofosfatos, tionocarbamatos, mercaptanos, entre otros. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

#### **1.5.17. Espumantes**

La espuma es el medio en el cual se adhieren las partículas hidrofóbicas. Un alto porcentaje de espuma, adicional a un flujo constante de aire en la celda, influyen en el tiempo de retención de las partículas minerales en la espuma. Se deben considerar algunos criterios al momento del uso del espumante, como son: estabilizar la espuma, optimizar la cinética de interacción partícula-burbuja, disminuir la tensión superficial del agua, minimizar el fenómeno de unión de más de dos burbujas. (Cobos, 2018)

En el proceso de flotación se emplean glicoles, alcoholes y aldehídos, que favorecen a la generación de una burbuja de tamaño consistente y a su vez alteran la tensión superficial, estos efectos favorecen al aumento de la cantidad de área dentro de las burbujas. Al adicionar cantidades bajas del espumante se producirán burbujas con aspecto acuoso, mientras que el exceso de espumante poseerá características de alta efervescencia. (Portal Minero, 2006)

#### **1.5.18. Reguladores o modificadores**

El regulador de pH desempeña la función de estabilizar la pulpa en valores de pH que oscilen entre los 0 – 14 todo esto en función del medio de trabajo, ya sea este un

medio básico o ácido. Entre los reguladores más populares encontramos la cal (CaO), ácido clorhídrico y sulfúrico. (Contreras, 2018)

En el proceso de flotación frecuentemente los colectores no se adhieren efectivamente a la partícula mineral de interés. Los reguladores o modificadores son utilizados para transformar la ejecución del colector, ya sea reduciendo o intensificando la hidrofobicidad del mineral, favoreciendo de esta manera la acción del colector. Los reguladores se pueden componer en activadores, depresantes o modificadores de pH. (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

#### **1.5.19. Granulometría**

En la concentración de minerales por flotación, la granulometría es un componente significativo, puesto que influye directamente en la recuperación del mineral, por esta razón es importante no excederse en la molienda del mineral. En la práctica se ha demostrado que la eficacia de la flotación en celdas decrece cuando la dimensión de la partícula mineral es menor a 30  $\mu\text{m}$  (malla N° 400) y en el caso opuesto cuando el tamaño de partícula es mayor a 75  $\mu\text{m}$  (malla N° 200). (Cobos, 2018)

## **CAPÍTULO 2**

### **CARACTERIZACIÓN PRE-FLOTACIÓN DE LA MENA**

#### **2.1. Tratamientos y pretratamientos**

Es preciso señalar que el proceso de conminución se realizó en la mina Cristian David. Para maximizar la recuperación de partículas minerales estas deben estar reducidas al máximo, por lo menos hasta pasar el tamaño de malla número 200. Los tratamientos y pretratamientos que se efectuaron en la muestra fueron: tamizar el material hasta obtener un peso significativo, en este caso se estimó una cantidad de 371 gramos.

##### **2.1.1. Minerales contenidos en la mena**

Para identificar las características del mineral, se ejecutó un estudio de la mena polimetálica a ser tratada, detallando las cantidades de cada mineral, para posteriormente aplicar un proceso eficiente. Este resultado se obtuvo por difracción de rayos X, el cual fue realizado en el laboratorio del Instituto de Minerales CIMEX de la Universidad Nacional de Colombia.

La determinación de estos parámetros es de suma importancia, ya que mediante los mismos se determinaron los componentes de la mena, así también los parámetros y variables necesarias para una correcta flotación selectiva. La aplicación de reactivos se realizó de acuerdo con el porcentaje de minerales de interés minero.

La mena que se utilizó en este trabajo de tesis proviene de la mina “Cristian David”, ubicada en la comunidad Huizho, perteneciente a la parroquia Casacay, del cantón Pasaje. El estudio químico mineralógico se realizó en la Universidad Nacional de Colombia, donde su contenido mineral se detalla en la tabla 2.1.

**Tabla 2.1.** Resultado análisis de difracción de rayos x de la muestra.

Nombre componente	Formula química	Concentración (%)
Cuarzo	SiO	30,3
Illita	KAlSiO	22,8
Dolomita	CaMgCO	13,7
Moscovita	KAlSiO	29,6
Franklinita	FeZnO	1,7
Pirita	FeS	1,4
Arsenopirita	FeSAs	0,5

**Fuente:** Instituto de minerales (CIMEX), Universidad Nacional de Colombia.

### 2.1.2. Cuarteo de la muestra

El cuarteo de mineral es un proceso necesario para obtener de la muestra proporciones representativas, para generar mayor confianza en los resultados al momento de realizar los estudios de laboratorio. El cuarteo del material se realizó antes de la caracterización del mineral y también para cada ensayo de la flotación. Se efectuó de la siguiente manera: se homogenizó el material molido de una manera uniforme. Posteriormente se extendió toda la mena en el piso para dividirla en cuatro partes iguales y se seleccionaron dos pequeñas muestras representativas, esto se repitió hasta obtener una muestra distintiva necesaria para los estudios pertinentes.



**Figura 2.1.** Cuarteo del mineral.

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.1.3. Densidad de la muestra

La densidad media para una adecuada concentración varía entre un 20% y 30% de sólidos. Una alta viscosidad de la pulpa puede imposibilitar la dispersión del aire impidiendo la generación de burbujas en el medio. (Cobos, 2018)

Para calcular la densidad del material fue necesario determinar la densidad del sólido de la muestra que se flotó, con la ayuda de agua, sólido y una probeta. Se colocó 160 ml. de agua en la probeta, posteriormente se agregó la muestra con una masa de 100 gramos, sumergiendo el material dentro de la probeta con agua. El material reposó en el agua durante 24 horas, hasta que sedimentó. Una vez sedimentado el material, se anotó la diferencia entre el volumen de agua y el volumen con el sólido sumergido. Para calcular la densidad se dividió la medida de la masa inicial entre el volumen diferenciado. De esta manera se determinó que la densidad del material fue de  $2,77 \frac{gr}{cm^3}$ .



**Figura 2.2.** Cálculo de densidad del material mediante el principio de Arquímedes.

**Fuente:** Elaboración propia.

## 2.2. Parámetros químicos

Uno de los parámetros necesarios para desarrollar el experimento de flotación selectiva fue el uso de los reactivos químicos, en relación con el tiempo y la cantidad. Las pruebas experimentales se realizaron en el laboratorio de la Universidad del Azuay, a

continuación, se describen los diferentes reactivos empleados, tomando en cuenta las especies mineralógicas presentes en la muestra.

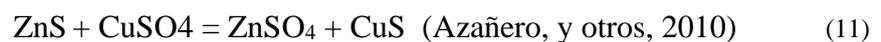
### **2.2.1. Colector xantato amílico de potasio z-6**

Al momento de seleccionar el colector se debe considerar la tipología de minerales que se presenta en la mena, así mismo conocer la ganga con la que se halla. Además, el colector XAP Z-6 aumenta la hidrofobicidad del mineral a recuperar. (Chica & Salinas, 2017)

Se usa principalmente en la flotación de minerales de sulfuros de zinc, hierro, cobre, también se emplea en la concentración de arsenopirita. Es un reactivo químico de acción rápida, soluble en agua, se recomienda agregarlo una vez el pH este ajustado, a consecuencia de su descomposición en medios ácidos. Mantiene una propiedad no espumante. (Chica & Salinas, 2017)

### **2.2.2. Sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)**

En la mena polimetálica conformada por una gran cantidad de sulfuros es preciso activar los minerales de interés de manera selectiva, mejorando la acción colectora mediante el sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) ya que su uso favorece la activación de la superficie mineral de sulfuros de hierro y zinc. La esfalerita no adsorbe xantatos de cadena corta, la activación consiste en que es recubierta por iones de cobre, siendo adsorbido con mayor facilidad por el xantato amílico de potasio. (Cobos, 2018)



### **2.2.3. Cal**

La regulación del pH es un factor importante en la flotación selectiva de minerales sulfurosos tales como esfalerita. La adición de colectores y espumantes se realiza después de modificar el pH. (Cobos, 2018) Es necesario precisar que la cal también se aplica como depresante natural de la pirita.

### **2.2.4. Espumante ER-370**

Se utiliza a razón de aumentar la selectividad de sulfuros de Cu, Pb, Fe y Zn. Es necesario solamente la adición de gotas, ya que adicionar una excesiva cantidad de espumante al sistema produciría un exceso de burbujas que impulsarían mineral no valioso como ganga. (Chica & Salinas, 2017)

### 2.2.5. Agente sulfurizante

Para flotar minerales oxidados, es necesaria la sulfurización de su superficie mineral; de esta manera el colector puede emplearse satisfactoriamente. El objetivo de la sulfurización es convertir la superficie de los óxidos de zinc en sulfuros de zinc, dando como resultado una superficie hidrófoba. Es necesario realizar el proceso de sulfurización en un medio alcalino.

### 2.2.6. Cálculo de dosificación de los reactivos químicos

Para la flotación selectiva de los minerales de interés se emplearon diferentes reactivos químicos, la cantidad exacta a emplear se calculó en base a la dosificación, a continuación, se detallarán los cálculos de la dosificación de cada reactivo empleado:

#### 2.2.6.1. Dosificación de los reactivos químicos del experimento 1

**Cal:** Para adecuar el pH inicial se adicionó 1,5 gramos de cal que modificó el rango de pH a 11.

**Activante:** Para activar la esfalerita presente en la muestra se adicionó sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ). Se disolvió 3 gramos de sulfato de cobre en 30 mililitros de agua, es decir una solución al 10% por peso de reactivo. Según (Portal Minero, 2006) la dosificación de sulfato de cobre es de 5-150 g/tn, para el experimento se utilizó el valor de 90 g/tn, bajo la siguiente relación se procedió a calcular el número exacto de gotas:

$$\begin{array}{l} 90 \text{ gramos} \text{ ----- } 1\text{tn}=1.000 \text{ kg} \\ X \text{ ----- } 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{90 \text{ gr}}{1.000\text{kg}} * 0.371 \text{ kg} \quad (12)$$

$$X = 0,033 \text{ gramos}$$

De acuerdo con la solución del reactivo al 10%, se relaciona el reactivo en mililitros:

$$3 \text{ gramos} \text{ ----- } 30 \text{ mililitros}$$

$$0,033 \text{ gramos} \text{ ----- } X = 0,33 \text{ mililitros}$$

El rotulado del reactivo especifica lo siguiente:

$$\begin{array}{l} 1\text{ml} \text{ ----- } 36 \text{ gotas} \\ 0,33 \text{ ml} \text{ ----- } X = 12 \text{ gotas} \end{array}$$

**Colector:** El colector se preparó en solución del 20%, es decir 10 gramos de colector en 50 ml de agua. Es necesario adicionar el colector una vez se encuentre acondicionado el pH de la pulpa a 11. Según (Portal Minero, 2006) la cantidad de la dosificación para la flotación selectiva de la esfalerita se recomienda a razón de 20 a 150 g/tn, para el experimento número 1 se ha resuelto usar 100 g/tn, el cálculo respectivo se detalla a continuación:

$$\begin{array}{l} 100 \text{ gramos} \text{-----} 1 \text{tn} = 1000 \text{ kg} \\ X \text{-----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{100 \text{ gramos}}{1000 \text{kg}} * 0,371 \text{ Kg} \quad (13)$$

$$X = 0,037 \text{ gramos.}$$

De acuerdo con la solución del 20%, se calcula la cantidad en mililitros:

$$\begin{array}{l} 10 \text{ gramos} \text{----} 50 \text{ ml} \\ 0,037 \text{ gramos} \text{-----} X = 0,18 \text{ ml de XAP Z-6} \end{array}$$

Según el rotulado del envase del reactivo que indica que 1ml de reactivo es igual a 35 gotas, se calculó el número de gotas necesarios para el experimento:

$$\begin{array}{l} 1 \text{ml} \text{----} 35 \text{ gotas} \\ 0,18 \text{ml} \text{-----} X = 6 \text{ gotas} \end{array}$$

**Espumante:** Según (Cuenca, 2018) para mayor efectividad del espumante es necesario adicionarlo luego de acondicionar el colector. Su dosificación esta entre 100 a 250 ml/tn, se utilizó una dosificación de 250 ml/tn para evitar la flotación de diferentes minerales sulfurosos. La cantidad adecuada de espumante ER-370 para el proceso de flotación se calcula mediante la siguiente operación:

$$\begin{array}{l} 250 \text{ ml} \text{-----} 1 \text{ tn} = 1.000 \text{kg} \\ X \text{-----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{250 \text{ ml}}{1.000 \text{kg}} * 0,371 \text{ Kg} \quad (14)$$

$$X = 0,092 \text{ ml}$$

La cantidad de espumante fue:

$$\begin{array}{l} 1 \text{ ml} \text{ ----- } 43 \text{ gotas} \\ 0,092 \text{ ml} \text{ ----- } X = 4 \text{ gotas} \end{array}$$

### 2.2.6.2. Dosificación de los reactivos químicos del experimento 2

- **Etapa1:**

**pH:** El agua usada para el proceso de flotación selectiva es del grifo, con pH de 7. No se adiciono cal, es decir se trabajó con un pH neutro para evitar la depresión de los sulfuros de hierro.

**Activante:** Para activar los sulfuros de hierro (pirita y arsenopirita) presentes en la muestra se adicionó sulfato de cobre (CuSo4). La solución fue del 10% por peso del reactivo, es decir, se disolvieron 3 gramos de sulfato de cobre en 30 mililitros de agua. Según (Portal Minero, 2006) la dosificación de sulfato de cobre es de 5-150 gr/tn, para el experimento se utilizó el valor de 50 gr/tn, bajo la siguiente relación se procedió a calcular el número exacto de gotas:

$$\begin{array}{l} 50 \text{ gramos} \text{ ----- } 1\text{tn}=1.000 \text{ kg} \\ X \text{ ----- } 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{50 \text{ gr}}{1.000\text{kg}} * 0,371 \text{ kg} \quad (15)$$

$$X = 0, 018 \text{ gramos}$$

El reactivo se preparó en solución al 10%, por lo tanto:

$$\begin{array}{l} 3 \text{ gramos} \text{ ----- } 30 \text{ ml} \\ 0,018 \text{ gramos} \text{ ----- } X = 0,18 \text{ ml} \end{array}$$

El rotulado especifica lo siguiente:

$$\begin{array}{l} 1\text{ml} \text{ ----- } 36 \text{ gotas} \\ 0,18\text{ml} \text{ ----- } X = 7 \text{ gotas} \end{array}$$

**Colector:** El colector empleado es el xantato amílico de potasio Z-6 en una solución del 20%, esto es, 10 gramos de XAP Z-6 sólido en 50 mililitros de agua. De acuerdo

con (Portal Minero, 2006) la cantidad recomendada para la dosificación del colector es a razón de 20 a 150 g/tn, se ha resuelto usar 100 g/tn:

$$\begin{array}{l} 100 \text{ gramos} \text{-----} 1 \text{tn} = 1.000 \text{ kg} \\ X \text{-----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{100 \text{ gr}}{1.000 \text{ kg}} * 0,371 \text{ Kg} \quad (16)$$

$$X = 0,037 \text{ gramos.}$$

En el experimento 1 se determinó la misma cantidad de reactivo que equivale a 6 gotas.

**Espumante:** Su dosificación del espumante ER-370 se fija de 100 a 250 ml/tn, igual que el experimento 1 en esta etapa se utilizó una dosificación de 250 ml/tn. Mediante la siguiente operación se determinó la cantidad exacta del reactivo:

$$\begin{array}{l} 250 \text{ mililitros} \text{-----} 1 \text{tn} = 1.000 \text{kg} \\ X \text{-----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{250 \text{ ml}}{1.000 \text{ kg}} * 0,371 \text{ Kg} \quad (17)$$

$$X = 0,092 \text{ ml}$$

La transformación de unidades ya se realizó en el experimento 1 dando un resultado de 4 gotas.

- **Etapa 2:**

**Cal:** Es necesario alcalinizar la pulpa, para aumentar la efectividad del agente sulfurizante. Se agregó 1,2 gramos de cal que modificó el rango de ph a 9.

**Sulfurizante:** Como agente sulfurizante se empleó diésel. La dosificación es 1.000 a 7.500 g/tn, para este experimento se dosificó a razón de 3.500 ml/tn:

$$\begin{array}{l} 3.500 \text{ mililitros} \text{-----} 1 \text{tn} = 1.000 \text{kg} \\ X \text{-----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{3.500 \text{ gr}}{1.000 \text{ kg}} * 0,371 \text{ Kg} \quad (18)$$

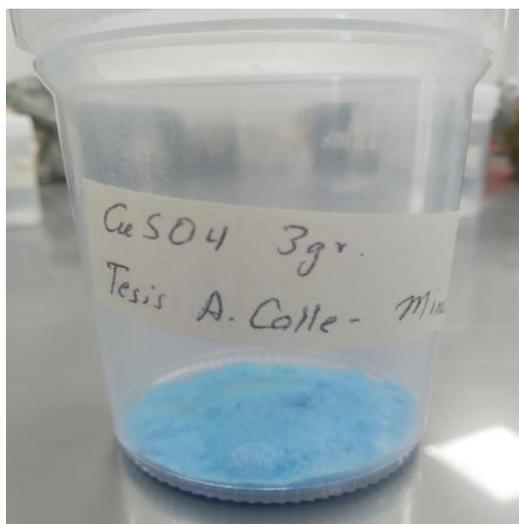
$$X = 1,3 \text{ ml}$$

**Activante:** El sulfato de cobre empleado en este experimento se solubilizo igual que los experimentos anteriores al 10%, esto es, 3 gramos de sulfato de cobre en 30 mililitros de agua. El rango de dosificación es de 5 a 150 ml/tn, para este experimento se utilizó el valor de 80 ml/tn, a continuación, se detalla los cálculos de dosificación:

$$\begin{array}{l} 90 \text{ gramos} \text{ ----- } 1\text{tn}=1000 \text{ kg} \\ X \text{ ----- } 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{90 \text{ gramos}}{1000\text{kg}} * 0.371 \text{ kg} \quad (19)$$

$$X = 0,033 \text{ gramos}$$



**Figura 2.3.** Activante químico denominado sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)

**Fuente:** Elaboración propia

**Colector:** El colector xantato amílico de potasio Z-6 fue solubilizado al 20%. Según (Portal Minero, 2006) la dosificación del XAP Z-6 es de 20 a 150 g/tn, se ha resuelto usar 100 g/tn:

$$\begin{array}{l} 100 \text{ gramos} \text{ ----- } 1\text{tn} = 1000 \text{ kg} \\ X \text{ ----- } 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{100 \text{ gramos}}{1000\text{kg}} * 0.371 \text{ Kg} \quad (20)$$

$$X = 0.037 \text{ gramos.}$$

En los experimentos anteriores se calculó la misma cantidad de colector dando un número de 6 gotas.

**Espumante:** El espumante ER-370 tiene una dosificación de 100 a 250 ml/tn, en esta etapa se utilizó una dosificación de 250 ml/tn. Mediante la siguiente operación se determinó la cantidad exacta del reactivo:

$$\begin{array}{r} 250 \text{ mililitros} \text{ -----} 1 \text{ tn} = 1000\text{kg} \\ X \text{ -----} 0,371 \text{ kg} \end{array}$$

$$X = \frac{250 \text{ ml}}{1000\text{kg}} * 0.371 \text{ Kg} \quad (21)$$

$$X = 0.092 \text{ ml}$$

La respectiva transformación de unidades se realizó en el experimento 1 dando como resultado 4 gotas.

### 2.3. Preparación de la pulpa

De la muestra obtenida de la mina, después de cumplir con el proceso de conminución, se tamizó hasta obtener partículas minerales pasante malla #200, equivalente a 75 micrones. Considerando que la celda empleada tiene la capacidad de un litro, y la densidad de la pulpa es de  $2,77 \text{ g/cm}^3$  se calculó la cantidad de material necesaria para cada experimento de flotación selectiva.

A través de la siguiente expresión matemática se puede entender la relación del sólido de la pulpa con el líquido. (Bouso, 1987)

A continuación, se procederá a relacionar las expresiones matemáticas:

$$Cw = \frac{Ps}{Pp} \quad (\text{Bouso, 1987}) \quad (22)$$

Dónde:

Cw = Porcentaje en peso.

$P_s$  = Peso del sólido.

$P_p$  = Peso de la pulpa.

Considerando las siguientes dos igualdades básicas:

$$1. P_p = P_s + P_l \quad (23)$$

$$2. V_p = V_s + V_l \quad (24)$$

Dónde:

$P_p$  = Peso de pulpa.

$P_s$  = Peso del sólido.

$P_l$  = Peso del líquido.

$V_p$  = Volumen de pulpa.

$V_s$  = Volumen de sólido.

$V_l$  = Volumen de líquido.

Continuamos con:

$$C_w = \frac{P_s}{P_s + P_l} \quad (25)$$

Por definición:

$$\gamma = \frac{P}{V} \quad (26)$$

Despejamos la variable peso (P):

$$P = V * \gamma \quad (27)$$

Dónde:

$\gamma$  = Densidad.

P = Peso.

V = Volumen.

Por lo tanto:

$$C_w = \frac{V_s \gamma_s}{V_s \gamma_s + V_l \gamma_l} \quad (28)$$

Para posteriormente reemplazar el volumen de líquido ( $V_l$ ), por la ecuación de la igualdad básica número 2., obteniendo:

$$Cw = \frac{Vs \gamma_s}{Vs \gamma_s + (Vp - Vs) \gamma_l} \quad (29)$$

Dónde:

$V_l$  = Volumen de líquido.

$V_s$  = Volumen de sólido.

$V_p$  = Volumen de pulpa.

$\gamma_s$  = Densidad sólido.

$\gamma_l$  = Densidad líquido.

Reemplazamos la fórmula con las consideraciones del experimento, conseguimos:

$$0,3 = \frac{Vs (2,77 \text{ g/cm}^3)}{Vs (2,77 \text{ g/cm}^3) + (1000 \text{ cm}^3 - Vs) * 1 \text{ g/cm}^3} \quad (30)$$

$$Vs = 133,98 \text{ cm}^3$$

Para calcular la masa de sólido a emplear en el experimento, se utilizó la fórmula donde la masa es igual a su volumen por densidad:

$$ms = Vs * \gamma_s \quad (31)$$

$$ms = 133,98 \text{ cc} * (2,77 \text{ gr/cm}^3)$$

$$ms = 371 \text{ gramos}$$



**Figura 2.4.** Peso de masa del material necesario para alimentar del sistema (0.371kg).

**Fuente:** Elaboración propia.

De igual manera se procedió a calcular el volumen del líquido a emplear:

$$V_t = V_l + V_s \quad (32)$$

Dónde:

$V_t$  = Volumen total.

$V_l$  = Volumen del líquido.

$V_s$  = Volumen del sólido.

Reemplazamos con los datos del experimento:

$$1000 \text{ cm}^3 = 133,98 \text{ cm}^3 + V_l \quad (33)$$

$$V_l = 866,02 \text{ cm}^3$$

Obtenemos la masa del líquido a utilizar:

$$m_l = V_l * \gamma_l \quad (34)$$

$$m_l = (866 \text{ cm}^3 * 1 \text{ gr/cm}^3)$$

$$m_l = 866 \text{ gr}$$

Se utilizará una masa de sólidos de 371 gramos, así mismo se adicionará la cantidad de 866 mililitros de agua por cada experimento.

## 2.4. Información acerca de los experimentos

La presente tesis describe dos experimentos, en el primer experimento se flotará selectivamente la especie mineral esfalerita (sulfuro de zinc), mientras que en el segundo experimento se concentró selectivamente óxido de zinc, denominado franklinita.

A continuación, se describen los parámetros a seguir de cada uno de los experimentos:

### 2.4.1. Experimento 1 - Concentración de Esfalerita

Los parámetros necesarios para la flotación selectiva de esfalerita (sulfuro de zinc) se resumen en la tabla 2.2.

**Tabla 2.2.** Parámetros por seguir para realizar el experimento 1.

<b>Cantidad de agua:</b>	866 ml.
<b>Peso de la muestra en seco:</b>	371 g.
<b>Colectores:</b>	Xantato amílico de potasio Z-6.
<b>Activantes:</b>	Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> ).
<b>Espumante:</b>	ER-370.
<b>pH:</b>	11 (Cal)

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.4.2. Experimento 2 - Concentración de Franklinita

Los parámetros necesarios para seguir con el experimento 2 se resumen en la tabla 2.3 la etapa 1, mientras en la tabla 2.4 señala la etapa 2 del proceso de flotación selectiva de la franklinita. En la primera etapa (tabla 2.3), se flotarán los sulfuros de hierro (pirita, arsenopirita), en la segunda etapa (tabla 2.4) constan los parámetros para la concentración del óxido de zinc (franklinita).

**Tabla 2.3.** Parámetros por seguir para realizar el experimento 2, etapa 1.

<b>Cantidad de agua:</b>	866 ml.
<b>Peso de la muestra en seco:</b>	371 g.
<b>Colector:</b>	Xantato amílico de potasio Z-6.
<b>Activante:</b>	Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> ).
<b>Espumante:</b>	ER-370
<b>pH:</b>	7

**Fuente:** Elaboración propia.

**Tabla 2.4.** Parámetros por seguir para realizar el experimento 2, etapa 2.

<b>Cantidad de agua:</b>	866 ml.
<b>Peso de la muestra en seco:</b>	371 g.
<b>Colectores:</b>	Xantato amílico de potasio Z-6.
<b>Agente sulfurizante:</b>	Diesel
<b>Activantes:</b>	Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> ).
<b>Espumante:</b>	ER-370.
<b>pH:</b>	9 (cal)

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.4.3. Tiempo de acondicionamiento de los experimentos

En las siguientes tablas se detallan los tiempos respectivos de acondicionamiento de cada experimento.

**Tabla 2.5.** Tiempo de acondicionamiento del experimento 1.

<b>Reactivo químico</b>	<b>Tiempo de acondicionamiento</b>
Cal	5 minutos
Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> )	5 minutos
Xantato amílico de potasio Z-6	10 minutos
Espumante Er-370	2 minutos
Recuperación (aireación max)	2 $\frac{1}{2}$ minutos
Tiempo total	24 minutos

**Fuente:** Elaboración propia.

**Tabla 2.6.** Tiempo de acondicionamiento del experimento 2, etapa 1.

<b>Reactivo químico</b>	<b>Tiempo de acondicionamiento</b>
Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> )	5 minutos
Xantato amílico de potasio Z-6	10 minutos
Espumante Er-370	2 minutos
Recuperación (aireación max)	2 $\frac{1}{2}$ minutos
Tiempo total	19 minutos

**Fuente:** Elaboración propia.

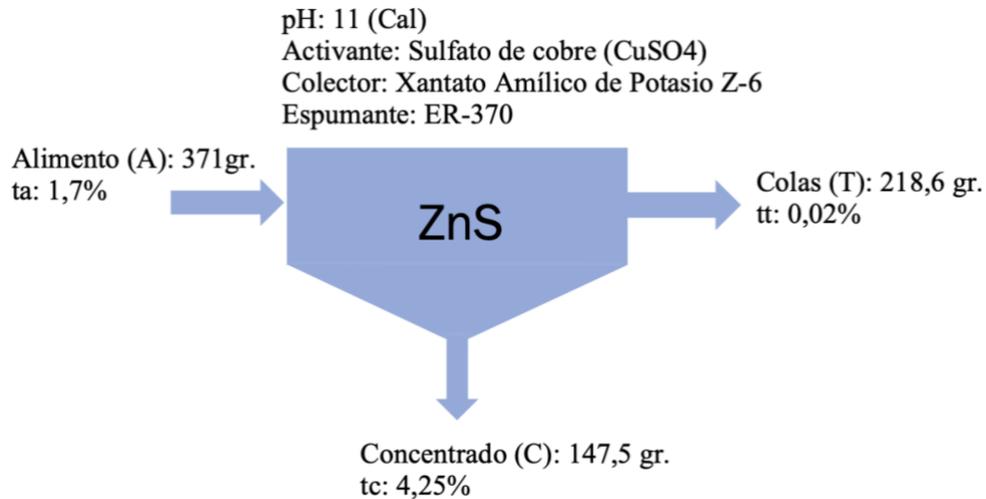
**Tabla 2.7.** Tiempo de acondicionamiento del experimento 2, etapa 2.

<b>Reactivo químico</b>	<b>Tiempo de acondicionamiento</b>
Cal	5 minutos
Agente sulfurizante	10 minutos
Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> )	5 minutos
Xantato amílico de potasio Z-6	10 minutos
Espumante Er-370	2 minutos
Recuperación (aireación max)	2 $\frac{1}{2}$ minutos
Tiempo total	34 minutos

**Fuente:** Elaboración propia.

## 2.5. Circuito de flotación experimental

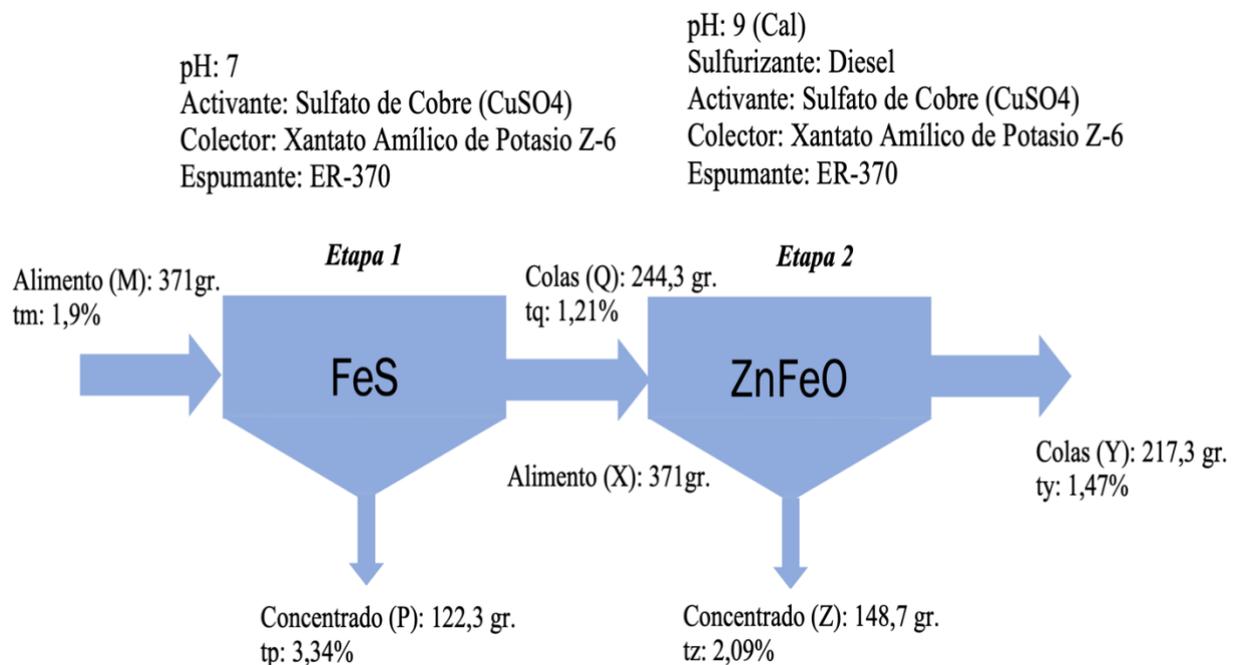
### 2.5.1. Circuito de flotación del experimento 1



**Figura 2.5.** Esquema del proceso de flotación del experimento 1, concentración de esfalerita.

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.5.2. Circuito de flotación del experimento 2



**Figura 2.6.** Esquema del proceso de flotación del experimento 2, concentración de la franklinita.

**Fuente:** Elaboración propia.

## CAPÍTULO 3

### METODOLOGÍA Y RESULTADOS

#### 3.1. Procedimiento

En el laboratorio de la Universidad del Azuay se realizaron los experimentos de flotación selectiva para la concentración de minerales de interés económico (esfalerita y franklinita), a continuación, se detallarán las respectivas variables de cada procedimiento:

##### 3.1.1. Procedimiento del experimento 1

Para la concentración de sulfuro de zinc (Esfalerita) se siguió el siguiente procedimiento operacional en base a los conceptos anteriormente explicados:

- **Tipo de celda:** Denver.



**Figura 3.1.** Máquina de flotar tipo DENVER.

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Granulometría:** Pasante malla 200 (75 micrones).
- **Peso de la muestra:** 371 gramos.
- **Cantidad de agua:** 866 mililitros.

En base a este procedimiento se realizaron dos experimentos, los dos experimentos estuvieron sometidos bajo las mismas condiciones. Se empezó vaciando los 371 gramos de la muestra mineral junto con los 866 mililitros de agua en la celda de flotación.

- **pH de la pulpa:** El pH de la pulpa se modificó mediante 1,5 gramos de cal, que permitió alcanzar un pH de 11, es necesario llegar a este rango de pH ya que favorece a la flotación de sulfuros de zinc y a su vez, la cal es el depresor natural de los sulfuros de hierro. El tiempo de acondicionamiento de la cal fue de 5 minutos.
- **Activante:** Es necesario adicionar 12 gotas de sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), en solución al 10%. Las sales de cobre recubren la superficie mineral de la esfalerita beneficiando la adsorción del colector. Se acondiciona durante 5 minutos.



**Figura 3.2.** Adición del activante por medio de un gotero.

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Colector:** Posterior a activar la esfalerita, se adiciona el colector xantato amfílico de potasio, en solución al 20%. Se adicionan 6 gotas necesarias para hidrofobizar la superficie mineral, el tiempo necesario para acondicionar el colector XAP-Z6 es de 10 minutos.

- **Espumante:** Se utilizó la cantidad de 5 gotas del espumante ER-370, acondicionando la pulpa durante 2 minutos.
- **Tiempo de aireación:** Una vez concluido el tiempo de acondicionamiento del espumante se abre el aire, iniciando el tiempo de aireación, después de dos minutos y medio se recupera la espuma que cae de la celda por rebalse.

### 3.1.2 Procedimiento del experimento 2

El experimento 2 se dividió en dos etapas, en la etapa 1 se concentró selectivamente sulfuros de hierro (pirita, arsenopirita), mientras que en la etapa 2 se flotó selectivamente óxido de zinc (franklinita), las variables de cada experimento se detallan a continuación:

#### ETAPA 1:

- **Tipo de celda:** Denver.
- **Granulometría:** Pasante malla 200 (75 micrones).
- **Peso de la muestra:** 371 gramos.
- **Cantidad de agua:** 866 mililitros.
- **pH:** Se realizó el proceso con un pH neutro. Es necesario mantener el pH de la pulpa en 7, puesto que, al oxidarse la superficie de los sulfuros de hierro, se crea una capa denominada hidróxido férrico, afectando la flotabilidad del mineral. Cuando la superficie de la pirita no se oxida flota con mayor facilidad.
- **Activante:** Para activar la pirita y la arsenopirita se adicionó sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), en solución al 10%. En total se agregaron 7 gotas y se acondicionó durante 5 minutos.
- **Colector:** Del colector xantato amílico de potasio en solución al 20% se agregaron 6 gotas durante un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos.
- **Espumante:** Se adicionó un total de 5 gotas de espumante ER-370, el mismo que se acondicionó durante 2 minutos.

La velocidad de agitación de la pulpa es de 1.000 revoluciones por minuto (RPM). Ya terminado de acondicionar todos los reactivos químicos, se abre el aire, el tiempo de aireación de la pulpa es de dos minutos y medio, pasado este tiempo se procede a recuperar la espuma acumulada en la superficie.



**Figura 3.3.** Recuperación de la espuma enriquecida con minerales de interés.

**Fuente:** Elaboración propia.

## **ETAPA 2:**

- **Tipo de celda:** Denver.
- **Granulometría:** Pasante malla 200 (75 micrones).
- **Peso de la muestra:** 371 gramos.
- **Cantidad de agua:** 866 mililitros.
- **pH:** El pH de la pulpa se alcalinizo adicionando 1,2 gramos de cal, modificando el rango de pH a 9.
- **Sulfurizante:** Para sulfurizar el mineral de interés se agregaron 1,3 ml de diésel, en un tiempo estimado de 10 minutos.
- **Activante:** Luego de acondicionar el agente sulfurizante se procedió a adicionar 12 gotas de sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), necesario para modificar la superficie mineral, favoreciendo la acción del colector.
- **Colector:** Posterior a hidrofobizar la superficie mineral de la franklinita, se agregaron 6 gotas del colector xantato amílico de potasio Z-6, se acondicionó durante 10 minutos.
- **Espumante:** Se utilizó el tipo de espumante ER-370, se adicionaron 5 gotas. Se acondicionó la pulpa durante un tiempo de 2 minutos.

La velocidad de agitación con la que se acondicionaron los reactivos es de 1.000 rpm, para finalizar el proceso se abrió la cámara de aire y se recuperó la cama de espuma, compuesta por burbujas de aire cargada con los minerales de franklinita.

### 3.2. Análisis de los resultados de laboratorio

Luego de realizar los experimentos de flotación selectiva, se procedió a almacenar las colas y relaves en sus respectivas bandejas rotuladas de aluminio para dejar secar el material por 24 horas en el horno de la Universidad del Azuay, para finalmente pesar y enviar el material al laboratorio JVMETALS donde se realizaron los análisis pertinentes.

Para la presente tesis se realizaron 7 experimentos en total, dos por cada diseño experimental y una primera prueba que se realizó a manera de calibrar los equipos, todas las pruebas se realizaron en un circuito de flotación por separado.

El análisis realizado en el laboratorio JVMETALS detalla en porcentaje. Los elementos presentes en cada muestra se especifican en la siguiente tabla.

**Tabla 3.1.** Resultados obtenidos del laboratorio químico metalúrgico Jvmetals.

Experimentos	Resultados de laboratorio	
	Zinc (%)	Hierro (%)
Experimento 1	0,002 (Colas)	-
Experimento 1	0,002 (Colas)	-
Experimento 2- Etapa 1	-	3,34 (Concentrado)
Experimento 2- Etapa 1	-	3,31 (Concentrado)
Experimento 2- Etapa 2	2,09 (Concentrado)	-
Experimento 2- Etapa 2	2,08 (Concentrado)	-

**Fuente:** (JVMetals, 2022).

#### 3.2.1. Análisis de resultados

- **Análisis de resultados del experimento 1**

Partiendo del porcentaje de minerales detallada en la tabla anterior. Se explica cómo se calculó el total de tenores. Para mayor entendimiento la ecuación con la que se realizó el cálculo se detalla a continuación:

$$A * ta = C * tc + T * tt \quad (35)$$

Dónde:

A = Alimento.

ta = tenor de alimento.

C = Concentrado.

tc = tenor de concentrado.

T = Relave.

tt = tenor de relave.

En el caso del experimento 1, la muestra de laboratorio JVMETALS señala que el porcentaje del tenor de colas es del 0,02%, despejando tc de la ecuación anterior se determinó el tenor de concentrado:

$$tc = \frac{A * ta - T * tt}{C} \quad (36)$$

$$tc = \frac{371 \text{ gramos} * 1,7\% - 218,6 \text{ gramos} * 0,002\%}{147,5\%}$$

$$tc = 4,25\%$$

Finalmente, definido el tenor de concentrado (tc), se aplicó la relación de tenores para validar los datos obtenidos. La misma relación cumplen todos los experimentos.

$$tc > ta > tt$$

$$4,25\% > 1,4 > 0,02$$

**Tabla 3.2.** Pesos y tenores respectivos del experimento 1.

Experimento	Alimento (A) gramos	Ta (%)	Concentrado (C) ZnS gramos	Tc (%)	Colas (T) gramos	Tt (%)
1	371	1,7	147,5	4,25	218,6	0,02
1	371	1,7	149,6	4,19	217,3	0,02

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Recuperación**

Para determinar la recuperación, que es el valor del mineral útil presente en el concentrado, se empleó la siguiente ecuación:

$$R = \frac{C * tc}{A * ta} \quad (37)$$

Dónde:

R = Recuperación.

C = Concentrado.

tc = tenor del concentrado.

A = Alimento.

ta = tenor del alimento.

$$R = \frac{147,5 * 4,25\%}{371 * 1,7\%}$$

$$R = 0,99 = 99\%$$

- **Razón de Enriquecimiento**

La razón de enriquecimiento es la relación entre el tenor de mineral útil en el concentrado y el tenor del alimento, si la razón de enriquecimiento es mayor a la unidad, mejor será la concentración.

$$RE = \frac{tc}{ta} \quad (38)$$

Dónde:

RE = Razón de Enriquecimiento.

tc = tenor del concentrado.

ta = tenor del alimento.

$$RE = \frac{4,25\%}{1,7\%}$$

$$RE = 2,5$$

- **Razón de concentración**

Este índice indica la cantidad de toneladas de cabeza que son necesarias para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{A}{C} \quad (39)$$

Dónde:

RC = Razón de Concentración.

A = Flujo másico de sólidos en el alimento.

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado.

$$RC = \frac{371}{147,5}$$

$$RC = 2,52$$

Es decir, se necesitan 2,52 toneladas de alimento para obtener una tonelada de concentrado.

- **Rendimiento de concentración (V)**

Es la fracción entre el flujo másico del concentrado sobre el flujo másico del alimento o también se puede expresar como el inverso de la ecuación de la razón de concentración.

$$V = \frac{1}{RC} \quad (40)$$

Dónde:

V = Rendimiento de concentración.

RC = Razón de concentración.

$$V = \frac{1}{2,52}$$

$$V = 0,40$$

- **Eficiencia de separación (E)**

Es el porcentaje que señala la eficiencia de separación:

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (41)$$

Dónde:

R = Rendimiento.

V = Rendimiento de concentración.

$V_{IDEAL}$  = ta (tenor de alimento).

$$E = \frac{0,99 - 0,40}{1 - 0,017}$$

$$E = 0,60$$

**Tabla 3.3.** Índices metalúrgicos del experimento 1.

<b>Recuperación (R)</b>	<b>Razón de Enriquecimiento (RE)</b>	<b>Razón de Concentración (RC)</b>	<b>Rendimiento de Concentración (V)</b>	<b>Eficiencia de Separación (E)</b>
99%	2,5	2,52	40%	60%
99%	2,46	2,48	40%	60%

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Análisis de resultados del experimento 2**
- **Etapa 1**

Para el experimento 2, etapa 1 el resultado de laboratorio expresa que el concentrado tiene un tenor de  $t_p = 3,34$  y  $t_p = 3,31$ , respectivamente. Para realizar el cálculo del tenor de colas se despeja  $t_p$  de la ecuación de balance de masas, resultando la siguiente ecuación:

$$M * t_m = P * t_p + Q * t_q \quad (42)$$

Donde:

M = Alimento.

$t_m$  = tenor de alimento.

P = Concentrado.

$t_p$  = tenor de concentrado.

Q = Relave.

tq = tenor de relave.

Despejando tq (tenor de concentrado) de la formula anterior se determina el tenor de colas, obteniéndolo de la siguiente ecuación:

$$tq = \frac{M * tm - P * tp}{Q} \quad (43)$$

$$tq = \frac{371 * 1,9 - 122,3 * 3,34}{244,3}$$

$$tq = 1,21\%$$

**Tabla 3.4.** Pesos y tenores respectivos del experimento 2, etapa 1.

Experimento	Etapas	Alimento (M) gramos	tm (%)	Concentrado (P) FeS gramos	tp (%)	Colas (Q) gramos	tq (%)
2	1	371	1,9	122,3	3,34	244,3	1,21
2	1	371	1,9	124,5	3,31	242,1	1,21

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Etapas 2**

Para el experimento 2, etapas 2 se calculó el tenor de colas utilizando la fórmula de balance de masas:

$$X * tx = Z * tz + Y * ty \quad (44)$$

Donde:

X = Alimento.

tx = tenor de alimento.

Z = Concentrado.

tz = tenor de concentrado.

Y = Relave.

ty = tenor de relave.

De la fórmula anterior se despeja el tenor de relave (ty):

$$ty = \frac{X * tx - Z * tz}{Y} \quad (45)$$

$$ty = \frac{371 * 1,7 - 148,7 * 2,09}{217,3}$$

$$ty = 1,47\%$$

**Tabla 3.5.** Pesos y tenores respectivos del experimento 2, etapa 2.

Experimento	Etapa	Alimento (X) gramos	tx (%)	Concentrado (Z) ZnO gramos	tz (%)	Colas (Y) gramos	ty (%)
2	2	371	1,7	148,7	2,09	217,3	1,47
2	2	371	1,7	149,2	2,08	218,6	1,47

**Fuente:** Elaboración propia.

- **Recuperación (R)**

La recuperación es el valor del mineral útil presente en el concentrado, se calcula empleando la siguiente ecuación:

$$R = \frac{Z * tz}{X * tx} \quad (46)$$

Dónde:

R = Recuperación.

Z = Concentrado.

tz = tenor del concentrado.

X = Alimento.

tx = tenor del alimento.

$$R = \frac{148,7 * 2,09\%}{371 * 1,7\%}$$

$$R = 0,49$$

Este resultado quiere decir que el 49% del mineral de interés se recupera en la corriente de concentrado, mientras que el 51% del mineral útil se pierde en las colas.

- **Razón de Enriquecimiento (RE)**

En tanto el valor de razón de enriquecimiento sea mayor a la unidad mejor será la concentración, esto quiere decir que se ha enriquecido aún más la corriente de concentrado con respecto al tenor de alimento.

$$RE = \frac{tz}{tx} \quad (47)$$

Dónde:

RE = Razón de Enriquecimiento.

tz = tenor de concentrado.

tx = tenor del alimento.

$$RE = \frac{2,09\%}{1,7\%}$$

$$RE = 1,23\%$$

- **Razón de concentración (RC)**

Este índice se refiere al flujo másico del mineral de alimentación con respecto al flujo masico del concentrado, este índice indica sobre la capacidad de recuperación y ayuda a determinar las toneladas de mineral de alimento se necesitan para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{X}{Z} \quad (48)$$

Dónde:

RC = Razón de concentración.

X = Alimento.

Z = Concentrado.

$$RC = \frac{371}{148,7}$$

$$RC = 2,49$$

- **Rendimiento de concentración (V)**

Este índice indica el rendimiento entre el flujo másico del concentrado con respecto al flujo másico del alimento:

$$V = \frac{1}{RC} \quad (49)$$

Dónde:

V = Rendimiento de concentración.

RC = Razón de concentración.

$$V = \frac{1}{2,49}$$

$$V = 0,40$$

- **Eficiencia de separación (E)**

Es el porcentaje que señala la eficiencia de separación:

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (50)$$

Dónde:

R = Rendimiento.

V = Rendimiento de concentración.

$V_{IDEAL}$  = ta (tenor de alimento).

Sustituimos con los valores adecuados:

$$E = \frac{0,49 - 0,40}{1 - 0,017}$$

$$E = 0.09 = 9\%$$

La eficiencia de separación es del 9%.

**Tabla 3.6.** Índices metalúrgicos del experimento 2, etapa 2.

<b>Recuperación (R)</b>	<b>Razón de Enriquecimiento (RE)</b>	<b>Razón de Concentración (RC)</b>	<b>Rendimiento de Concentración (V)</b>	<b>Eficiencia de Separación (E)</b>
49%	1,23	2,49	40%	9%
49%	1,22	2,49	40%	9%

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3. Resultado experimental de la flotación selectiva

Este presente trabajo de titulación buscó entender el proceso de flotación selectiva de minerales con contenido de zinc tanto en sulfuros como también óxidos aprovechando sus propiedades superficiales físicas y químicas. Considerando las diferentes condiciones superficiales se seleccionan los reactivos químicos (colector, activante,

espumante, sulfurizante), para mejorar las condiciones de la pulpa se debe iniciar con un pH ideal de esta manera se podrá alcanzar una exitosa recuperación.

Con los resultados de la concentración de minerales, se determinó que la recuperación del experimento 1 donde la recuperación sulfuro de zinc fue alta, así también la recuperación del experimento 2, etapa 1 la recuperación selectiva de sulfuros de hierro es del 58% mientras que en la etapa 2, la recuperación de los óxidos de zinc es del 49 % considerándose un proceso exitoso de flotación selectiva.

Fundamentando en los experimentos se determinó la viabilidad de la recuperación del zinc tanto para sulfuros de zinc como con óxidos de zinc de la mina Cristian David, es por esa razón que se diseñó un circuito de flotación selectiva continuo (Anexo 7), en el que primero se concentró sulfuro de zinc, posteriormente del relave se procedió a recuperar los sulfuro de hierro para finalmente de la colas residuales concentrar los óxidos de zinc, de esta manera se aprovechó al máximo la mena, obteniendo una mejor recuperación económica para la empresa.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones:

- El material utilizado para el análisis de diversas pruebas fue adecuado, debido a su variada composición mineral, permitiendo que el desarrollo de los experimentos fuera realizado de manera exitosa y cumpliendo con los objetivos planteados.
- Se determinó por medio de cálculos matemáticos la proporción de sólidos y agua que conformarían la pulpa, así como el pH y la dosificación de reactivos químicos necesarios para llevar a cabo el proceso de flotación selectiva.
- El acondicionamiento del pH varía de acuerdo con la especie mineral a flotar, para el experimento 1, el pH se alcalinizó con 1,5 gramos de cal, adecuando la pulpa para concentrar la esfalerita, a la vez que mejoró la acción colectora de xantato amílico de potasio Z-6. El experimento 2, etapa 1 el pH inicial fue neutro, se tomó esta consideración para no deprimir los sulfuros de hierro a recuperar, mientras que el pH de la etapa 2 se preparó una pulpa con un pH de 9.
- Los reactivos químicos empleados satisfactoriamente son: para el experimento 1, colector (Xantato amílico de potasio Z-6), espumante (ER-370), activador (sulfato de cobre) presentando una alta recuperación (99%). Para el experimento 2, etapa 1, colector (Xantato amílico de potasio Z-6), espumante (ER-370), activante (sulfato de cobre), manteniendo una recuperación del 58%. En la etapa 2, colector (Xantato amílico de potasio Z-6), sulfurizante (diésel), activante (sulfato de cobre), espumante (ER-370), presenta una recuperación del 49%.
- Es necesario variar parámetros químicos, buscando alternativas amigables con el ambiente, con el fin de alcanzar mayor rendimientos económicos con bajos impactos socio-ambientales.
- La recuperación de sulfuro de cobre (esfalerita), así como la recuperación de óxido de zinc (franklinita) a nivel de laboratorio es alta dándonos un indicativo que la concentración de estos minerales provenientes de la mina Cristhian David a nivel industrial es factible, siendo necesario realizar más ensayos para constatar un amplio número de resultados.

### **Recomendaciones:**

- La granulometría a emplear es muy importante es por esta razón que el mineral debe ser reducido al máximo mediante los correspondientes mecanismos de conminución y así liberar las trazas minerales, beneficiando el proceso de flotación selectiva. La granulometría óptima para concentrar correctamente franklinita y esfalerita, debe ser pasante malla #200.
- Antes de realizar los experimentos de estudio se deberá calibrar la máquina, así como goteros limpios y rotulados para evitar añadir un exceso de gotas que alteraría el medio de estudio. Así también al momento de recuperar los concentrados se debe tener previstas las espátulas lavadas, igual que las bandejas.
- Investigar a fondo la aplicación y manejo de los reactivos químicos, ya que algunos resultan tóxicos para la salud.
- Al realizar el análisis mineral de los concentrados y colas en el laboratorio correspondiente es necesario que el mismo se encuentre completamente seco, por lo que se recomienda dejar secar la muestra en el horno a 100° centígrados por un tiempo estimado de 24 horas.
- Se recomienda antes de realizar el proceso experimental se debe investigar los reactivos químicos empleados en la industria minero-metalúrgica ecuatoriana, para que según la bibliografía adaptarlos y así obtener un mayor tenor de concentrado.
- Si al momento de analizar los resultados el tenor de alimento es mayor al tenor de concentrado, es un indicativo que el experimento no se resolvió de manera satisfactoria por lo que se tendrá que evaluar si los reactivos químicos son los adecuados y experimentar hasta cumplir satisfactoriamente con la ley de tenores.

## BIBLIOGRAFÍA

- Huchani, Y. (2018). *Análisis del zinc y su impacto en el nivel de exportación; 1985-2016 [Tesis de grado. Universidad Mayor de San Andrés]*. Repositorio Institucional. Obtenido de <https://repositorio.umsa.bo/bitstream/handle/123456789/17756/T-2365.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Azula, R. (2016). *Ánalisis del Sector Minero en Concentrados de Zinc en el Perú*. Obtenido de [https://pirhua.udep.edu.pe/bitstream/handle/11042/2938/MDE\\_1605.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://pirhua.udep.edu.pe/bitstream/handle/11042/2938/MDE_1605.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Contreras, G. (2018). *Estudio de la hidrofobicidad de calcopirita [Tesis de grado. Universidad del Azuay.]*. Repositorio Institucional. Obtenido de <http://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/7809/1/13607.pdf>
- Tinco, W. (2018). *Diseño de un sistema automático de dosificación de reactivos en la empresa Pionner Mining [Tesis de licenciatura. Universidad Mayor de San Andrés]*. Repositorio Institucional. Obtenido de <https://repositorio.umsa.bo/bitstream/handle/123456789/22112/PG-2246.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Linares, G. (2010). *Principio de la Flotación de Minerales [ Diapositivas PowerPoint. SlideShare ]*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-i-principios-de-la-flotacion-de-minerales>
- Leguía, A. (2018). *Caracterización y análisis de mercado internacional de minerales en el corto, mediano, y largo plazo con vigencia al año 2035*. Unidad de Planeación Minero Energetica. Obtenido de [http://www1.upme.gov.co/simco/Cifras-Sectoriales/Datos/mercado-inter/Producto2\\_Zinc\\_FINAL\\_12DIC2018.pdf](http://www1.upme.gov.co/simco/Cifras-Sectoriales/Datos/mercado-inter/Producto2_Zinc_FINAL_12DIC2018.pdf)
- Restrepo, J. (2008). *[Notas de Clase: Metalurgia Extractiva]*. Universidad Nacional de Colombia Sede Medellín. Colección Facultad de Minas. Obtenido de [https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/50\\_97c84e68c15d90a2000524d2714fe35d](https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/50_97c84e68c15d90a2000524d2714fe35d)
- Azañero, O., Aramburu, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M., Rengifo, W., . . . Quispe, J. (2010). *Flotación de Minerales Polimetálicos Sulfurados de Pb, Cu y Zn*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Revista del Instituto de Investigación de la Facultade de Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas. Obtenido de <https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/429/369>
- Bravo, A. (2004). *Manual de Flotación [SlideShare]*. Empresa Minera Los Quenuales S.A. . Obtenido de <https://es.slideshare.net/ZathexKaliz/162775688-manualflotaciondeminales>
- Sancho, J., Verdeja, L., & Ballester, A. (2000). *Metalurgia Extractiva. Volumen I. Fundamentos*. Editorial Síntesis. Obtenido de <https://www.sintesis.com/qu%C3%ADmica%20b%C3%A1sica-140/metalurgia%20extractiva.%20vol.%20i%3A%20fundamentos-ebook-1094.html>
- Portal Minero, S. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Santiago: Portal MInero Ediciones. Obtenido de

- <https://www.portalminero.com/wp/producto/manual-general-de-mineria-y-metalurgia/>
- Conejeros, V. (2003). *Procesamiento de minerales: Apuntes para alumnos de ingeniería metalúrgica [Serie de apuntes para los alumnos]*. Universidad Católica del Norte. Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas., Antofagasta - Chile. Obtenido de [https://ucn-primo.hosted.exlibrisgroup.com/permalink/f/10m88ne/ant\\_aleph000025678](https://ucn-primo.hosted.exlibrisgroup.com/permalink/f/10m88ne/ant_aleph000025678)
- Moreno, A. (12 de Marzo de 2014). *Separación Sólido-Líquido en Hidrometalurgia (Espesadores y Filtros) Curso Metalurgia del Zinc*. Curso Metalurgia del Zinc. Obtenido de Unidad de Planeación Minero Energetica: [https://issuu.com/antonioros/docs/separacion\\_solido\\_líquido\\_en](https://issuu.com/antonioros/docs/separacion_solido_líquido_en)
- Augusto Leguía . (04 de Diciembre de 2018). *UPME*. Obtenido de Unidad de Planeación Minero Energetica : [http://www1.upme.gov.co/simco/Cifras-Sectoriales/Datos/mercado-inter/Producto2\\_Zinc\\_FINAL\\_12DIC2018.pdf](http://www1.upme.gov.co/simco/Cifras-Sectoriales/Datos/mercado-inter/Producto2_Zinc_FINAL_12DIC2018.pdf)
- Sutulov, A. (1963). Flotación de minerales. *Instituto de Investigaciones Tecnológicas*. Universidad de Concepción. Obtenido de [https://www.academia.edu/25207091/Flotacion\\_de\\_Minerales\\_Alexander\\_Sutulov\\_](https://www.academia.edu/25207091/Flotacion_de_Minerales_Alexander_Sutulov_)
- Paredes, R. (2018). *Análisis superficial de secciones finas de pirita y potencial zeta de pirita expuesta a reactivos de flotación en aguas salinas*. Universidad de Concepción. Obtenido de <http://repositorio.udec.cl/jspui/handle/11594/2863>
- Cobos, C. (2018). *Flotación Rougher de un Mineral Aurífero Complejo asociado a Sulfuros Polimetálicos*. Universidad del Azuay. Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/7913/1/13653.pdf>
- Luna, E. (2016). *Elaboración de guías prácticas de procesos metalúrgicos para el laboratorio de mnas de la Universidad del Azuay*. Universidad del Azuay. Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/6351/1/12519.pdf>
- Chica, A., & Salinas, G. (2017). *Concentración de sulfuros de mineral de cobre (calcopirita), mediante el proceso de flotación con la variación de pH y tres tipos de colectores*. Universidad del Azuay, Cuenca. Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/6850/1/12821.pdf>
- Bustamante, O., Gaviria, C., & Restrepo, J. (2008). *Notas de Clase de la Asignatura: Concentración de Minerales* . Universidad Nacional de Colombia sede Medellín. Obtenido de [https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24\\_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0](https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0)
- Suca, J. (2017). *Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un preconcentrado de oro en minerales sulfurados de la minera Colibrí Sac. Caravelí - Arequipa*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú. Obtenido de <https://repositorioslatinoamericanos.uchile.cl/handle/2250/3275890>
- Cuenca, R. (2018). *Concentración de oro de la mina "San Alfonso" mediante flotación con variación de granulometría y colectores*. Universidad del Azuay. Obtenido de <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/7914/1/13654.pdf>
- Arias, B. (2018 ). *Estudio de Investigación para la Flotación de Óxidos de Cobre*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa - Perú . Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/9343/IMarccbs.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

## ANEXOS



Anexo 1. Muestra fina pasante malla #200 empleada en el análisis de cabeza.

Elemento*	Nombre elemento	Concentración [%]	
		E385-1	E385-2
		Muestra gruesa	Muestra fina
<b>MgO</b>	Magnesio	6,553	5,005
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Aluminio	12,319	21,803
<b>SiO<sub>2</sub></b>	Silicio	47,484	49,803
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	Fosforo	0,721	0,821
<b>SO<sub>3</sub></b>	Azufre	4,371	1,703
<b>Cl</b>	Cloro	0,207	0,275
<b>K<sub>2</sub>O</b>	Potasio	1,999	6,017
<b>CaO</b>	Calcio	8,006	1,606
<b>TiO<sub>2</sub></b>	Titanio	0,659	1,041
<b>V<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	Vanadio	0,042	-
<b>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Cromo	0,027	-
<b>MnO</b>	Manganeso	0,097	0,044
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Hierro	5,149	4,729
<b>NiO</b>	Níquel	0,012	0,009
<b>CuO</b>	Cobre	0,017	0,014
<b>ZnO</b>	Cinc	0,043	0,013
<b>As<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	Arsénico	0,920	1,077
<b>Rb<sub>2</sub>O</b>	Rubidio	0,004	0,025
<b>SrO</b>	Estroncio	0,007	0,016
<b>ZrO<sub>2</sub></b>	Zirconio	-	0,039
<b>Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	Niobio	-	0,003

(\*) Los valores reportados se encuentran en función del óxido más estable o básico para cada elemento.

Anexo 2. Resultados fluorescencia de rayos X.

2.2.DRX, E385-2: Muestra fina

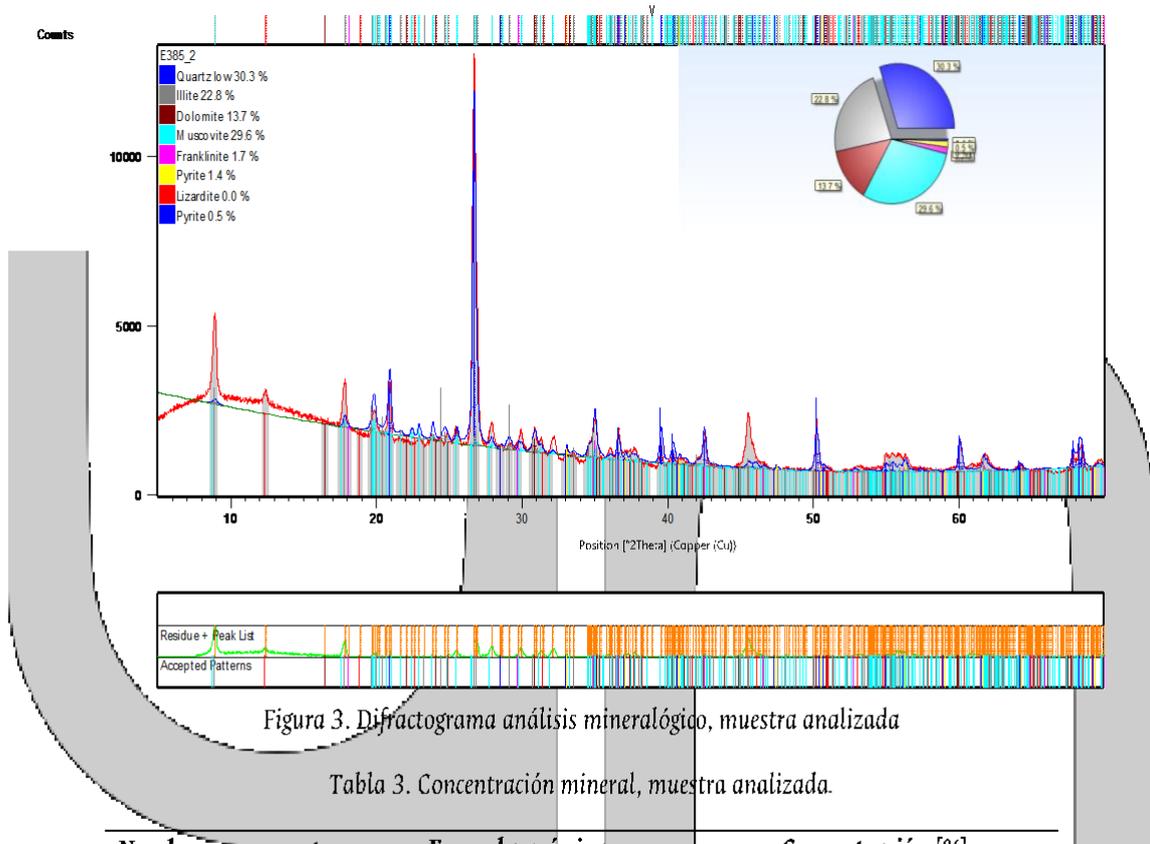


Figura 3. Difractograma análisis mineralógico, muestra analizada

Tabla 3. Concentración mineral, muestra analizada.

Nombre componente	Formula química	Concentración [%]
Cuarzo	Si <sub>6,00</sub> O <sub>6,00</sub>	30,3
Illita	K <sub>2,00</sub> Al <sub>4,00</sub> Si <sub>8,00</sub> O <sub>24,00</sub>	22,8
Dolomita	Ca <sub>3,00</sub> Mg <sub>3,00</sub> C <sub>6,00</sub> O <sub>18,00</sub>	13,7
Moscovita	K <sub>4,00</sub> Al <sub>11,63</sub> Si <sub>12,37</sub> O <sub>40,00</sub>	29,6
Franklinita	Fe <sub>16,16</sub> Zn <sub>7,82</sub> O <sub>32,00</sub>	1,7
Pirita	Fe <sub>4,00</sub> S <sub>8,00</sub>	1,4
Lizardita	Mg <sub>3,00</sub> Si <sub>2,00</sub> O <sub>9,00</sub> H <sub>4,00</sub>	0,0
Pirita-Arsenopirita	Fe <sub>4,00</sub> S <sub>5,84</sub> As <sub>2,16</sub>	0,5

Anexo 3. Resultado de análisis de difracción de rayos X.

Recuperación (R)	Razón de Enriquecimiento (RE)	Razón de Concentración (RC)	Rendimiento de Concentración (V)	Eficiencia de Separación (E)
0,58	1,76	3,03	0,33	25%
0,58	1,74	2,98	0,34	25%

Anexo 4. Índice metalúrgico del experimento 2, etapa 1.

**LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO**  
**JV METALS**  
MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCIÓN

Información del cliente

Cliente : Emanuel Calle  
Telefono : 0984360620  
Dirección : Azoguez

Fecha de ingreso : 1/9/2022 10:08:05  
Fecha de ensayo : 2/9/2022 10:00  
Fecha de entrega : 2/9/2022 17:24

**LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO**  
**JV metals**  
MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCIÓN

### INFORME DE ENSAYO

Ref. N° 11917

Cod. Lab.	N° Bag	pmr (kg)	T. M.	Detalle de muestra	analito	Fe	Zn
					unidad	%	%
					método	mjb EAA	mjb EAA
27418	1	0,17	Ar	Muestra 4 Exp 2 Etapa 2 Frank			2,09
27419	1	0,16	Ar	Muestra 5 Exp 2 Etapa 2 Frank			2,08
27420	1	0,15	Ar	Muestra 6 Exp 1 Etapa 2 Esfa.			0,02
27421	1	0,15	Ar	Muestra 7 Exp 1 Etapa 2 Esfa.			0,02
27422	1	0,12	Ar	Muestra 1 Fe		3,34	-
27423	1	0,12	Ar	Muestra 2 Fe		3,31	-
27424	1	0,14	Ar	Muestra 3 Fe		3,38	-

...Información proporcionada por el cliente. JVmetals no es responsable de dicha información.  
N° Bag (cantidad de bolsas que conforman el compuesto para el análisis)  
pmr (peso de muestra recibida), TM (tipo de muestra), CC=concentrado, MI=mineral, A=arena

**Información de método**  
mjb EAA Determinación de Cu, Pb, Zn, As, Sb, Fe, Mo, Bi, por digestión ácida y espectroscopía de absorción atómica

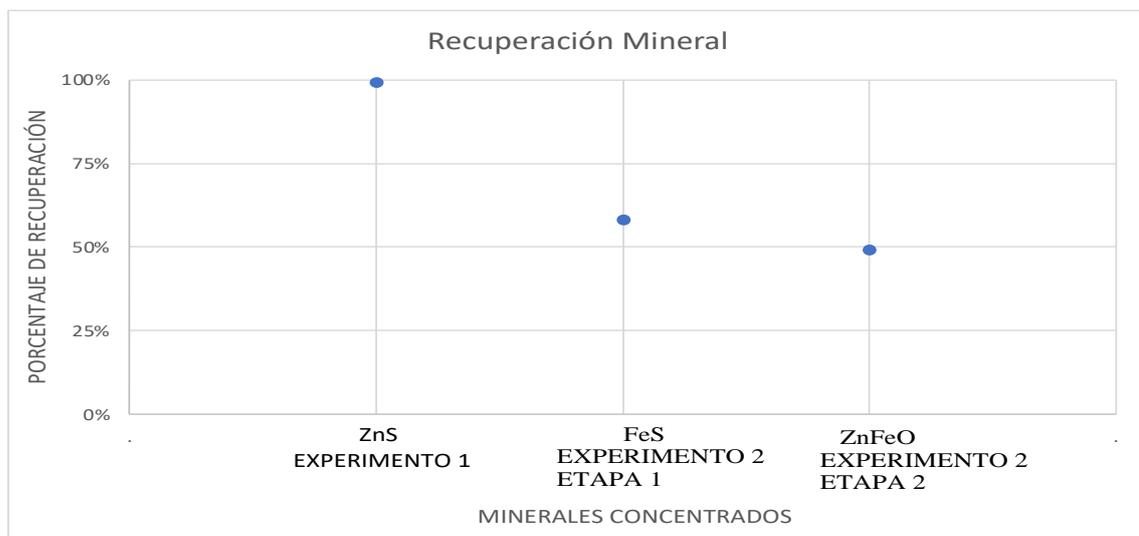
- > El ensayo fue realizado en la instalación del laboratorio, Sitio El Pache.
- > Los resultados obtenidos en este informe corresponden solamente a los ítems ensayados.
- > Los ítems de ensayos se almacenaran por un periodo de 2 meses.
- > Esta prohibida la reproducción parcial de este informe sin la autorización escrita del laboratorio JV metals.
- > JVmetals no se responsabiliza por el origen o toma de la muestra.

**LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO**  
**JV METALS**  
**REPORTADO**

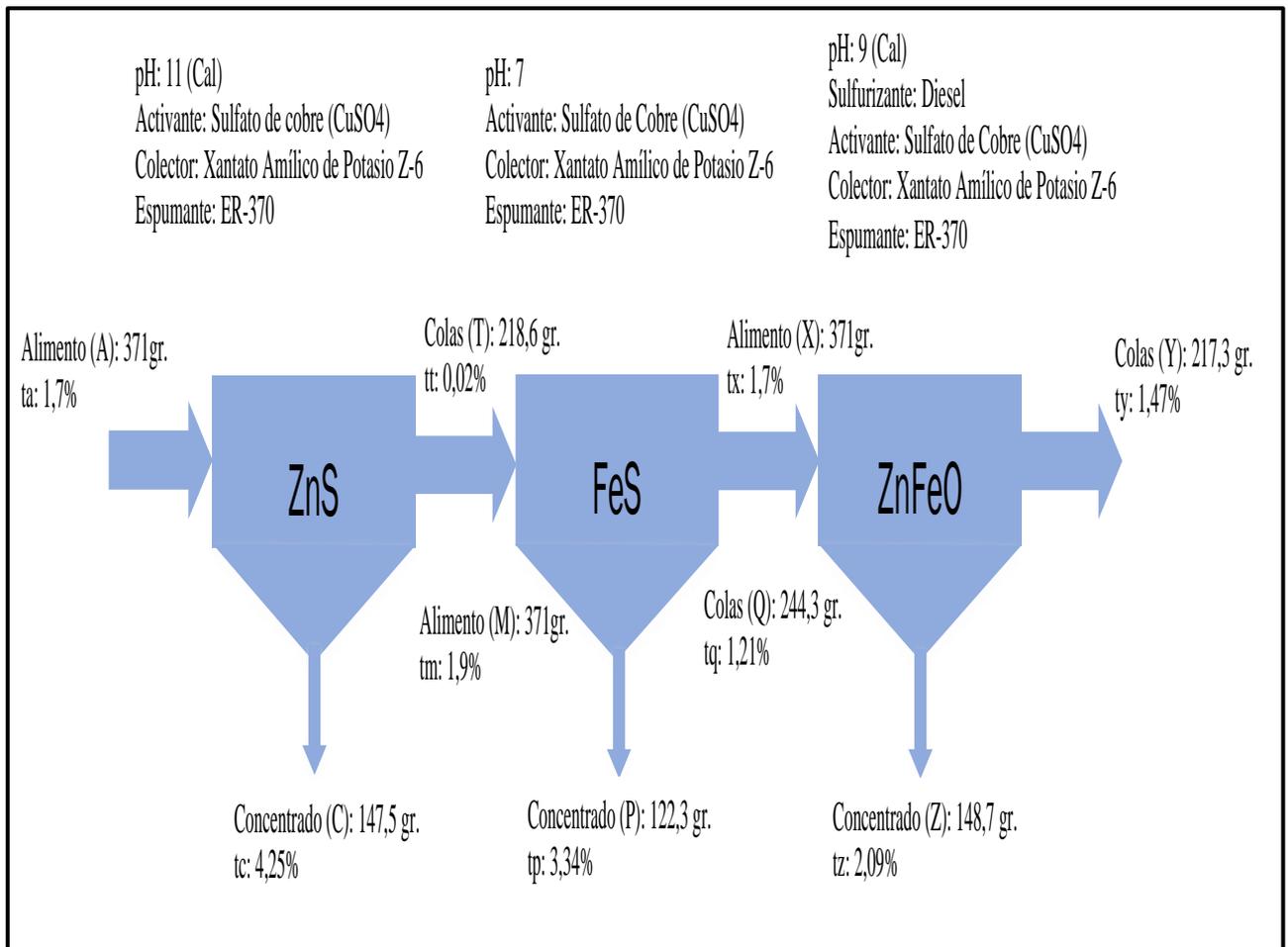
Ing. Quím. José Bueno Malla  
Jefe de laboratorio  
1011-15-1386578

pag 1 de 1  
Fin del informe

Anexo 5. Resultado contenido de minerales.



Anexo 6. Porcentaje de recuperación mineral útil de cada experimento.



**Anexo 7.** Propuesta de circuito de flotación selectiva continuo para la mina Cristian David.