



**UNIVERSIDAD  
DEL AZUAY**

**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**

**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA  
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS**

“Estudio para la recuperación de minerales de interés presentes en la relavera de la empresa ASOPROMIN S.A. mediante flotación selectiva”

Trabajo de graduación previo a la obtención de título de:

**INGENIERO EN MINAS**

**Autor:**

**IVÁN MATEO QUEZADA RIERA**

**Director:**

**EDUARDO ANDRÉS LUNA MÉNDEZ**

**CUENCA – ECUADOR**

**2024**

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo de manera especial a mi abuelita, mi abuelito, mi hermana, mi mamá y mi papá, quienes han sido mi mayor fuente de apoyo en todos los aspectos de mi vida, tanto en lo académico como en lo personal. Ellos son mi pilar fundamental, quienes me inspiran a seguir creciendo y luchando por mis sueños.

Quiero hacer una mención especial a mi papá, quien siempre ha estado a mi lado, incluso en los momentos más difíciles. A pesar de las adversidades que hemos enfrentado juntos, nunca me dejó solo. Sé que siempre estará ahí para respaldarme y apoyarme en cada meta que me proponga. Gracias, querido papá; este logro no habría sido posible sin ti.

A mi primo Kevin que lo quiero como un hermano, por que nunca dudó en ayudarme si es que tenía algún problema, siempre estuvo y está ahí para apoyarme en las buenas y en las malas, gracias por siempre estar querido primo.

A mis tíos Eddie, Pachi, Martha y Marx, que nunca dudaron en ayudarme cuando no tenía como seguir en la universidad, no había excusa, siempre me apoyaron sin pretexto alguno, muchas gracias por su cariño y apoyo incondicional.

A mi querida novia, María José, mi pilar en la vida, gracias por tu amor y por ayudarme a crecer como persona en todos los sentidos. Tu apoyo incondicional, tus palabras de aliento y tu fe en mí me han dado la fuerza para avanzar y alcanzar mis metas. Gracias, mi amor, por estar siempre a mi lado.

Por último, pero con un lugar especial en mi corazón, dedico este trabajo a mi fiel amigo, mi perrito Horacio. Aunque ahora estés en el cielo, los 15 años que compartimos estuvieron llenos de amor y alegría. Fuiste una fuente de felicidad para toda la familia, y siempre ocuparás un lugar especial en mi recuerdo.

Gracias a todos ustedes por ser mi motor y mi inspiración. Este logro también es de ustedes.

## **AGRADECIMIENTOS**

Quisiera agradecer profundamente a mi papá que siempre me apoyó en todo lo que me propusiera, desde pequeño cuando quería unirme al equipo de fútbol de mi escuela, hasta de grande cuando mencioné que quiero estudiar Ingeniería en Minas, siempre estuviste ahí para aconsejarme, guiarme y apoyarme, gracias por absolutamente todo papá.

A mi familia entera les agradezco el amor y el apoyo incondicional que nunca me faltó, siempre me guiaron por el buen camino del estudio y la superación personal, por enseñarme con su ejemplo que la dedicación y el esfuerzo son las claves para alcanzar cualquier meta. Son una parte fundamental para que yo pueda haber conseguido este logro, muchas gracias querida familia.

A mi novia y su familia, que son unas personas maravillosas y que nunca dudaron en ayudarme cuando lo necesitaba, gracias por su gran acogida y cariño, siempre podrán contar conmigo.

A mis amigos, Christian, Jampier, Mechas, Pancho y Deiby que hemos pasado muchos momentos tristes, graciosos, felices, entre muchos otros, pero siempre estuvieron apoyándome para seguir adelante con todo, gracias por su amistad y por crear tan buenos recuerdos.

**RESUMEN:**

En los relaves de la empresa minera ASOPROMIN S.A. se planteó un proyecto de recuperación metalúrgica con el objetivo de identificar la metodología de flotación más eficiente para este material. El proceso inició con una caracterización detallada del material, identificando minerales como moscovita, clinocloro, piritita y el mineral de interés, la cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ). Sobre esta base, se diseñó un proceso de flotación selectiva enfocado en maximizar la recuperación del cobre contenido en la cuprita.

Se realizaron ocho ensayos de flotación, empleando reguladores de pH, como la cal, y dos tipos de colectores: xantato amílico de potasio (Z6) y xantato isopropílico de sodio (Z11). Además, se utilizó el espumante ER-370 y, en los últimos cuatro ensayos, se agregó sulfato de cobre como depresante. Esto permitió comparar el desempeño de los colectores con y sin la presencia de este reactivo y determinar las condiciones más favorables para el proceso.

Los resultados obtenidos fueron significativos, demostrando una notable mejora en la recuperación al emplear sulfato de cobre, con un rendimiento del 86.93%, lo que evidencia una alta eficiencia en la extracción del mineral de interés. Asimismo, se alcanzó una razón de enriquecimiento de 2.01, reflejando un incremento considerable en la concentración de los minerales al final del proceso. Estos resultados confirman la efectividad de la metodología aplicada y resaltan la importancia de una caracterización mineralógica precisa y una adecuada selección de reactivos químicos.

**Palabras clave:** Relaves, cuprita, flotación selectiva, recuperación metalúrgica, fracción de sólidos, colectores, sulfato de cobre.

**ABSTRACT:**

In the tailings of the mining company ASOPROMIN S.A., a metallurgical recovery project was proposed to identify the most efficient flotation methodology for this material. The process began with a detailed characterization of the material, identifying minerals such as muscovite, clinocllore, pyrite, and the mineral of interest, cuprite ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ). Based on this, a selective flotation process was designed to maximize the recovery of copper contained in the cuprite.

Eight flotation tests were conducted using pH regulators, such as lime, and two types of collectors: potassium amyl xanthate (Z6) and sodium isopropyl xanthate (Z11). Additionally, the frother ER-370 was used, and in the last four tests, copper sulfate was added as a depressant. This allowed for a comparison of the collectors' performance with and without the presence of this reagent and to determine the most favorable conditions for the process.

The results obtained were significant, showing a notable improvement in recovery when using copper sulfate, achieving a yield of 86.93%, which demonstrates high efficiency in extracting the mineral of interest. Furthermore, an enrichment ratio of 2.01 was achieved, reflecting a considerable increase in the concentration of minerals at the end of the process. These results confirm the effectiveness of the applied methodology and highlight the importance of precise mineralogical characterization and proper selection of chemical reagents.

**Keywords:** Tailings, Cuprite, selective flotation, metallurgical recovery, solid fraction, collectors, copper sulfate.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

<b>DEDICATORIA.....</b>	<b>i</b>
<b>AGRADECIMIENTOS.....</b>	<b>ii</b>
<b>RESUMEN: .....</b>	<b>iii</b>
<b>ABSTRACT: .....</b>	<b>iv</b>
<b>ÍNDICE DE CONTENIDOS.....</b>	<b>v</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS.....</b>	<b>viii</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS.....</b>	<b>x</b>
<b>ÍNDICE DE ANEXOS .....</b>	<b>xii</b>
<b>INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
<b>CAPITULO 1 .....</b>	<b>3</b>
<b>ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>3</b>
1.1. Aspectos generales .....	3
1.1.1. Antecedentes .....	3
1.1.2. Coordenadas UTM.....	3
1.1.3. Mapa de ubicación .....	4
1.1.4. Acceso a la planta de beneficio.....	5
1.1.5. Geología Local.....	5
1.2. Marco Teórico .....	8
1.2.1. Yacimientos minerales.....	8
1.2.2. Ley o Tenor.....	9
1.2.3. Planta de Beneficio .....	10
1.2.4. Relaves.....	10
1.2.5. Caracterización mineralógica.....	11
1.2.6. Minerales sulfurados.....	13
1.2.7. Concentración de minerales.....	14

1.2.8.	Índices metalúrgicos .....	15
1.2.9.	Fundamentos de flotación .....	16
1.2.10.	Reactivos.....	18
1.2.11.	Colectores .....	18
1.2.12.	Depresores.....	19
1.2.13.	Espumantes .....	20
1.2.14.	Regulador de pH .....	20
1.2.15.	Activadores .....	21
1.2.16.	Celda Denver .....	21
1.2.17.	Flotación Rougher.....	21
1.2.18.	Flotación Scavenger.....	22
1.2.19.	Flotación Cleaner .....	23
1.2.20.	Fracción de sólidos .....	23
1.2.21.	Flotación Colectiva .....	23
1.2.22.	Flotación Selectiva.....	23
<b>CAPÍTULO 2</b>	<b>.....</b>	<b>24</b>
<b>METODOLOGÍA Y ENSAYOS EXPERIMENTALES.....</b>		<b>24</b>
2.1.	Metodología aplicada .....	24
2.1.1.	Recolección de muestras.....	25
2.1.2.	Secado del material .....	25
2.1.3.	Caracterización del material .....	26
2.1.4.	Análisis granulométrico .....	27
2.1.5.	Propuesta de flotación.....	27
2.2.	Ensayos de laboratorio .....	27
2.2.1.	Densidad del material mediante decantación.....	28
2.2.2.	Densidad del material mediante picómetro.....	30
2.2.3.	Densidad y preparación de la pulpa .....	31

2.2.4.	Parámetros de flotación.....	33
2.3.	Ensayos de flotación.....	34
2.3.1.	Potencial de hidrógeno (pH) de la muestra.....	34
2.3.2.	Dosificación de reactivos para flotación.....	35
2.3.3.	Tiempo de acondicionamiento.....	38
2.3.4.	Concentrado y colas.....	39
2.3.5.	Análisis de espectroscopía de absorción atómica.....	40
2.3.6.	Cálculos de recuperación y razón de enriquecimiento.....	41
2.3.7.	Cálculos de colas o relaves.....	45
2.3.8.	Resultados de los ensayos.....	48
<b>CAPÍTULO 3</b>	.....	<b>49</b>
<b>ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS</b>	.....	<b>49</b>
3.1.	Análisis de concentración.....	49
3.2.	Análisis de recuperación.....	50
3.2.1.	Análisis de recuperación variando su fracción de sólidos.....	50
3.2.2.	Análisis de recuperación variando colectores.....	53
3.2.3.	Análisis de recuperación en ensayos con y sin sulfato de cobre.....	57
3.3.	Análisis y discusión de resultados.....	58
<b>Conclusiones</b>	.....	<b>60</b>
<b>Recomendaciones</b>	.....	<b>61</b>
<b>Bibliografía</b>	.....	<b>62</b>
<b>Anexos</b>	.....	<b>65</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Sistema de coordenadas concesión minera .....	3
<b>Tabla 2.</b> Sistema de coordenadas planta de beneficio.....	4
<b>Tabla 3.</b> Formaciones geológicas y depósitos superficiales .....	7
<b>Tabla 4.</b> Procesos geológicos formadores de yacimientos minerales .....	9
<b>Tabla 5.</b> Técnicas más comunes para la caracterización de menas.....	12
<b>Tabla 6.</b> Diferentes métodos de concentración de minerales.....	14
<b>Tabla 7.</b> Análisis mineralógico del material .....	26
<b>Tabla 8.</b> Propuesta de ensayos de flotación .....	27
<b>Tabla 9.</b> Cálculos previo ensayos de flotación.....	33
<b>Tabla 10.</b> Parámetros para flotación .....	34
<b>Tabla 11.</b> Tiempo de acondicionamiento 1 .....	38
<b>Tabla 12.</b> Tiempo de acondicionamiento 2.....	39
<b>Tabla 13.</b> Peso y leyes de concentrados .....	40
<b>Tabla 14.</b> Recuperación y razón de enriquecimiento de los concentrados .....	45
<b>Tabla 15.</b> Pesos de los ensayos .....	45
<b>Tabla 16.</b> Resultado final de los ensayos .....	48
<b>Tabla 17.</b> Leyes de concentración de cada ensayo.....	49
<b>Tabla 18.</b> Porcentaje de recuperación de cada ensayo .....	50
<b>Tabla 19.</b> Recuperación ensayos 1 y 2 con el colector Z11 y variando fracción de sólidos...50	
<b>Tabla 20.</b> Recuperación ensayos 3 y 4 con el colector Z6 y variando fracción de sólidos.....51	
<b>Tabla 21.</b> Recuperación ensayos 5 y 6 con el colector Z11, agregando sulfato de cobre y variando fracción de sólidos .....	52
<b>Tabla 22.</b> Recuperación ensayos 7 y 8 con el colector Z6, agregando sulfato de cobre y variando fracción de sólidos .....	53
<b>Tabla 23.</b> Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 15% y variando colectores .....	54
<b>Tabla 24.</b> Recuperación ensayos 2 y 4 con fracción de sólidos al 30% y variando colectores .....	54
<b>Tabla 25.</b> Recuperación ensayos 5 y 7 con fracción de sólidos al 15%, variando colectores y agregando sulfato de cobre .....	55
<b>Tabla 26.</b> Recuperación ensayos 6 y 8 con fracción de sólidos al 30%, variando colectores y agregando sulfato de cobre .....	56

<b>Tabla 27.</b> Ensayos con y sin sulfato de cobre que contienen la mayor recuperación .....	57
<b>Tabla 28.</b> Mejor resultado en flotación de Cu.....	59
<b>Tabla 29.</b> Parámetros del mejor resultado.....	59

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Ubicación área minera.....	4
<b>Figura 2.</b> Ubicación planta de beneficio "Playitas" .....	5
<b>Figura 3.</b> Mapa geológico del distrito minero Zaruma-Portovelo .....	6
<b>Figura 4.</b> Corte geológico del distrito minero Portovelo-Zaruma .....	7
<b>Figura 5.</b> Procesos geológicos formadores de depósitos minerales.....	8
<b>Figura 6.</b> Tratamiento y disposición de los relaves .....	11
<b>Figura 7.</b> Esquema general para la caracterización de menas.....	12
<b>Figura 8.</b> Factores que afectan la flotación .....	16
<b>Figura 9.</b> Principio de la separación por flotación .....	17
<b>Figura 10.</b> Celda Denver .....	21
<b>Figura 11.</b> Circuito Rougher .....	22
<b>Figura 12.</b> Circuito Roguher-Scavenger .....	22
<b>Figura 13.</b> Circuito Roguher-Scavenger-Cleaner .....	23
<b>Figura 14.</b> Recolección de muestras .....	25
<b>Figura 15.</b> Secado del material .....	26
<b>Figura 16.</b> Ensayo de decantación probeta 1 .....	28
<b>Figura 17.</b> Ensayo de decantación probeta 2 .....	29
<b>Figura 18.</b> Ensayo de decantación probeta 3 .....	29
<b>Figura 19.</b> Ensayo de densidad picómetro .....	30
<b>Figura 20.</b> Fracción de sólidos 15% y 30% .....	33
<b>Figura 21.</b> Cálculo del pH de la pulpa .....	35
<b>Figura 22.</b> Reactivos para ensayos de flotación.....	35
<b>Figura 23.</b> Cal como regulador de pH.....	36
<b>Figura 24.</b> Colector Xantato amílico de potasio (Z6) .....	36
<b>Figura 25.</b> Colector Xantato isopropílico de sodio (Z11).....	37
<b>Figura 26.</b> Sulfato de cobre diluido .....	37
<b>Figura 27.</b> Dosificación del espumante.....	38
<b>Figura 28.</b> Recolección de concentrado .....	39
<b>Figura 29.</b> Secado de concentrados y colas .....	40
<b>Figura 30.</b> Diagrama leyes de concentración.....	49
<b>Figura 31.</b> Recuperación ensayos 1 y 2 variando fracción de sólidos con colector Z11 .....	51
<b>Figura 32.</b> Recuperación ensayos 3 y 4 variando fracción de sólidos con colector Z6.....	51

<b>Figura 33.</b> Recuperación ensayos 5 y 6 variando fracción de sólidos con colector Z11 y sulfato de cobre .....	52
<b>Figura 34.</b> Recuperación ensayos 7 y 8 variando fracción de sólidos con colector Z6 y sulfato de cobre .....	53
<b>Figura 35.</b> Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 15% y variando colectores .....	54
<b>Figura 36.</b> Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 30% y variando colectores .....	55
<b>Figura 37.</b> Recuperación ensayos 5 y 7 con fracción de sólidos al 15%, variando colectores y agregando sulfato de cobre .....	56
<b>Figura 38.</b> Recuperación ensayos 6 y 8 con fracción de sólidos al 30%, variando colectores y agregando sulfato de cobre .....	57
<b>Figura 39.</b> Comparación de porcentaje de recuperación de ensayos con y sin sulfato de cobre .....	58

**ÍNDICE DE ANEXOS**

<b>Anexo 1.</b> Salida de relaves de filtros prensa.....	65
<b>Anexo 2.</b> Piscina de relaves .....	65
<b>Anexo 3.</b> Recolección del material.....	66
<b>Anexo 4.</b> Muestras de los diferentes relaves .....	66
<b>Anexo 5.</b> Tamización del material.....	67
<b>Anexo 6.</b> Cálculo de densidades por precipitación.....	67
<b>Anexo 7.</b> Medición del pH.....	68
<b>Anexo 8.</b> Adición de agua a la pulpa .....	68
<b>Anexo 9.</b> Resultados del ensayo DRX.....	69
<b>Anexo 10.</b> Pesado del material .....	69
<b>Anexo 11.</b> Revoluciones de la celda Denver .....	70
<b>Anexo 12.</b> Acondicionamiento de la pulpa.....	70
<b>Anexo 13.</b> Secado de concentrado y colas.....	71

**“ESTUDIO PARA LA RECUPERACIÓN DE MINERALES DE INTERÉS  
PRESENTES EN LA RELAVERA DE LA EMPRESA ASOPROMIN S.A.  
MEDIANTE FLOTACIÓN SELECTIVA”**

**INTRODUCCIÓN**

En el pasado, debido a las limitaciones tecnológicas y técnicas, no se podía aprovechar plenamente los recursos de los depósitos mineros. Como resultado, grandes cantidades de minerales valiosos quedaban atrapadas en los depósitos de relaves, lo que implicaba una pérdida significativa de material útil. Sin embargo, con el paso del tiempo, las tecnologías y los métodos mineros han ido evolucionando, lo que ha permitido optimizar estos procesos. Gracias a estos avances, la minería ha logrado recuperar metales de interés de manera más eficiente, minimizando el impacto ambiental en comparación con los métodos tradicionales.

Este progreso ha sido crucial para la industria minera, ya que no solo ha mejorado la recuperación de minerales, sino que también los antiguos relaves se han convertido en nuevos yacimientos potencialmente explotables. Al mismo tiempo, el mercado internacional de metales ha experimentado variaciones significativas debido a diversos factores como conflictos y restricciones globales. Estas alteraciones han impactado directamente a las empresas mineras en todo el mundo, ya que sus procesos y producciones dependen en gran medida de los cambios en los precios de los metales de interés. Cuando los precios de estos metales suben, el reprocesar relaves y la optimización de los procesos mineros se vuelven aún más atractivos y rentables.

Estos cambios han llevado a muchas empresas mineras a reconsiderar el valor de sus relaves, ya que el material que anteriormente se descartaba por contener pocos minerales de interés ahora puede ser económicamente viable. Esta tendencia ha permitido que muchas compañías generen mayores beneficios al tratar nuevamente sus relaves, obteniendo una doble ventaja: económica y ambiental. Reprocesar estos materiales no solo permite la recuperación de minerales valiosos, sino que también ayuda a reducir el volumen de contaminantes que de otro modo permanecerían en el ambiente.

Ante esta realidad, se ha decidido realizar un estudio detallado de los minerales presentes en los relaves de la empresa ASOPROMIN S.A. El objetivo principal es identificar las concentraciones de los minerales de interés y determinar cuál es el más rentable. En este caso, el mineral económicamente viable presente en el material es la cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ). Para ello, se

evaluará la influencia de la fracción de sólidos, variándola entre 15% y 30%. Además, se emplearán dos tipos de colectores: xantato amílico de potasio (Z6) y xantato isopropílico de sodio (Z11). Por último, se incorporó sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) con el fin de analizar su influencia en la eficiencia del proceso y lograr el mejor rendimiento posible tanto desde el punto de vista económico como ambiental.

## CAPITULO 1

### ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO

#### 1.1. Aspectos generales

##### 1.1.1. Antecedentes

La provincia de El Oro es reconocida por su intensa actividad minera a lo largo de toda su extensión. Una de las empresas que desarrolla actividades de explotación en esta área es ASOPROMIN S.A., titular del área minera "O NIVEL", con código catastral 277. Esta concesión está ubicada en la parroquia Huertas, cantón Zaruma, en la provincia antes mencionada.

La concesión de la empresa abarca una extensión de 13 hectáreas, donde se llevan a cabo labores de exploración y explotación de minerales polimetálicos. Para procesar el material extraído de la mina, cuentan con una planta de beneficio denominada "PLAYITAS", situada en el sector El Salado, cantón Portovelo, también en la provincia de El Oro. Esta planta es relativamente nueva, con aproximadamente dos años desde su construcción, y tiene la capacidad de tratar 300 toneladas métricas diarias de material. Dado que fue construida recientemente, está equipada con maquinaria moderna y eficiente, lo que permite obtener un buen concentrado final del material. Además, la empresa mantiene altos estándares en las medidas de control y mitigación ambiental.

##### 1.1.2. Coordenadas UTM

**Tabla 1.** *Sistema de coordenadas concesión minera*

<b>Coordenadas WGS84 Concesión minera</b>		
<b>Puntos</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
PP	651441	9599376
P1	651641	9599373
P2	651640	9598726
P3	651440	9598727

**Fuente:** Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2024)

**Tabla 2.** Sistema de coordenadas planta de beneficio

Coordenadas WGS84 Planta de beneficio		
Puntos	X	Y
PP	650783	9585233
P1	650953	9585195
P2	650763	9584873
P3	650702	9584885

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2024)

### 1.1.3. Mapa de ubicación

**Figura 1.** Ubicación área minera

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2024)

**Figura 2.** Ubicación planta de beneficio "Playitas"



**Fuente:** Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2024)

#### 1.1.4. Acceso a la planta de beneficio

La planta de beneficio queda a 4 kilómetros del centro del cantón Portovelo, vía Loja. Desde la mina existen 30 kilómetros hacia la planta de beneficio.

#### 1.1.5. Geología Local

La geología del centro y suroeste de Ecuador está conformada por complejos ígneos del Eoceno al Mioceno tardío relacionados con minerales epitermales y pórfidos de Cu que se originaron a partir de magmas calcoalcalinos, magmas fraccionados a poca profundidad en el interior de la corteza continental. (Chiaradia *et al.*, 2004, pp. 204-222)

El distrito minero Portovelo-Zaruma contiene uno de los mayores yacimientos hidrotermales de la cordillera andina, este yacimiento comprende un gran sistema longitudinal de vetas de oro-polimetálicas en una superficie de más de 4 x 12 km, alineadas a lo largo de una estructura de deslizamiento que se asocian al magmatismo de arco continental del Mioceno temprano. El distrito minero consiste en un bloque tectónico de 7 km de ancho, con límites de fallas Norte - Oeste. (Vikentyev *et al.*, 2005, pp. 148-154)

No obstante, este bloque tectónico o también llamado la Unidad Portovelo fue incluida en las Formaciones Celica, Piñón y en las Volcanitas Saraguro. (Bonilla, 2009)

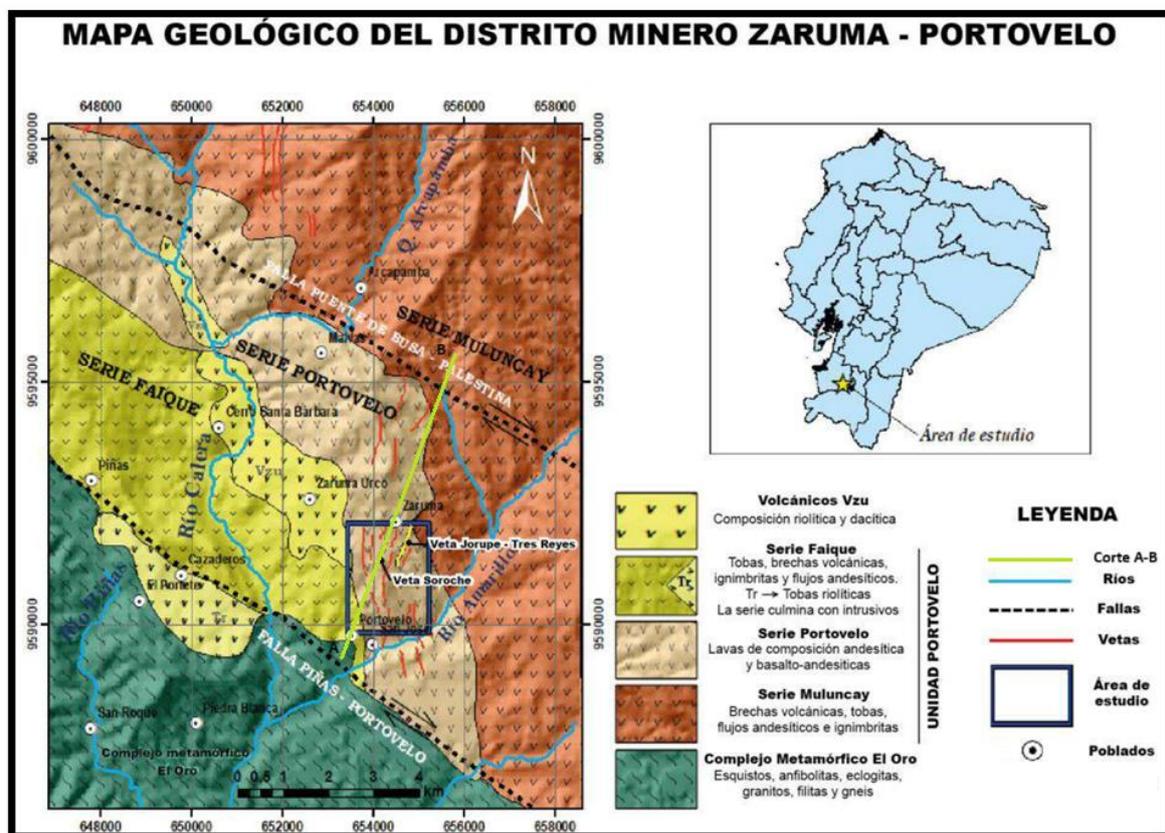
De acuerdo a (Billingsley, 1926) esta unidad lo integran tres series: Muluncay, Portovelo y Faique.

Según (Bonilla, 2009) se describen de la siguiente manera:

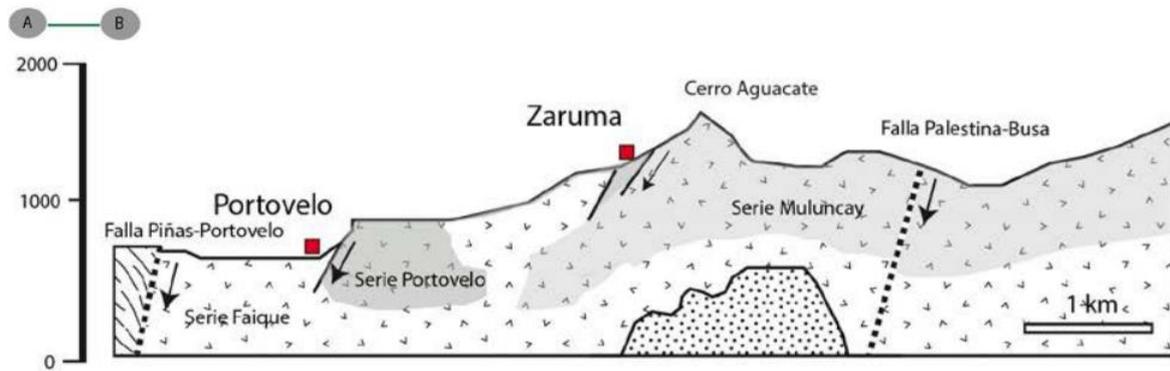
- **Serie Muluncay:** constituye la base de la Serie Portovelo y está representada por brechas volcánicas, tobas y flujos de composición andesítica e ignimbritas.
- **Serie Portovelo:** comprende lavas andesíticas y basalto-andesíticas. La secuencia posee rumbo NO-SE e inclina  $35^\circ$  a  $40^\circ$  al SO. La actividad magmática prosigue con la Serie Faique, que se localiza al O y se sobrepone a la Serie Portovelo.
- **Serie Faique:** consiste en rocas volcánicas similares a las descritas para la Serie Muluncay, pero con una proporción mayor de tobas y menor de lavas andesíticas; y, culmina con intrusivos subvolcánicos, dioríticos, granodioríticos, monzoníticos cuarzosos y riolíticos que, al S del distrito, adquieren en planta forma sigmoide (N a NO) y afloran entre Zaruma y Portovelo.

Estas series limitan con el complejo metamórfico El Oro el cuál consiste en varios terrenos metamórficos tanto de origen continental como oceánico. (Riel *et al.*, 2013)

**Figura 3.** Mapa geológico del distrito minero Zaruma-Portovelo



Fuente: Modificado de (Bermeo & Inca, 2023)

**Figura 4.** Corte geológico del distrito minero Portovelo-Zaruma

Fuente: (Berrezueta *et al.*, 2021)

**Tabla 3.** Formaciones geológicas y depósitos superficiales

Formaciones geológicas área de estudio			
	Formación geológica o depósitos superficiales	Edad	Litología
Unidad Portovelo	Serie Muluncay	Eoceno Superior	Brechas volcánicas, tobas, flujos andesíticos e ignimbritas
	Serie Portovelo	Eoceno Superior	Lavas de composición andesítica y basalto-andesíticas
	Serie Faique	Eoceno Superior	Tobas, brechas volcánicas, ignimbritas y flujos andesíticos. Tr -- Tobas riolíticas
Complejo metamórfico El Oro	Complejo Birón	Triásico Tardío	Metasedimentarias migmatita, anfibolita, granitoides
	Complejo Raspas	Cretácico Temprano	Metaperidotitas, eclogita, esquistos azul
	Complejo El Oro	Triásico	Anfibolitas, granitoides del triásico, Grabo

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Bonilla, 2009) y (Riel *et al.*, 2014)

## 1.2. Marco Teórico

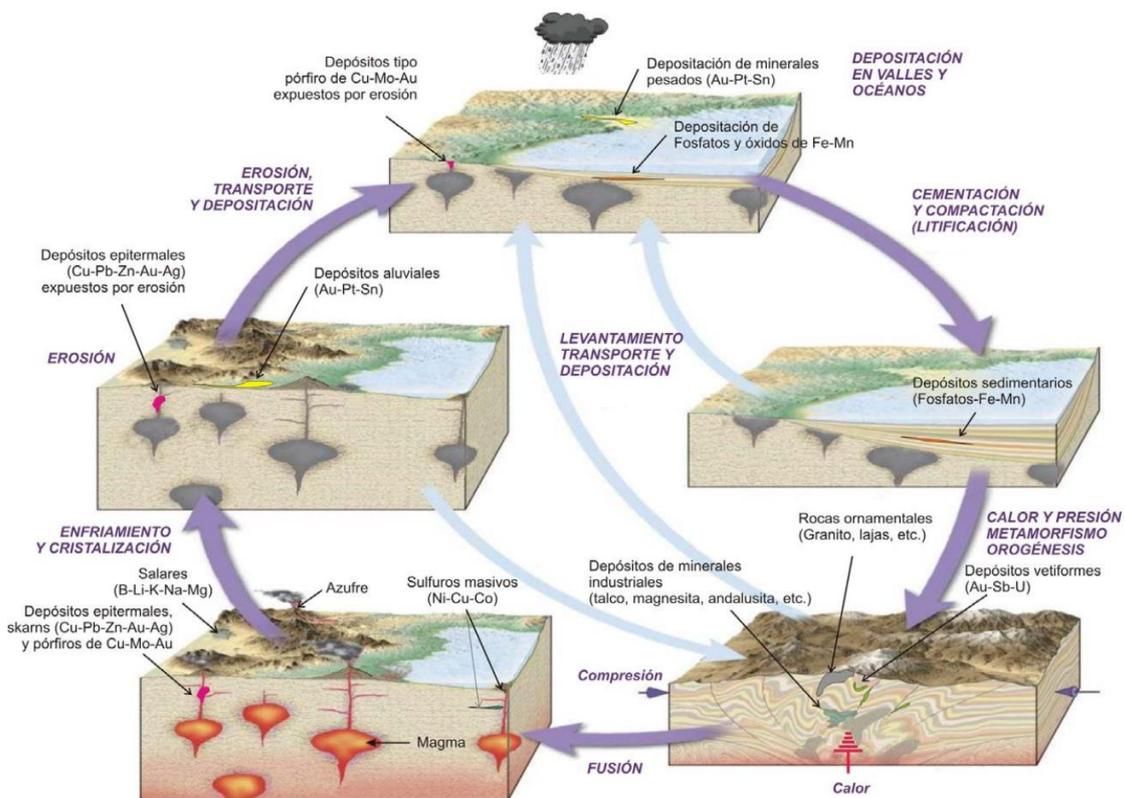
### 1.2.1. Yacimientos minerales

(Smirnov, 1982) menciona que un yacimiento mineral es un sector de la corteza terrestre en el cual, a raíz de uno u otros procesos geológicos se produjo la acumulación de una sustancia mineral, que puede utilizarse industrialmente, dadas su cantidad, calidad y condiciones del yacimiento.

Según (J Stanley *et al.*, 1999) los depósitos minerales, o yacimientos minerales, se forman a través de diversos procesos geológicos, influenciados por factores como inclusiones fluidas y modelos termodinámicos, reflejando los avances del siglo en la comprensión de su formación y procesamiento.

Todos estos procesos y los cambios físico-químicos que actúan en la formación de yacimientos minerales los hace clasificarse genéticamente en dos grupos, como menciona (Herrmann & Zappettini, 2014) se pueden agrupar en procesos endógenos, ocurridos en el interior de la corteza terrestre por la liberación del calor interno del planeta, y procesos exógenos, producidos en la superficie debido a la interacción de las rocas con la atmósfera, biósfera y la hidrósfera.

**Figura 5.** *Procesos geológicos formadores de depósitos minerales*



**Fuente:** (Herrmann & Zappettini, 2014)

**Tabla 4.** *Procesos geológicos formadores de yacimientos minerales*

<b>PROCESO GEOLÓGICOS FORMADORES DE YACIMIENTOS MINERALES</b>			
<b>Tipo de proceso</b>	<b>Descripción del proceso</b>	<b>Ejemplos de elementos que concentran</b>	
<b>Endógenos</b>	Cristalización magmática	Precipitación de minerales de mena como constituyentes mayores o menores en rocas magmáticas.	Diamantes, tierras raras. Uranio, litio, estaño, cesio (en pegmatitas).
	Segregación magmática	Precipitación por cristalización fraccionada o inmiscibilidad líquida.	Cromo, cobre, níquel, titanio.
	Hidrotermal	Deposición a partir de soluciones acuosas calientes de origen magmático, metamórfico o meteórico.	Cobre, oro, molibdeno.
	Metamórfico	Neoformación de minerales por cambios en las condiciones de presión y temperatura.	Hierro, oro, níquel, cobre, magnesio, talco.
<b>Exógenos</b>	Exhalativos superficiales, volcanogénicos	Exhalaciones hidrotermales submarinas depositadas en el fondo oceánico.	Plomo, zinc, plata, azufre.
	Sedimentarios	Alóctonos clásticos: deposición de minerales pesados. Autóctonos: precipitación química de minerales con o sin intervención de biota.	Rutilo, zircón, estaño, oro, arenas. Hierro, manganeso, cobre, fosfatos.
	Meteorización	Lixiviación de elementos solubles y formación de concentraciones de elementos insolubles (residuales). Precipitación de los elementos solubles in situ (concentración supergénica) o transportados a distancia de la fuente.	Aluminio, níquel, cobre, oro, plata.

**Fuente:** Modificado de (Herrmann & Zappettini, 2014)

### 1.2.2. Ley o Tenor

En minería existen diferentes tipos de leyes o tenores y (Herbert, 2017) los describe de la siguiente manera:

- Ley de mineral: Es el contenido de porcentaje del elemento útil que hay en un mineral.
- Ley media: Es la concentración de un elemento químico de interés en un yacimiento.
- Ley de corte: Es la concentración mínima que debe tener un elemento químico en un yacimiento para ser explotado.

### **1.2.3. Planta de Beneficio**

Las plantas de beneficio en minería son estructuras industriales que se encuentran equipadas con maquinaria, equipos y personal adecuados para el tratamiento del material que llega luego de la explotación en mina. En la planta se dan diferentes procesos que principalmente consta de dos corrientes de material, una que lleva todo el mineral enriquecido, denominado concentrado, producto que contiene alto porcentaje del mineral de interés, y por otra parte va una corriente contraria, con bajo porcentaje de mineral de interés, denominado colas, la cuál va hacia los relaves.

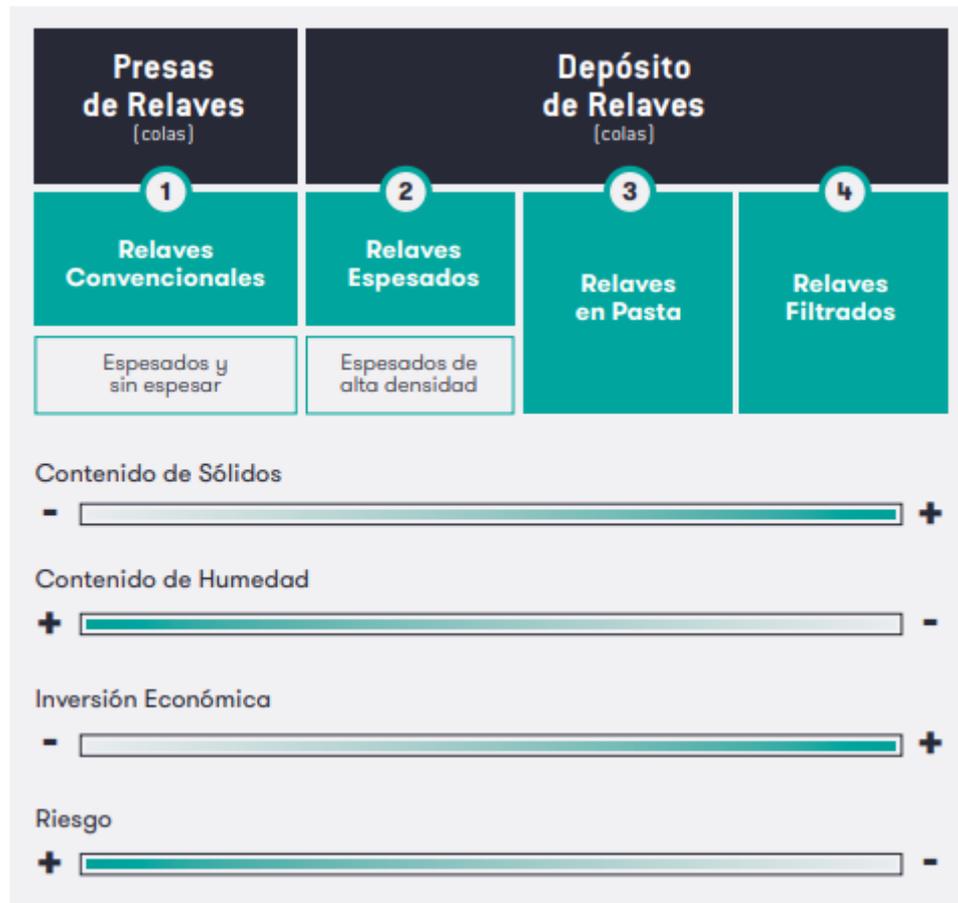
Estas estructuras industriales pueden encontrarse en la misma mina, principalmente en mediana y gran minería, o en sectores donde su funcionamiento está permitido y regulado por los entes encargados.

### **1.2.4. Relaves**

Los procesos de extracción y tratamiento de minerales que se realizan en las plantas de beneficio tienen varias etapas, en las cuales se va enriqueciendo el mineral de interés para finalmente poder refinarlo. Todo este proceso deja residuos con material que contiene bajas concentraciones de estos minerales y son ubicados en depósitos llamados “Relaves”.

Para (Asesorías Técnicas Geológicas ATG Ltda., 2021) los relaves mineros se definen como un desecho de los procesos de beneficio y transformación del mineral compuesto por una fase sólida, líquida y gaseosa, que dependiendo de sus características físicas y químicas debe someterse a diferentes tratamientos para su transporte y posterior disposición en presas, depósitos, o en otros países se usan como subproductos a través de alternativas de economía circular en retrolleado de labores subterráneas, producción de postes, bloques, cemento, etc.

Los relaves pueden clasificarse según su proporción de fase sólida y fase líquida, correspondiendo a relaves convencionales, espesados, filtrados y en pasta, a partir de esta clasificación se disponen generalmente en presas o en depósitos (Figura 6).

**Figura 6.** Tratamiento y disposición de los relaves

**Fuente:** (Asesorías Técnicas Geológicas ATG Ltda., 2021)

### 1.2.5. Caracterización mineralógica

El estudio de caracterización es un conjunto de técnicas empleadas para conocer la mineralogía de una muestra y poder identificar minerales de interés económico, de ganga, penalizantes, etc., así como determinar grados de liberación y asociaciones de los mismos. De la misma forma es posible identificar pérdidas de valores y minerales económicos en colas finales del proceso de separación. (Ojeda *et al.*, 2010)

Según (Ballester *et al.*, 2000) la información básica que debe recoger caracterización de una mena incluye:

- Composición química global.
- Minerales presentes.
- Composición de los minerales, incluyendo los elementos minoritarios (o traza) en solución sólida.
- Tamaño de grano de los minerales y su interrelación (textura).

Existe diversas técnicas para la caracterización de menas, sin embargo, en la actualidad no hay una técnica única que englobe toda la información necesaria, por lo tanto y en general, se realiza una combinación de estas técnicas.

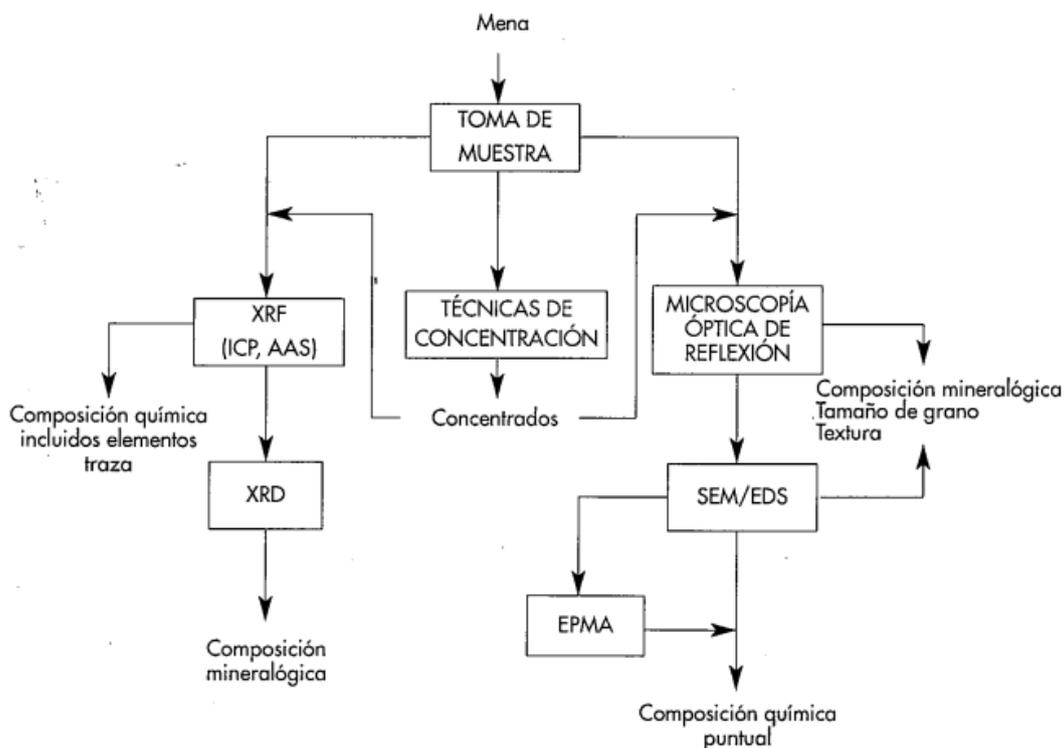
**Tabla 5.** Técnicas más comunes para la caracterización de menas

Técnicas más comunes utilizadas en la caracterización de menas	
Técnicas	Tipo de composición
Fluorescencia de rayos X (XRF)	Composición química global
Difracción de rayos X (XRD)	Composición mineralógica
Microscopía de luz reflejada	Composición mineralógica, tamaño de grano y textura
Microscopía electrónica de scanning (SEM)	Composición química puntual, tamaño de grano y textura
Microanálisis por energía dispersiva de rayos X (EDS)	
Microsonda electrónica (EPMA)	Composición química puntual

Fuente: Modificado de (Ballester *et al.*, 2000)

Para (Ballester *et al.*, 2000) cualquiera de las técnicas de concentración, que se describen en la tabla 5, excepto la disolución química selectiva, requiere la liberación previa de los minerales minoritarios. También requiere un buen conocimiento de los minerales mayoritarios para poder diseñar una concentración efectiva.

**Figura 7.** Esquema general para la caracterización de menas



Fuente: (Ballester *et al.*, 2000)

Las tres técnicas más utilizadas citadas en la tabla 5 se describen de la siguiente manera:

- **Fluorescencia de rayos X (XRF):** la muestra se expone a un haz primario de rayos X con objeto de generar un haz secundario de rayos X fluorescentes, que son característicos de los elementos presentes.
- **Difracción de rayos X (XRD):** la base del método es que cada sustancia cristalina tiene su propio espectro de difracción ya que las posiciones de las líneas dependen de las dimensiones de la celda elemental y las intensidades del tipo de átomo presentes y de su distribución en el cristal.
- **Microscopía óptica de reflexión:** La mayoría de los minerales metálicos son opacos y por ello deben ser estudiados mediante microscopía óptica de luz reflejada. La técnica permite la identificación parcial o total de los constituyentes mineralógicos, sus tamaños de grano y sus texturas. Sin embargo, cuando se trata de distinguir granos pequeños (<10  $\mu\text{m}$ ) de especie de propiedades ópticas similares, la identificación puede resultar insegura.

(Ballester *et al.*, 2000)

Además de estas técnicas de caracterización de minerales, existen otras denominadas “técnicas instrumentales”, como lo menciona (Londoño *et al.*, 2010) estas técnicas instrumentales se aplican en los diferentes procesos industriales dependiendo de la sensibilidad, versatilidad, rapidez y costos que el proceso requiera o dependiendo de la exactitud y confiabilidad del resultado.

Uno de los más utilizados es la Espectrofotometría de absorción atómica y (Londoño *et al.*, 2010) lo define de la siguiente manera:

- **Espectrofotometría de absorción atómica:** La absorción atómica es el proceso que ocurre cuando un átomo en su estado basal absorbe energía en forma de luz a una longitud de onda específica y es elevado a un estado excitado. La cantidad de energía lumínica absorbida a esta longitud de onda incrementará el número de átomos del elemento seleccionado en la trayectoria de luz.

### 1.2.6. Minerales sulfurados

Los sulfuros son minerales formados por la combinación de azufre con uno o más metales o semimetales, estos minerales son de gran importancia para la industria minera, debido a su abundancia y a los metales que pueden extraerse de ellos, la mayoría de estos minerales son opacos, poseen un alto peso específico y se distinguen por su característico brillo metálico. En

su mayoría son excelentes conductores de calor y electricidad. Muchos yacimientos donde existan sulfuros y sulfosales abundantes, son de gran interés, principalmente se encuentran en entornos volcánicos y tienen un valor económico significativo, ya que se utilizan como menas metálicas, como es el caso de la calcopirita (Cu), la esfalerita (Zn) y la galena (Pb), entre otros. (Universidad de Alicante, 2015)

### 1.2.7. Concentración de minerales

La concentración de minerales es un proceso esencial en la minería, ya que permite aumentar el tenor de una mena o mineral determinado, separando estos minerales valiosos de la ganga (material no deseado). Como lo menciona (Gruner & Loring, 2024) en las operaciones a gran escala este proceso se consigue aprovechando las diferentes propiedades de los minerales que hay que separar. Estas propiedades pueden ser de color (clasificación óptica), densidad (separación por gravedad), magnéticas o eléctricas (separación magnética y electrostática) y fisicoquímicas (separación por flotación).

Según (Bustamante *et al.*, 2008) estas propiedades se denominan “Propiedad Diferencial” el objetivo general de estas propiedades es enriquecer el mineral eliminando la ganga y minimizando las pérdidas de mineral útil.

**Tabla 6.** *Diferentes métodos de concentración de minerales*

Nombre del Método	Propiedades que emplea para separar	Principales aparatos
Concentración Gravitacional	Diferencia de velocidad de sedimentación de los minerales	Sedimentador, Hidrociclón, Jig, Canalón Canaletas, Mesa Vibratoria, Espiral, Conos de Separación Centrifugas, entre otros
Concentración Magnética	Susceptibilidad magnética (atracción o no frente a una Magneto u 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 hidrofiliad del mineral (mojamiento o no)	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 una coágulo	Sedimentador

**Fuente:** (Bustamante *et al.*, 2008)

### 1.2.8. Índices metalúrgicos

Como (Bustamante *et al.*, 2008) lo interpretan, los índices metalúrgicos sirven para precisar la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración y además ayuda al dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración.

Estos índices permiten cuantificar la recuperación y la calidad del concentrado, proporcionando información esencial para optimizar los procesos y maximizar la rentabilidad.

Según (Londoño *et al.*, 2010) los principales se describen de la siguiente manera:

- **Recuperación (R):** Indica la relación entre la cantidad de material de interés obtenido en el concentrado y la cantidad de material de interés presente en el alimento y sirve para tener una relación de la cantidad de material en porcentaje que puede ser recuperado de la corriente de concentrado.

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interes en el concentrado}}{\text{Peso de mineral de interes en el alimento}} \quad (1)$$

También se lo puede expresar según las leyes de alimento y concentrado.

$$R = \frac{C \cdot tc}{A \cdot ta} \quad (2)$$

Donde:

A= Peso del mineral en el alimento.

ta= Tenor del mineral en el alimento.

C= Peso del mineral en el concentrado.

tc= Tenor del mineral en el concentrado.

- **Razón de enriquecimiento (RE):** Es la relación que existe entre el tenor del concentrado respecto al tenor de la alimentación.

$$R = \frac{tc}{ta} \quad (3)$$

- **Índice de selectividad IS:** Este índice compara la calidad de la separación entre dos especies A y B que se quieren separar en el proceso de la concentración.

$$IS = \frac{t_a(A) * t_c(B)}{t_a(B) * t_c(A)} \quad (4)$$

Donde:

$t_aA$  y  $t_aB$  son los tenores de las especies A y B en el alimento.

$t_cA$  y  $t_cB$  son los tenores de las especies A y B en el concentrado.

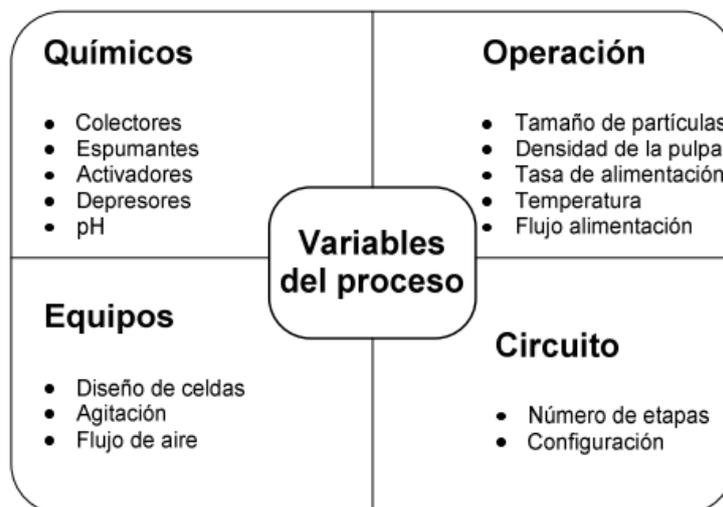
- **Razón de concentración (RC):** Este índice representa la relación entre la masa del concentrado y la masa del material alimentado. Una razón de concentración de 5 quiere decir que la masa del alimento es cinco veces la masa del concentrado.

$$R = \frac{A}{C} \quad (5)$$

### 1.2.9. Fundamentos de flotación

La flotación es un proceso físico-químico que se basa en la tensión superficial, donde se separan minerales sulfurados de otros minerales y especies que componen la mayor parte de la roca, así logrando enriquecer el concentrado.

**Figura 8.** Factores que afectan la flotación



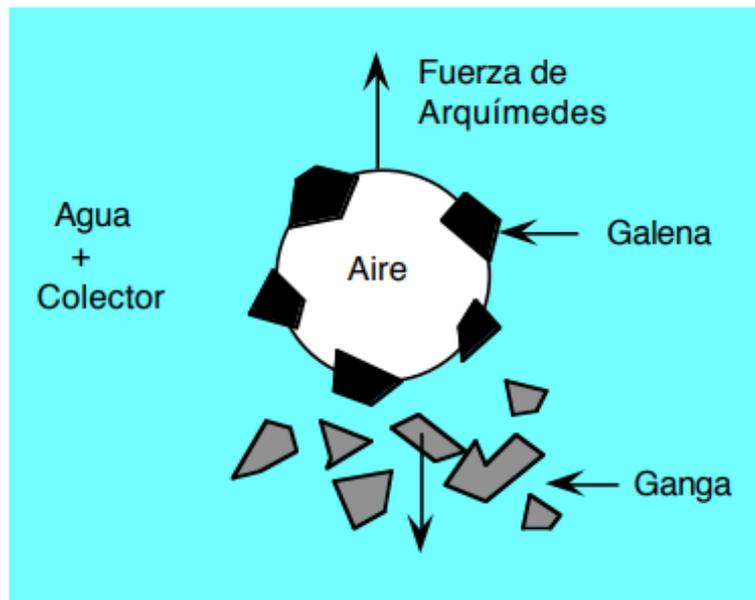
Fuente: (Escobedo, 2020)

Después del proceso de molienda se le incorporan los reactivos para la flotación, que es un aspecto muy importante. El propósito es darle el tiempo necesario de residencia a cada uno de los reactivos para conseguir una pulpa homogénea antes de ser utilizada en la flotación. Con la pulpa (o producto de la molienda) se alimentan las celdas de flotación. Al ingresar la pulpa, se hace burbujear aire desde el interior y se agita con un aspa rotatoria para mantenerla en constante movimiento, lo que facilita y mejora el contacto de las partículas de mineral dispersas en la pulpa con los reactivos, el agua y el aire, haciendo que este proceso se lleve a cabo en forma eficiente.

La adhesión del mineral a estas burbujas de aire dependerá de las propiedades hidrofílicas (afinidad con el agua) y aerofílicas (afinidad con el aire) de cada especie mineral que se requiera separar de aquellas que carecen de valor comercial y que se denominan “gangas”.

(CODELCO, 2019)

**Figura 9.** Principio de la separación por flotación



**Fuente:** (Salager & Forgiarini, 2007)

Las burbujas de aire generadas arrastran consigo hacia la superficie los minerales sulfurados, rebasando el borde de la celda de flotación hacia canaletas donde esta pulpa es enviada a la etapa siguiente. Este proceso es reiterado en varios ciclos, de manera que en cada uno de ellos se vaya produciendo un producto cada vez más concentrado. (CODELCO, 2019)

- **Partículas Hidrofóbicas:** son aquellas partículas que no tienen afinidad con el agua, es decir, en flotación se adhieren a las burbujas, tiene afinidad por la fase gaseosa y se repele con la fase líquida.
- **Partículas Hidrofílicas:** son aquellas partículas que tienen afinidad con el agua y en flotación no se adhieren a las burbujas, es decir, se repele con la fase gaseosa.

En todo este proceso se puede diferenciar tres fases:

- **Fase sólida:** corresponde a las materias que se quiere separar (material mineral).
- **Fase líquida:** es el medio en que se llevan a cabo dichas separaciones.
- **Fase gaseosa:** se refiere al aire inyectado en la pulpa para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.

Según (CODELCO, 2019) para estos procesos existen tres tipos de celdas de flotación:

- **Mecánicas:** son las más comunes, caracterizadas por un impulsor mecánico que agita la pulpa y la dispersa.
- **Neumáticas:** carecen de impulsor y utilizan aire comprimido para agitar y airear la pulpa.
- **Columnas:** tienen un flujo en contracorriente de las burbujas de aire con la pulpa, y de las burbujas mineralizadas con el flujo de agua de lavado.

#### 1.2.10. Reactivos

Para que el proceso de flotación funcione de manera apropiada, siempre tiene que estar compuesta con los reactivos adecuados, según (CODELCO, 2019) pocas partículas de especies minerales tienen flotabilidad natural, es decir, no forman una unión estable burbuja-partícula. Todo esto dificulta el proceso de flotación y hace necesario invertir las propiedades superficiales de las partículas minerales, para ello deben modificar su condición hidrofílica a propiedades hidrofóbicas mediante el uso de un reactivo colector. Además, es necesario que posean el tamaño adecuado para asegurar una buena liberación de las especies minerales.

#### 1.2.11. Colectores

Los colectores son reactivos que se utilizan en los ensayos de flotación que favorecen la condición hidrofóbica y aerofílica de las partículas de sulfuros de los metales que se quiere recuperar, para que se separen del agua y se adhieran a las burbujas de aire. Deben utilizarse

seleccionando el mineral de interés para impedir la recuperación de otros minerales (CODELCO, 2019).

Existen diverso tipo de colectores, dependiendo del mineral que se dese flotar, por lo que según (SAC, 2020) se pueden clasificar de la siguiente manera:

- **Xantatos:** reactivos químicos utilizados para la concentración de minerales mediante el método de flotación convencional. Compuesto por alcoholes, sodio y potasio. Se utiliza principalmente como colector primario en minerales sulfurados, polimetálicos.
- **Tionocarbamatos:** Son colectores oleosos deriva de etilo propilo tionocarbamato. Se emplean en circuitos de flotación en pH de 4 a 12. Son utilizados generalmente para la recuperación de minerales de cobre, plata, oro y níquel en presencia de minerales oxidados o arcillas limosas.
- **Ditiofosfatos:** Colector altamente selectivo, por esta razón se utiliza como colector secundario. Empleados mayormente para la recuperación de oro y plata cuando se asocia con minerales de sulfuro.
- **Ditiocarbamatos:** Colectores secundarios, utilizados principalmente en minerales asociados a sulfatos. Como sulfatos de cobre y plata. Proporciona mayor velocidad de flotación y alta selectividad.

### 1.2.12. Depresores

Se utilizan para provocar el efecto inverso al de los reactivos colectores, esto es, para evitar la recolección de otras especies minerales no deseadas en el producto que se quiere concentrar y que no son sulfuros (CODELCO, 2019).

Según (Petrovskaya, 2021) los principales depresores en la industria son:

- Hidrosulfuro de sodio (NaHS).
- Metabisulfito de sodio (Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>5</sub>).
- Cianuro de sodio (NaCN).
- Sulfato de zinc (ZnSO<sub>4</sub>).
- Sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>).
- Carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>)
- Ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>).

### **1.2.13. Espumantes**

Alteran la tensión superficial de líquidos. Su estructura les permite agruparse hasta formar otra fase distinta del resto del fluido, formando una espuma que separa el mineral del resto de la ganga. Su objetivo es producir burbujas resistentes, de modo que se adhiera el mineral de interés (CODELCO, 2019).

Según (Petrovskaya, 2021) la función de los espumantes es:

- Disminución de la tensión superficial del agua.
- Disminución de la coalescencia de burbujas (Coalescencia es el fenómeno de unión de las burbujas).
- Formación de las burbujas más finas.
- Regulación de la velocidad a la cual las burbujas suben hacia la superficie de la pulpa.
- Estabilización de la espuma.

Siendo los agentes más apropiados para separar la espuma:

- Alcoholes.
- Éteres.
- Fenoles.
- Alquil aril sulfonatos
- Cationicos.
- Coloidal.

### **1.2.14. Regulador de pH**

Sirven para estabilizar la acidez de la pulpa en un valor de pH determinado, proporcionando el ambiente adecuado para que el proceso de flotación se desarrolle con eficiencia (CODELCO, 2019).

Según (Petrovskaya, 2021) los más utilizados en la industria son:

- Hidróxido de calcio ( $\text{Ca(OH)}_2$ ).
- Carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ).
- Ácido sulfúrico ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ).
- Cal ( $\text{CaO}$ ).

### 1.2.15. Activadores

Según (Petrovskaya, 2021) los activadores son reactivos que forman condiciones favorables para que colectores se pegan en superficie de minerales, y estos pueden ser:

- Sulfidizadores: Sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), Hidrosulfuro de sodio ( $\text{NaSH}$ ), Disulfito de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ ).
- Nitrato de plomo ( $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ ).
- Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ).

### 1.2.16. Celda Denver

La celda denver es la que se utilizó en estos ensayos por lo que la Universidad del Azuay tiene en sus laboratorios, Según (Ortiz, 2008) la celda Denver cuenta con un sistema de agitación mecánica que combina un rotor y un estator. Esto permite una mezcla eficiente de la pulpa mineral y una aireación adecuada, que son esenciales para el proceso de flotación. Esta celda es ideal para trabajar con diferentes tipos de minerales y reactivos, gracias a su capacidad de ajustar parámetros como la velocidad del rotor y el flujo de aire.

**Figura 10.** *Celda Denver*



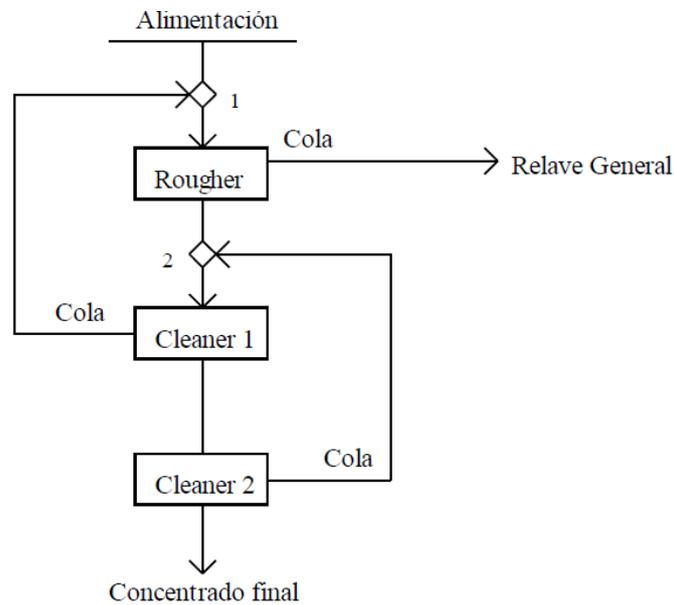
**Fuente:** Elaboración propia.

### 1.2.17. Flotación Rougher

La flotación rougher es una etapa inicial en el proceso de concentración por flotación de minerales donde se logra separar primeramente los minerales de interés y según (Barry &

Tim, 2006) se busca recuperar la mayor cantidad posible del mineral valioso presente en una muestra, generalmente a costa de una menor selectividad.

**Figura 11.** *Circuito Rougher*

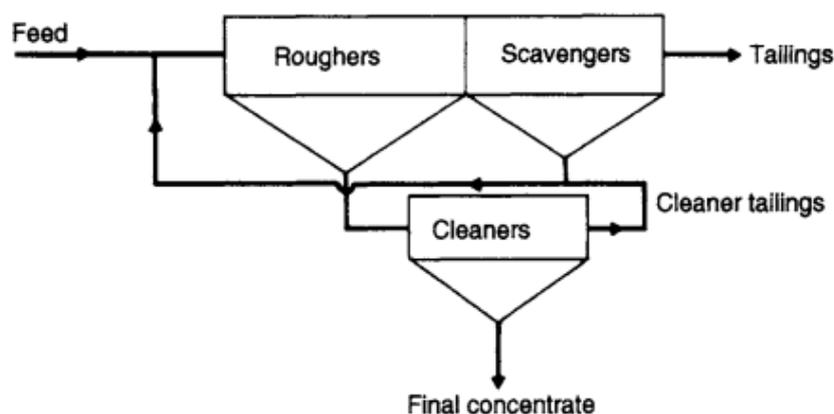


**Fuente:** (Castro, 2000)

### 1.2.18. Flotación Scavenger

La flotación scavenger reciben el relave de las celdas Rougher y su función es el flotar los minerales objetivos que no lo hicieron ya sea por falta de tiempo, adición de reactivos o algún efecto mecánico, sin embargo la espuma obtenida de estas celdas no puede ser enviada al espesador de concentrado ya que aún contiene muchas impurezas, y tampoco se pueden desechar ya que contienen también valores, por lo que son regresadas al circuito, en la parte de cabeza de flotación. (Fimbres, 2019)

**Figura 12.** *Circuito Roguher-Scavenger*

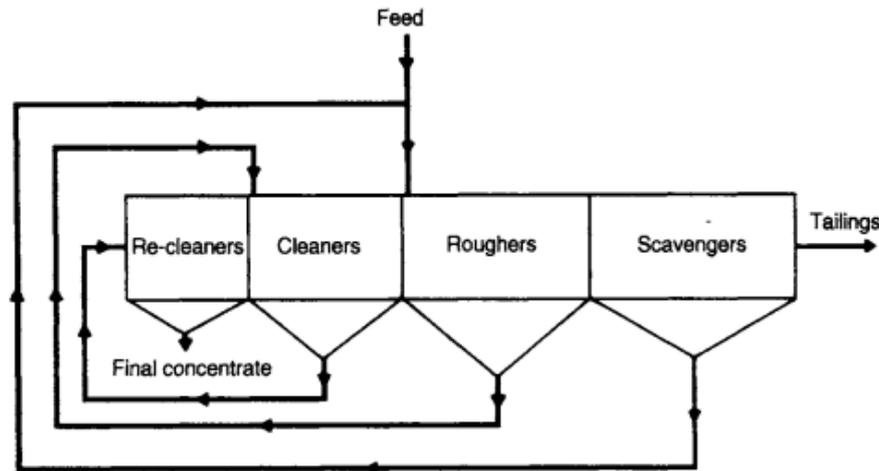


**Fuente:** (Barry & Tim, 2006)

### 1.2.19. Flotación Cleaner

Según (Fimbres, 2019) en la etapa de flotación cleaner, se reciben las espumas de las celdas Rougher-Scavenger, y su función es eliminar la mayor cantidad posible de impurezas, para esto se utilizan en baterías de primera cleaner, segunda cleaner y tercera cleaner, el concentrado final de la flotación tercera cleaner es enviado al espesador de concentrado.

**Figura 13.** Circuito Roguher-Scavenger-Cleaner



Fuente: (Barry & Tim, 2006)

### 1.2.20. Fracción de sólidos

Según (Bustamante *et al.*, 2008) la fracción de sólidos incluye tanto los sólidos disueltos como los coloidales, lo cual influye directamente en la composición de la pulpa. Dependiendo del porcentaje de sólidos presentes, la pulpa puede volverse más o menos densa, si la densidad es demasiado baja, esto puede dificultar el contacto entre las burbujas y las partículas, afectando negativamente la recuperación y el enriquecimiento del concentrado final.

### 1.2.21. Flotación Colectiva

En esta etapa todos los minerales metálicos presentes se recuperan juntos en un concentrado mixto de flotación, es decir, el concentrado tiene dos o más componentes que contienen más de un metal valioso, como los sulfuros complejos de cobre, plomo y zinc.

### 1.2.22. Flotación Selectiva

En este proceso se realiza la separación de compuestos complejos en productos que contengan no más de una especie individual, mineral valioso, que se encuentren en una mezcla compleja de sulfuros.

## CAPÍTULO 2

### METODOLOGÍA Y ENSAYOS EXPERIMENTALES

#### 2.1. Metodología aplicada

Para identificar el método de flotación más adecuado para este tipo de material, se analizaron dos variables operacionales: la fracción de sólidos y los reactivos. En todos los ensayos, se utilizó una dosis uniforme de reactivos con el propósito de evaluar los resultados en función de las variables consideradas. Aunque el tamaño de partícula es una variable relevante, en este caso, al tratarse de un material de relave con un tamaño ya muy fino, se trabajó directamente con el tamaño existente.

Después de recolectar y analizar las muestras, se decidió centrar el estudio en los minerales de cobre, dado que este metal representaba el mayor valor económico en las muestras de relave. Una vez definidas las variables a trabajar, las muestras se dividieron en ocho partes para realizar los ensayos. Estos se organizaron según la fracción de sólidos del 15 % y 30 %, utilizando dos tipos de colectores distintos. Además, en cuatro de las muestras se añadió sulfato de cobre como reactivo adicional.

El tamaño de partícula utilizado fue material pasante por malla 100, sin necesidad de procesos adicionales de conminución, ya que el material original presentaba un tamaño muy fino.

Los ensayos se llevaron a cabo en una celda de flotación Denver, en los laboratorios de la Escuela de Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay. El tiempo de acondicionamiento fue de 14 minutos para las primeras cuatro muestras y de 24 minutos para las muestras en las que se añadió sulfato de cobre. En todos los casos, se estableció un tiempo de recuperación del concentrado final de 2 minutos.

Finalmente, los concentrados obtenidos en los ocho ensayos se enviaron al laboratorio de química de la Universidad del Azuay, donde se analizó el contenido final de cobre mediante espectrometría de absorción atómica. Este análisis permitió calcular los índices metalúrgicos y las tasas de recuperación correspondientes a cada proceso.

### 2.1.1. Recolección de muestras

Para iniciar con la investigación de este trabajo, fue necesario realizar una visita de campo a la planta de beneficio “Playitas” donde la empresa ASOPROMIN S.A. realiza el proceso de beneficio y concentrado de su material. Primero tuvimos que hablar con el administrador de la mina para que nos den el permiso de entrar a la planta por el motivo que solo los trabajadores de la misma pueden ingresar. Luego de obtener este permiso viajamos hacía la planta de beneficio para obtener las muestras necesarias.

La planta de beneficio es relativamente nueva, con solo dos años de operación, lo que se refleja en la modernidad de sus equipos y maquinaria. Esto contribuye a que el proceso de beneficio, enfocado en la flotación y concentración de oro, sea altamente eficiente. Actualmente, la planta dispone de tres piscinas de relaves, como se muestra en la Figura 2.

Para garantizar que la muestra fuera representativa, se recolectaron muestras de distintas piscinas de relaves: de la piscina 3, con material acumulado durante aproximadamente 2 meses; de la piscina 2, con el tiempo de 1 mes; y del relave generado el mismo día de la visita.

**Figura 14.** *Recolección de muestras*



**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.1.2. Secado del material

Una vez recolectado el material, se procedió a homogeneizarlo, combinando las tres muestras obtenidas de las diferentes ubicaciones para obtener una muestra representativa del conjunto. Posteriormente, el material se colocó sobre una base de plástico y se dejó secar al aire libre. Este proceso tomó aproximadamente una semana, hasta que el material estuvo completamente seco.

**Figura 15.** *Secado del material*

**Fuente:** Elaboración propia

### 2.1.3. Caracterización del material

Para saber que mineral se va a tratar, se necesita realizar una caracterización del material de la relavera, con esto nos aseguramos cuál mineral, económicamente rentable, es con el que nos vamos a enfocar en los ensayos.

Se envió 2 kilogramos de muestra del material al laboratorio de la Universidad Técnica Particular de Loja (UTPL) para realizar un ensayo de Difracción de Rayos X (DRX) con el fin de determinar cualitativa y cuantitativamente la composición mineralógica de la muestra.

El informe del análisis arrojó los siguientes resultados:

**Tabla 7.** *Análisis mineralógico del material*

<b>Análisis de Difracción de Rayos X (DRX)</b>	
<b>Fase de minerales</b>	<b>Semicuantificación %</b>
Cupirta	0.1
Cuarzita	64.2
Pirita	6.6
Muscovita	16.9
Clinocloro	12.3

**Fuente:** Modificado del Informe laboratorio de beneficio de minerales UTPL.

El análisis arrojó que existen minerales con metales como aluminio, hierro y cobre, siendo este último el de más valor, por lo mismo los ensayos se enfocarán en encontrar la mejor metodología para flotar cobre en este tipo de material.

#### 2.1.4. Análisis granulométrico

No se realizó ningún proceso de conminución para ajustar el tamaño de partícula, ya que se trataba de un material de relave fino. En su lugar, se llevó a cabo un proceso de tamización utilizando únicamente una malla número 100 (149 micrones), trabajando con el material que pasaba por esta malla.

#### 2.1.5. Propuesta de flotación

Dado que el mineral a flotar fue la cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ), los ensayos de flotación se llevaron a cabo considerando las variables previamente definidas. El objetivo fue comparar los resultados obtenidos y determinar cuál ensayo es el más eficiente para tratar este material.

Se determinó realizar 8 ensayos, divididos en dos grupos de 4 ensayos cada uno, como se puede apreciar en la Tabla 8, el primer grupo consiste en la variación de fracción de sólidos y colectores, en cuanto al segundo grupo se le agregó Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) el cuál es un depresante que ayuda a que la recuperación del mineral deseado, como la calcopirita y cuprita, sea más eficiente.

**Tabla 8.** *Propuesta de ensayos de flotación*

Propuesta de ensayos de flotación					
	Ensayo	Fracción de sólidos	Colector	Espumante	Depresante
Grupo 1	M1	15%	Z11	ER-370	-
	M2	30%	Z11	ER-370	-
	M3	15%	Z6	ER-370	-
	M4	30%	Z6	ER-370	-
Grupo 2	M5	15%	Z11	ER-370	$\text{CuSO}_4$
	M6	30%	Z11	ER-370	$\text{CuSO}_4$
	M7	15%	Z6	ER-370	$\text{CuSO}_4$
	M8	30%	Z6	ER-370	$\text{CuSO}_4$

**Fuente:** Elaboración propia.

#### 2.2. Ensayos de laboratorio

Antes de iniciar los ensayos de flotación, es necesario determinar la densidad del material. Para obtener un valor lo más preciso posible, se llevaron a cabo dos pruebas: una mediante decantación en probetas y otra utilizando un picnómetro con una capacidad de 10 ml.

### 2.2.1. Densidad del material mediante decantación

Para determinar la densidad del material, se emplearon tres probetas: dos de 250 ml y una de 1000 ml. Para los tres ensayos, se dejó reposar durante 3 días.

- En la primera probeta de 250ml se agregó 30 gramos de material y 150 ml de agua. Después de los 3 días que se dejó en reposo, se procedió a tomar nota de la variación de volumen y seguido a esto se realizaron los cálculos.

**Figura 16.** *Ensayo de decantación probeta 1*



**Fuente:** Elaboración propia.

Para sacar el valor de densidad de esta prueba, se tiene que restar el volumen final con el inicial y aplicar la fórmula de densidad, de la siguiente manera:

$$\text{Densidad} = \frac{\text{masa}}{\text{Variación de volumen}} \rightarrow \text{Densidad} = \frac{30g}{161ml - 150ml} = 2.72g/ml$$

- En la segunda probeta de 250ml agregando la misma cantidad de material y agua que en el primer ensayo.

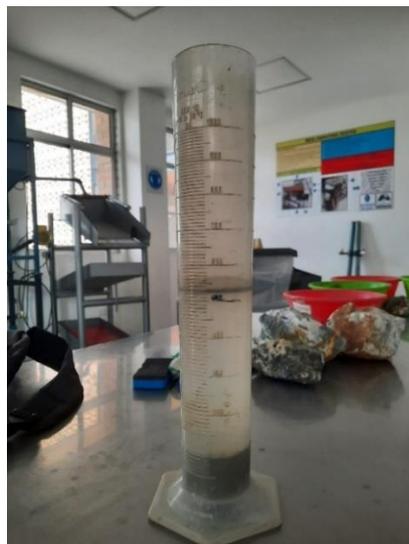
**Figura 17.** *Ensayo de decantación probeta 2*

**Fuente:** Elaboración propia.

Con el resultado obtenido se procedió hacer el cálculo de la misma manera que en el primer ensayo.

$$\text{Densidad} = \frac{\text{masa}}{\text{Variación de volumen}} \rightarrow \text{Densidad} = \frac{30g}{159ml - 150ml} = 3.33g/ml$$

- El tercer ensayo se realizó en la probeta de 1000ml, donde se agregó 100 gramos de material y 500ml de agua.

**Figura 18.** *Ensayo de decantación probeta 3*

**Fuente:** Elaboración propia.

Con el resultado del cambio en el volumen se realizó el cálculo de su densidad.

$$\text{Densidad} = \frac{\text{masa}}{\text{Variación de volumen}} \rightarrow \text{Densidad} = \frac{100g}{530ml - 500ml} = 3.33g/ml$$

Una vez obtenidos los resultados de los tres ensayos, se calculó el promedio para determinar el valor más preciso de la densidad del material, lo que permitió avanzar con los demás cálculos necesarios.

$$\text{Promedio de densidades} = \frac{\frac{2.72g}{ml} + \frac{3.33g}{ml} + \frac{3.33g}{ml}}{3} = 3.13g/ml$$

### 2.2.2. Densidad del material mediante picómetro

Para este ensayo se empleó un picnómetro con una capacidad de 10 ml. El procedimiento consiste en pesar tres muestras utilizando una balanza de precisión, ya que el resultado se obtiene a partir de la diferencia entre las masas. Posteriormente, se aplica la siguiente ecuación de densidad:

$$\rho = \frac{m1}{m1 + m2 - m3}$$

Donde:

m1: Peso de la muestra del material.

m2: Peso del picómetro lleno de agua.

m3: Peso del picómetro con el agua y el material.

**Figura 19.** *Ensayo de densidad picómetro*



**Fuente:** Elaboración propia.

Remplazando datos se obtuvo un valor de densidad, este proceso se realizó 5 veces y se promedió sus resultados, dándonos como densidad del material 3.19 g/ml

Para obtener la densidad final de este material, se promedió el resultado de los dos ensayos:

$$\text{Densidad Final} = \frac{\frac{3.13g}{ml} + \frac{3.19g}{ml}}{2} = 3.16g/ml$$

### 2.2.3. Densidad y preparación de la pulpa

Con la densidad del material ya obtenida se procede a calcular la densidad de la pulpa en los dos porcentajes que se establecieron previamente, es decir, densidad de la pulpa al 15% y 30% de fracción de sólidos. El cálculo lo realizamos con la siguiente ecuación:

$$\rho_p = \frac{1}{\phi_p \left( \frac{1}{\rho_s} - 1 \right) + 1}$$

Donde:

$\rho_p$ = Densidad de la pulpa.

$\phi_p$ = Porcentaje de sólidos.

$\rho_s$ = Densidad del sólido.

- Densidad de la pulpa al 15% de sólidos:

$$\rho_p = \frac{1}{0.15 \left( \frac{1}{3.16g/cm^3} - 1 \right) + 1} = 1.114g/cm^3$$

Con este resultado, es posible despejar la masa de la fórmula general de densidad, aplicada a la pulpa. De esta manera, se calcula la masa de los sólidos y la cantidad de agua necesaria para añadir a la celda de flotación. Es importante considerar que el volumen de trabajo de la celda es de 1 litro, equivalente a 1000 cm<sup>3</sup>.

$$\text{Densidad de la pulpa} = \frac{\text{masa de la pulpa}}{\text{volumen de la pulpa}} \rightarrow \text{masa} = \text{densidad} \times \text{volumen}$$

$$\text{masa de la pulpa} = 1.114g/cm^3 \times 1000cm^3$$

$$\text{masa de la pulpa} = 1114g$$

Seguido encontraremos la masa del sólido que debemos agregar al ensayo con la siguiente fórmula:

$$\phi p = \frac{ms}{mp}$$

Donde:

$\phi p$ : Porcentaje de sólidos.

$ms$ : Masa del sólido.

$mp$ : Masa de la pulpa.

Despejando la masa y reemplazando datos obtenemos:

$$ms = \phi p \times mp$$

$$ms = 0.15 \times 1114g$$

$$ms = 167.1g$$

Por último, encontramos la masa del líquido que debemos agregar con la siguiente fórmula:

$$mp = ms + ml$$

$$ml = mp - ms$$

$$ml = 1114gr - 167.1g$$

$$ml = 946.9g$$

- Densidad de la pulpa al 30% de sólidos:

$$\rho p = \frac{1}{0.30 \left( \frac{1}{3.16g/cm^3} - 1 \right) + 1} = 1.257g/cm^3$$

Encontramos la masa de la pulpa con la ecuación ya despejada anteriormente:

$$\text{masa de la pulpa} = 1.257g/cm^3 \times 1000cm^3$$

$$\text{masa de la pulpa} = 1257g$$

Seguido a esto encontramos la masa del sólido con la ecuación antes mencionada.

$$ms = \phi p \times mp$$

$$ms = 0.30 \times 1257g$$

$$ms = 377.1g$$

Por último, encontramos la masa del líquido.

$$mp = ms + ml$$

$$ml = mp - ms$$

$$ml = 1257g - 377.1g$$

$$ml = 879.9g$$

**Figura 20.** Fracción de sólidos 15% y 30%



**Fuente:** Elaboración propia.

**Tabla 9.** Cálculos previo ensayos de flotación

Cálculos para flotación			
Fracción de sólidos	Densidad de la pulpa	Masa del sólido	Masa del líquido
15%	1.114 g/cm <sup>3</sup>	167.1 g	946.9 g
30%	1.259 g/cm <sup>3</sup>	377.1 g	879.9 g

**Fuente:** Elaboración propia.

#### 2.2.4. Parámetros de flotación

Los parámetros de flotación son esenciales para asegurar tiempos y dosificaciones óptimas durante el desarrollo del ensayo. Por esta razón, se establecieron tiempos específicos para el acondicionamiento de la pulpa, con el propósito de maximizar la eficacia de los reactivos empleados.

**Tabla 10.** *Parámetros para flotación*

<b>Parámetros de flotación</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Tipo</b>	<b>Capacidad</b>
Cal	Regulador de pH	3 g
Xantato amílico de potasio (Z6)	Colector	4 gotas
Xantato isopropílico de sodio (Z11)	Colector	4 gotas
Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> )	Depresante	4 gotas
Espumante ER-370	Espumante	4 gotas
Porcentaje de sólidos 1	Característica física	15%
Porcentaje de sólidos 2	Característica física	30%
Tiempo de acondicionamiento 1	Tiempo	14 min
Tiempo de acondicionamiento 2	Tiempo	24 min
Tiempo de recolección de burbujas	Tiempo	2 min
Potencial de hidrógeno (Ph)	Característica química	9

**Fuente:** Elaboración propia.

### **2.3. Ensayos de flotación**

Una vez determinadas las características de la pulpa con la que se va a trabajar, se procede a su preparación, agregando las cantidades necesarias de sólidos y líquidos según la fracción de sólidos requerida para cada ensayo. De esta manera, la pulpa queda lista para llevar a cabo los ensayos de flotación.

#### **2.3.1. Potencial de hidrógeno (pH) de la muestra**

Para comenzar los ensayos, es necesario determinar el potencial de hidrógeno (pH) de la pulpa con la que se trabajará. Esto es crucial porque la flotación de los minerales previamente caracterizados en la muestra funciona de manera más eficiente en ambientes alcalinos. Por esta razón, se decidió trabajar con un pH de 9.

El pH inicial de la pulpa, medido con tiras indicadoras especiales, fue de 7. Estas tiras están fabricadas con papel impregnado de sustancias químicas que cambian de color dependiendo del nivel de acidez o alcalinidad de la solución, permitiendo así una estimación rápida del pH.

**Figura 21.** *Cálculo del pH de la pulpa*



**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.3.2. Dosificación de reactivos para flotación

Para llevar a cabo los ensayos, es necesario determinar las dosificaciones adecuadas de los reactivos. Aunque la cantidad de reactivos está relacionada con la cantidad de material a flotar, en este caso se optará por mantener una cantidad constante de gotas para el colector, el espumante y el depresor en todos los ensayos, garantizando así la uniformidad en las condiciones experimentales.

**Figura 22.** *Reactivos para ensayos de flotación*



**Fuente:** Elaboración propia.

- **Regulador de pH:** Para alcanzar el pH deseado en la pulpa, se añadieron 0.3 gramos de cal a la solución. Posteriormente, se dejó reposar durante dos minutos para garantizar

su homogeneidad. Finalmente, se midió el pH utilizando las tiras indicadoras antes mencionadas.

**Figura 23.** *Cal como regulador de pH*



**Fuente:** Elaboración propia.

- **Dosificación del Colector:** En los ensayos, este reactivo se considera una variable clave, ya que se emplearán dos tipos de colectores con el objetivo de determinar cuál ofrece los mejores resultados.
  - **Xantato amílico de potasio (Z6):** Este reactivo se presenta originalmente en estado sólido; sin embargo, en los laboratorios de la Escuela de Ingeniería en Minas ya se encuentra preparado en una solución diluida al 10%. La concentración usual de este colector varía entre 10 a 100 g/tn por lo que se consideró una dosificación de 4 gotas por ensayo.

**Figura 24.** *Colector Xantato amílico de potasio (Z6)*



**Fuente:** Elaboración propia.

- **Xantato isopropílico de sodio (Z11):** De igual manera este colector se lo encuentra en estado sólido, pero en los laboratorios ya se encuentra en una solución diluido al 10%.

La concentración de este colector también varía entre 10 a 100 g/tn por lo que igualmente la dosificación será de 4 gotas por ensayo.

**Figura 25.** *Colector Xantato isopropílico de sodio (Z11)*



**Fuente:** Elaboración propia.

- **Dosificación del Depresante:** Se utilizó sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) como depresor. Aunque su función principal no es la de un agente depresor, en condiciones alcalinas, como las previstas para estos ensayos, puede desempeñar este rol de manera efectiva al inhibir la flotación de minerales no deseados como la pirita ( $\text{FeS}_2$ ).

Este reactivo se presenta normalmente en estado sólido; sin embargo, en el laboratorio se encuentra preparado en una solución diluida de color azul. Al igual que los reactivos mencionados anteriormente, se añadieron 4 gotas de esta solución en los ensayos correspondientes.

**Figura 26.** *Sulfato de cobre diluido*



**Fuente:** Elaboración propia.

- **Dosificación del espumante:** El espumante que se utilizó fue el ER-370 el cuál es el que se encontraba disponible en los laboratorios de la universidad. Agregando este reactivo logramos encapsular el mineral de interés mediante las burbujas que se generan por el proceso. De igual manera la dosificación del espumante es de 4 gotas para cada ensayo.

**Figura 27.** *Dosificación del espumante*



**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.3.3. Tiempo de acondicionamiento

En el proceso de flotación, es fundamental establecer tiempos de acondicionamiento adecuados para garantizar que los reactivos empleados actúen eficazmente sobre las partículas deseadas. Por ello, se definen tiempos específicos de acondicionamiento para cada reactivo, abarcando desde la regulación del pH hasta la adición de colectores, depresores y espumantes, optimizando así el resultado del ensayo.

Los ensayos realizados se dividieron en dos grupos de 4 ensayos cada uno, ya que en un grupo se agregó sulfato de cobre, aumentando así el tiempo de acondicionamiento, quedando así de la siguiente manera:

**Tabla 11.** *Tiempo de acondicionamiento 1*

<b>Tiempo de acondicionamiento 1</b>	
<b>Reactivo</b>	<b>Tiempo</b>
Regulador de pH	2 min
Colector	10 min
Espumante	2 min
Tiempo de acondicionamiento 1	14 min
Recolección de burbujas	2 min

**Fuente:** Elaboración propia.

**Tabla 12.** *Tiempo de acondicionamiento 2*

<b>Tiempo de acondicionamiento 2</b>	
<b>Reactivo</b>	<b>Tiempo</b>
Regulador de pH	2 min
Colector	10 min
Depresante	10 min
Espumante	2 min
Tiempo de acondicionamiento 2	24 min
Recolección de burbujas	2 min

**Fuente:** Elaboración propia.

#### **2.3.4. Concentrado y colas**

Tras el tiempo de acondicionamiento establecido, se activa la válvula de aire para generar burbujas, como se ve en la

Figura 28, facilitando que el material deseado se adhiera a ellas y ascienda a la superficie.

**Figura 28.** *Recolección de concentrado*



**Fuente:** Elaboración propia.

A continuación, se etiquetaron las bandejas correspondientes a cada ensayo, diferenciando entre concentrado y colas. Posteriormente, se dejaron secar al aire libre durante 4 días, asegurándose de eliminar completamente la humedad.

**Figura 29.** *Secado de concentrados y colas*

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.3.5. Análisis de espectroscopía de absorción atómica

Una vez que los concentrados se secaron por completo, se recolectaron y se etiquetaron en bolsas herméticas para su envío al laboratorio de química de la Universidad del Azuay, donde se realizará un análisis por espectrometría de absorción atómica. Este análisis tiene como objetivo determinar la cantidad de cobre presente en la muestra inicial (m0) y en los concentrados (tc) generados tras los ensayos de flotación.

Los análisis arrojaron el siguiente resultado:

**Tabla 13.** *Peso y leyes de concentrados*

<b>Peso y leyes de concentrados</b>				
<b>Muestra</b>	<b>Análisis</b>	<b>Peso en gramos</b>	<b>Ley de concentrado (tc)</b>	<b>Unidades</b>
m0	Cobre	100	191.38	mg/kg
m1	Cobre	55	424.29	mg/kg
m2	Cobre	152	362.22	mg/kg
m3	Cobre	57.2	431.19	mg/kg
m4	Cobre	154.7	353.81	mg/kg
m5	Cobre	58.4	431.82	mg/kg
m6	Cobre	161.4	381.09	mg/kg
m7	Cobre	58.3	438.98	mg/kg
m8	Cobre	62.3	386.53	mg/kg

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.3.6. Cálculos de recuperación y razón de enriquecimiento

Con los cálculos expresados en la Tabla 9 de fracción de sólidos al 15 y 30% y la ley del alimento representados en la Tabla 13, obtenido gracias a los análisis de absorción atómica, es posible calcular la recuperación y la razón de enriquecimiento en cada ensayo. Estos cálculos permiten identificar la mejor opción para la flotación de este tipo de material.

Los cálculos de recuperación se realizan con la ayuda de la siguiente fórmula:

$$R = \frac{C * tc}{A * ta}$$

Donde:

R: Recuperación (%)

C: Masa de concentrado (g)

tc: Ley del concentrado (g/tn)

A: Masa del alimento (g)

ta: Ley del alimento (g/tn)

Los cálculos de la razón de enriquecimiento se realizan con la siguiente fórmula, manteniendo la misma nomenclatura que la anterior.

$$Re = \frac{tc}{ta}$$

Con las fórmulas definidas se procedió hacer los cálculos en referencia a los dos grupos ya definidos en la Tabla 8.

- **Cálculo de recuperación y razón de enriquecimiento sin presencia de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>).**

**a. Fracción de sólidos al 15% con Z11:**

**Primer ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11)

$$R = \frac{55g * 424.29g/tn}{167.1g * 191.38g/tn}$$

$$R = 72.97\%$$

$$Re = \frac{424.29\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 2.2170$$

**b. Fracción de sólidos al 30% con Z11:**

**Segundo ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11)

$$R = \frac{152\text{g} * 362.22\text{g/tn}}{377.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 76.29\%$$

$$Re = \frac{362.22\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 1.8926$$

**c. Fracción de sólidos al 15% con Z6:**

**Tercer ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6)

$$R = \frac{52.7\text{g} * 431.19\text{g/tn}}{167.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 71.06\%$$

$$Re = \frac{431.19\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 2.2530$$

**d. Fracción de sólidos al 30% con Z6:**

**Cuarto ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6)

$$R = \frac{154.7\text{g} * 353.8\text{g/tn}}{377.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 75.83\%$$

$$Re = \frac{353.8\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 1.8486$$

- **Cálculo de recuperación y razón de enriquecimiento con presencia de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>).**

**a. Fracción de sólidos al 15% con Z11 y CuSO<sub>4</sub>:**

**Quinto ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) y sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)

$$R = \frac{58.4\text{g} * 431.82\text{g/tn}}{377.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 78.86\%$$

$$Re = \frac{431.82\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 2.2563$$

**b. Fracción de sólidos al 30% con Z11 y CuSO<sub>4</sub>:**

**Sexto ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) y sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)

$$R = \frac{161.4\text{g} * 381.09\text{g/tn}}{167.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 85.23\%$$

$$Re = \frac{381.09\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 1.9912$$

**c. Fracción de sólidos al 15% con Z6 y CuSO<sub>4</sub>:**

**Séptimo ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) y sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)

$$R = \frac{58.3\text{g} * 438.98\text{g/tn}}{167.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 80.02\%$$

$$Re = \frac{438.98\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 2.2937$$

**d. Fracción de sólidos al 30% con Z6 y CuSO<sub>4</sub>:**

**Octavo ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) y sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>)

$$R = \frac{162.3\text{g} * 386.53\text{g/tn}}{377.1\text{g} * 191.38\text{g/tn}}$$

$$R = 86.93\%$$

$$Re = \frac{386.53\text{g/tn}}{191.38\text{g/tn}}$$

$$Re = 2.0196$$

**Tabla 14.** *Recuperación y razón de enriquecimiento de los concentrados*

<b>Recuperación y razón de enriquecimiento de los concentrados</b>				
<b>Muestra</b>	<b>Fracción de sólidos</b>	<b>Reactivo</b>	<b>Recuperación %</b>	<b>Razón de enriquecimiento</b>
m1	15%	Z11	72.97	2.2170
m2	30%	Z11	76.29	1.8926
m3	15%	Z6	71.06	2.2530
m4	30%	Z6	75.83	1.8486
m5	15%	Z11 - CuSO4	78.86	2.2563
m6	30%	Z11 - CuSO4	85.23	1.9912
m7	15%	Z6 - CuSO4	80.02	2.2937
m8	30%	Z6 - CuSO4	86.93	2.0196

**Fuente:** Elaboración propia.

### 2.3.7. Cálculos de colas o relaves

A partir de los datos conocidos del alimento y los concentrados, es posible realizar un balance de masas para determinar inicialmente el peso de las colas. Posteriormente, mediante el uso de fórmulas, se calcula el tenor de las colas de relave.

De esta manera el peso en las colas se expresaría de la siguiente manera:

$$T = A - C$$

Donde:

T: Peso de las colas.

A: Peso del alimento.

C: Peso del concentrado.

Por lo tanto, el peso de las colas quedaría resumido en la siguiente tabla:

**Tabla 15.** *Pesos de los ensayos*

<b>Peso de las muestras</b>			
<b>Muestra</b>	<b>Peso del alimento (A)</b>	<b>Peso del concentrado (C)</b>	<b>Peso de colas (T)</b>
m1	167.1	55	112.1
m2	377.1	152	225.1
m3	167.1	52.7	114.4
m4	377.1	154.7	222.4
m5	167.1	58.4	108.7
m6	377.1	161.4	215.7
m7	167.1	58.3	108.8
m8	377.1	162.3	214.8

**Fuente:** Elaboración propia.

Seguido a esto podemos obtener las leyes de las colas mediante la siguiente fórmula:

$$t_t = \frac{(A * t_a) - (C * t_c)}{T}$$

Donde:

$t_t$ : Ley de colas.

$t_a$ : Ley del alimento.

$t_c$ : Ley del concentrado.

T: Peso de las colas.

C: Peso del concentrado.

A: Peso del alimento.

- **Primer ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) con fracción de sólidos al 15%

$$t_t = \frac{(167.1g * 191.38g/tn) - (55g * 424.29g/tn)}{112.1g}$$

$$t_t = 77.11 g/tn$$

- **Segundo ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) con fracción de sólidos al 30%

$$t_t = \frac{(377.1g * 191.38g/tn) - (152g * 362.22g/tn)}{225.1g}$$

$$t_t = 76.02 g/tn$$

- **Tercer ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) con fracción de sólidos al 15%

$$t_t = \frac{(167.1g * 191.38g/tn) - (52.7g * 431.19g/tn)}{114.4g}$$

$$t_t = 80.91 g/tn$$

- **Cuarto ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) con fracción de sólidos al 30%

$$t_t = \frac{(377.1g * 191.38g/tn) - (154.7g * 353.8g/tn)}{222.4g}$$

$$t_t = 78.40 g/tn$$

- **Quinto ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) con fracción de sólidos al 15% y sulfuro de cobre.

$$t_t = \frac{(167.1g * 191.38g/tn) - (58.4g * 431.82g/tn)}{108.7g}$$

$$t_t = 62.20g/tn$$

- **Sexto ensayo:** Xantato isopropílico de sodio (Z11) con fracción de sólidos al 30% y sulfuro de cobre.

$$t_t = \frac{(377.1g * 191.38g/tn) - (161.4g * 381.09g/tn)}{215.7g}$$

$$t_t = 49.43 g/tn$$

- **Séptimo ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) con fracción de sólidos al 15% y sulfuro de cobre.

$$t_t = \frac{(167.1g * 191.38g/tn) - (58.3g * 438.98g/tn)}{108.8g}$$

$$t_t = 58.70g/tn$$

- **Octavo ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z6) con fracción de sólidos al 30% y sulfuro de cobre.

$$t_t = \frac{(377.1g * 191.38g/tn) - (162.3g * 386.53g/tn)}{214.8g}$$

$$t_t = 43.93 g/tn$$

### 2.3.8. Resultados de los ensayos

La siguiente tabla muestra los resultados de los ensayos realizados en esta tesis. Es importante destacar que los pesos se expresan en gramos (g) y las leyes en gramos por tonelada (g/tn).

**Tabla 16.** *Resultado final de los ensayos*

Resultado de los ensayos							
Ensayo	Reactivo	Peso del alimento	Peso del concentrado	Peso colas	Ley del alimento	Ley del concentrado	Ley de colas
1	Z11	167.1	55	112.1	191.38	424.29	77.11
2	Z11	377.1	152	225.1	191.38	362.22	76.02
3	Z6	167.1	52.7	114.4	191.38	431.19	80.91
4	Z6	377.1	154.7	222.4	191.38	353.8	78.40
5	Z11 - CuSO4	167.1	58.4	108.7	191.38	431.82	62.20
6	Z11 - CuSO4	377.1	161.4	215.7	191.38	381.09	49.43
7	Z6 - CuSO4	167.1	58.3	108.8	191.38	438.98	58.70
8	Z6 - CuSO4	377.1	162.3	214.8	191.38	386.53	43.93

**Fuente:** Elaboración propia.

## CAPÍTULO 3

### ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

#### 3.1. Análisis de concentración

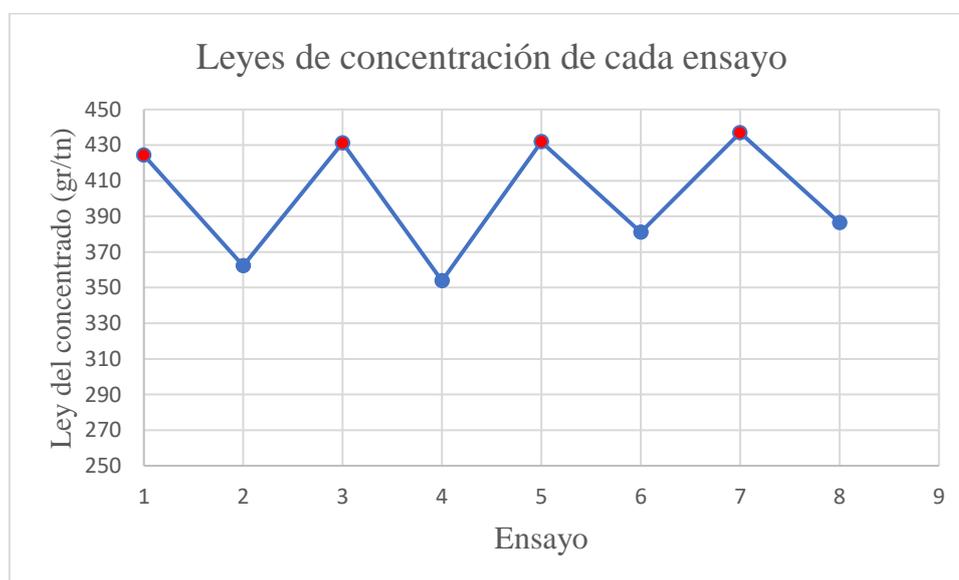
Gracias a los análisis de espectrometría de absorción atómica, se logró obtener los siguientes resultados de leyes de cada concentrado.

**Tabla 17.** *Leyes de concentración de cada ensayo*

Ensayo	Ley del concentrado (g/tn)
1	424.29
2	362.22
3	431.19
4	353.8
5	431.82
6	381.09
7	438.98
8	386.53

**Fuente:** Elaboración propia.

**Figura 30.** *Diagrama leyes de concentración*



**Fuente:** Elaboración propia.

En el diagrama se observan los puntos rojos, que representan los ensayos con una fracción de sólidos del 15%. A simple vista, se puede notar que estos ensayos presentan mayores leyes en comparación con los puntos azules, que corresponden a los ensayos con una fracción de sólidos del 30%. Sin embargo, el criterio clave para determinar cuál ensayo es el más eficiente es la recuperación obtenida.

### 3.2. Análisis de recuperación

Este análisis se dividió en 3 grupos, comparando así la fracción de sólidos, colectores y sulfato de cobre. Tomando en cuenta los cálculos de recuperación previamente obtenidos que se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 18.** *Porcentaje de recuperación de cada ensayo*

Ensayo	Recuperación %
1	72.97
2	76.29
3	71.06
4	75.83
5	78.86
6	85.23
7	80.02
8	86.93

Fuente: Elaboración propia.

#### 3.2.1. Análisis de recuperación variando su fracción de sólidos

En este análisis la variable será la fracción de sólidos, manteniendo constante los colectores utilizados.

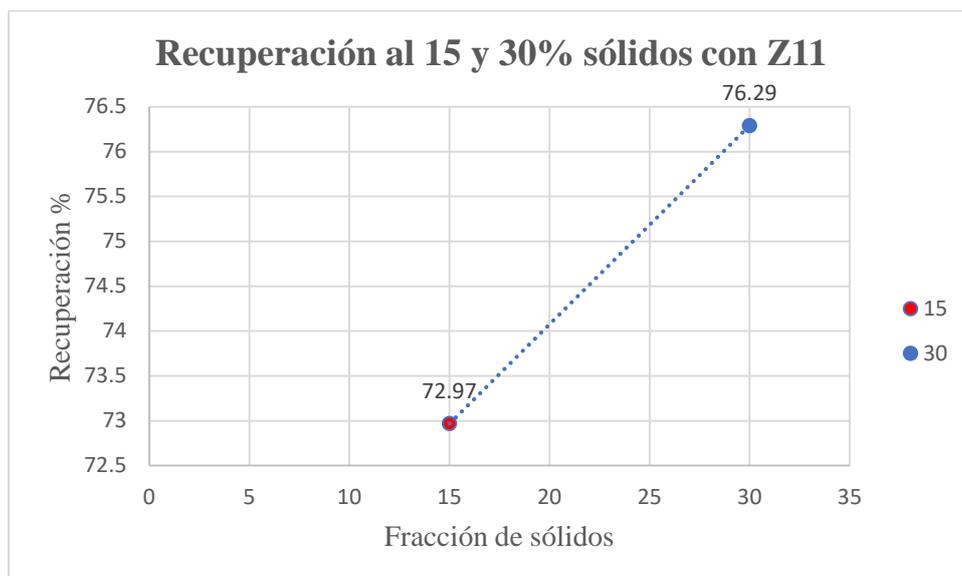
- **Colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) al 15 y 30% de fracción de sólidos.**

**Tabla 19.** *Recuperación ensayos 1 y 2 con el colector Z11 y variando fracción de sólidos*

Ensayo	Fracción de sólidos %	Recuperación %
1	15	72.97
2	30	76.29

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 31.** Recuperación ensayos 1 y 2 variando fracción de sólidos con colector Z11



**Fuente:** Elaboración propia.

Analizando los ensayos, podemos darnos cuenta que obtenemos la mejor recuperación con una fracción de sólidos del 30%, por lo tanto, podemos decir que el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) funciona mucho mejor con este porcentaje.

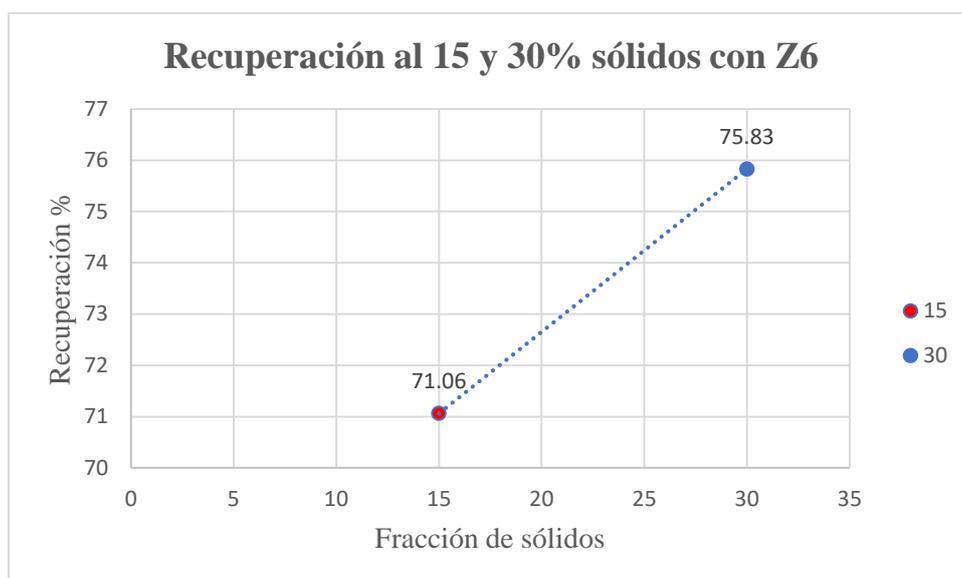
- **Colector Xantato amónico de potasio (Z6) al 15 y 30% de fracción de sólidos.**

**Tabla 20.** Recuperación ensayos 3 y 4 con el colector Z6 y variando fracción de sólidos

Ensayo	Fracción de sólidos %	Recuperación %
3	15	71.06
4	30	75.83

**Fuente:** Elaboración propia.

**Figura 32.** Recuperación ensayos 3 y 4 variando fracción de sólidos con colector Z6



**Fuente:** Elaboración propia.

Analizando los resultados, podemos darnos cuenta que la mayor recuperación también se encuentra con la fracción de sólidos del 30% por lo que el colector Xantato amílico de potasio (Z6) funciona mucho mejor con esta fracción de sólidos.

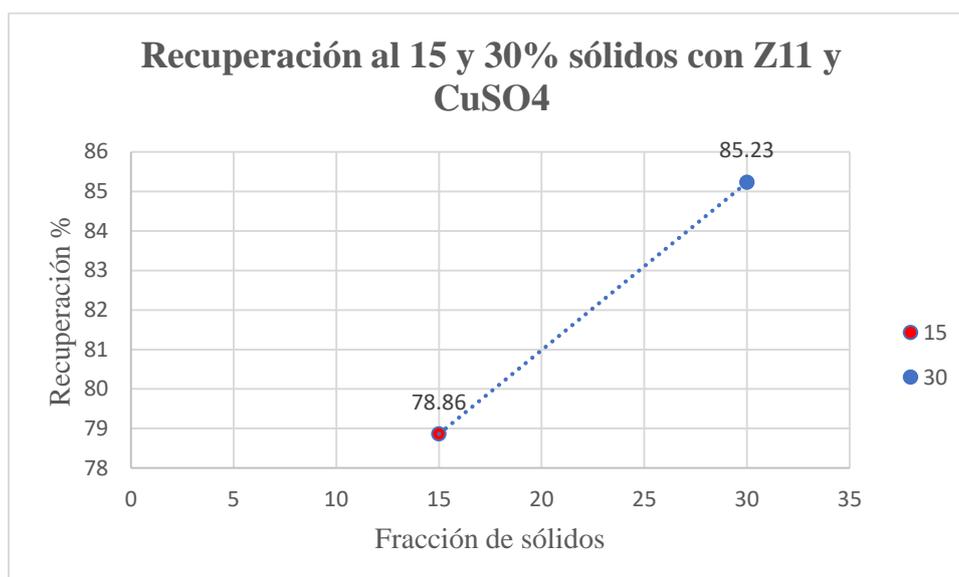
- **Colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) al 15 y 30% de fracción de sólidos con sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>).**

**Tabla 21.** Recuperación ensayos 5 y 6 con el colector Z11, agregando sulfato de cobre y variando fracción de sólidos

Ensayo	Fracción de sólidos %	Recuperación %
5	15	78.86
6	30	85.23

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 33.** Recuperación ensayos 5 y 6 variando fracción de sólidos con colector Z11 y sulfato de cobre



Fuente: Elaboración propia.

Analizando los resultados, podemos darnos cuenta que con el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) y agregando sulfato de cobre al ensayo, la mejor recuperación se da en una fracción de sólidos al 30%.

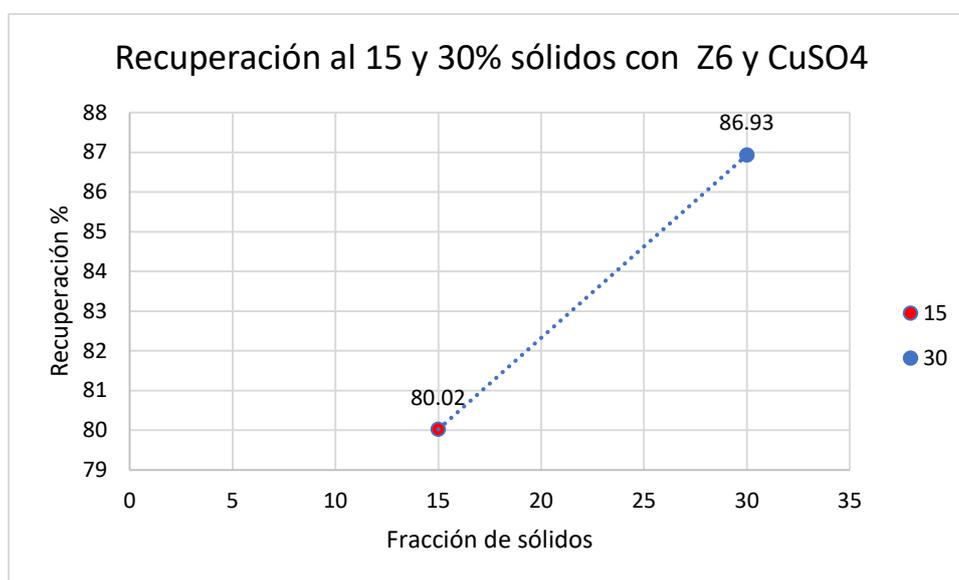
- **Colector Xantanto amílico de potasio (Z6) al 15 y 30% de fracción de sólidos con sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>).**

**Tabla 22.** Recuperación ensayos 7 y 8 con el colector Z6, agregando sulfato de cobre y variando fracción de sólidos

Ensayo	Fracción de sólidos %	Recuperación %
7	15	80.02
8	30	86.93

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 34.** Recuperación ensayos 7 y 8 variando fracción de sólidos con colector Z6 y sulfato de cobre



Fuente: Elaboración propia.

De igual manera podemos observar que en este ensayo, aparte del colector Xantanto amílico de potasio (Z6), se agregó sulfato de cobre y la mejor recuperación se mantienen en una fracción de sólidos del 30%.

### 3.2.2. Análisis de recuperación variando colectores

Para este análisis, se variarán los colectores mientras se mantiene fija la fracción de sólidos. De este modo, se podrá identificar qué colector produce los mejores resultados.

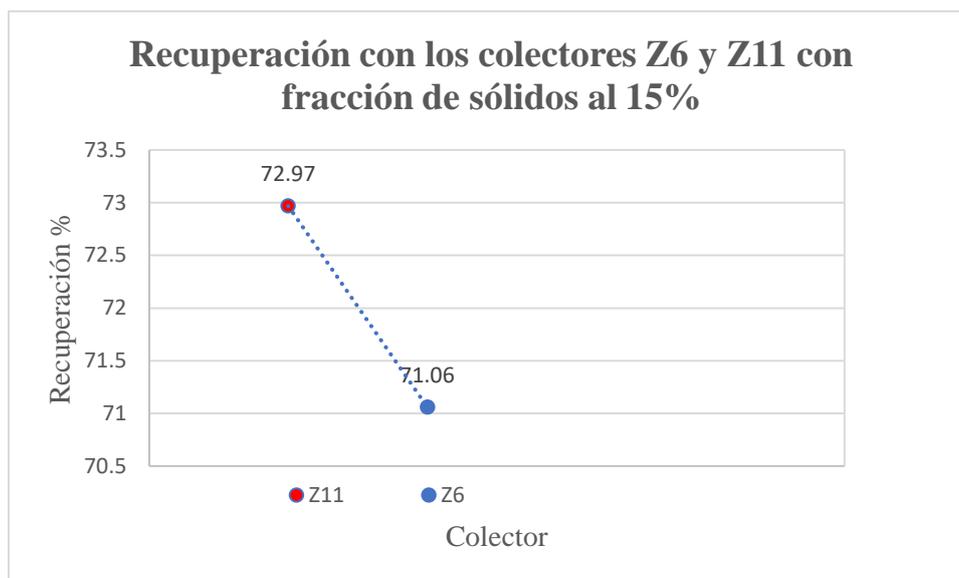
- **Fracción de sólidos al 15% con Xantato amílico de potasio (Z6) y Xantato isopropílico de sodio (Z11).**

**Tabla 23.** Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 15% y variando colectores

Ensayo	Colector	Recuperación %
1	Z11	72.97
3	Z6	71.06

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 35.** Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 15% y variando colectores



Fuente: Elaboración propia.

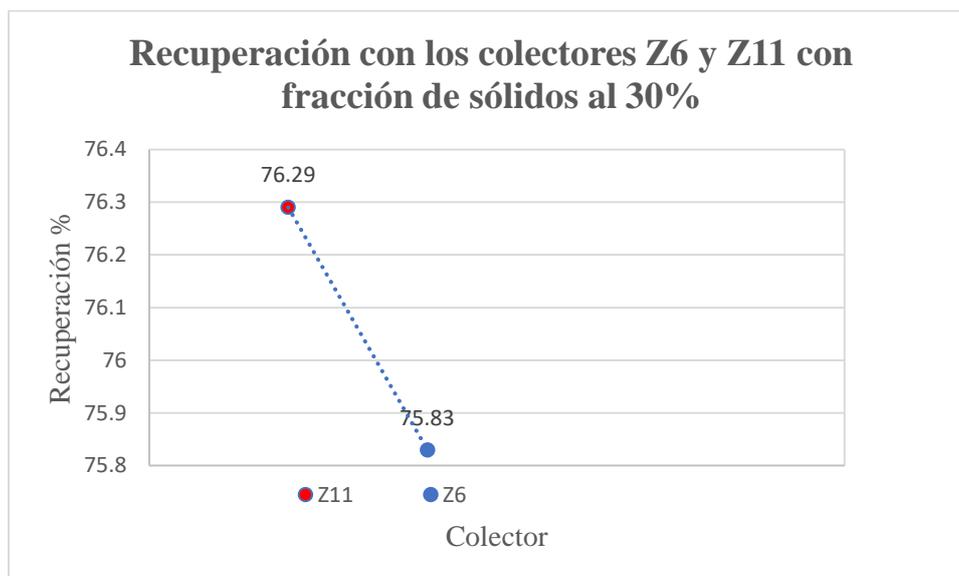
Analizando los resultados con la fracción de sólidos al 15% podemos ver que el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) tiene un ligero pero mejor resultado de recuperación que el colector Xantato amílico de potasio (Z6) en estos dos ensayos.

- **Fracción de sólidos al 30% con Xantato amílico de potasio (Z6) y Xantato isopropílico de sodio (Z11).**

**Tabla 24.** Recuperación ensayos 2 y 4 con fracción de sólidos al 30% y variando colectores

Ensayo	Colector	Recuperación %
2	Z11	76.29
4	Z6	75.83

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 36.** Recuperación ensayos 1 y 3 con fracción de sólidos al 30% y variando colectores

**Fuente:** Elaboración propia.

De igual manera que en el anterior ensayo, podemos ver que la mejor recuperación se da usando el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) en contra del colector Xantato amílico de potasio (Z6) en una fracción de sólidos del 30%.

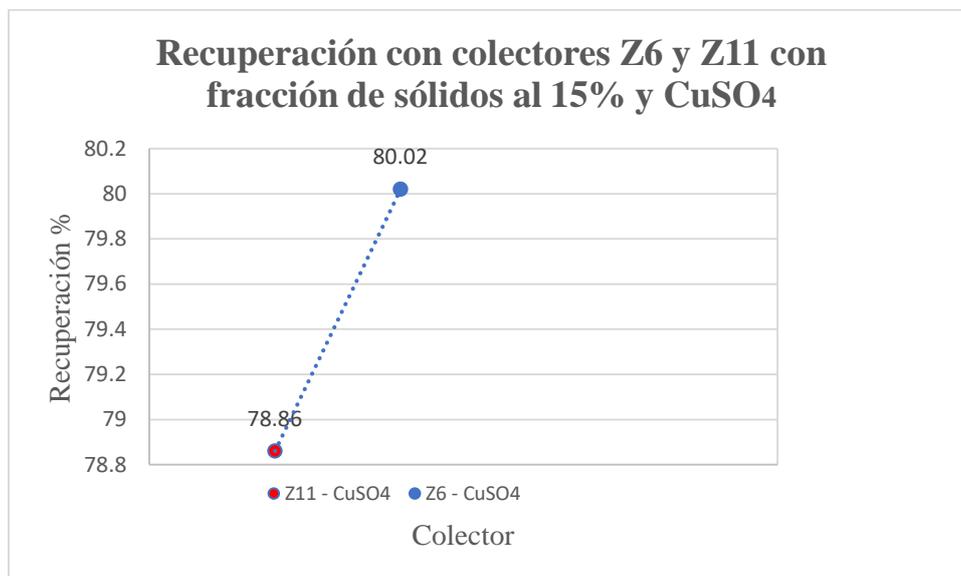
- **Fracción de sólidos al 15% con Xantato amílico de potasio (Z6) y Xantato isopropílico de sodio (Z11) agregando sulfato de cobre.**

**Tabla 25.** Recuperación ensayos 5 y 7 con fracción de sólidos al 15%, variando colectores y agregando sulfato de cobre

Ensayo	Colector	Recuperación %
5	Z11 - CuSO <sub>4</sub>	78.86
7	Z6 - CuSO <sub>4</sub>	80.02

**Fuente:** Elaboración propia.

**Figura 37.** Recuperación ensayos 5 y 7 con fracción de sólidos al 15%, variando colectores y agregando sulfato de cobre



**Fuente:** Elaboración propia.

En este ensayo se observa un cambio significativo: el colector Xantato amílico de potasio (Z6) muestra una mejor recuperación en comparación con el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11). Esto podría deberse a la adición de sulfato de cobre en el ensayo, y quizás el colector Z6 presenta un mejor rendimiento en presencia de este reactivo. Esto lo podemos verificar en el siguiente ensayo.

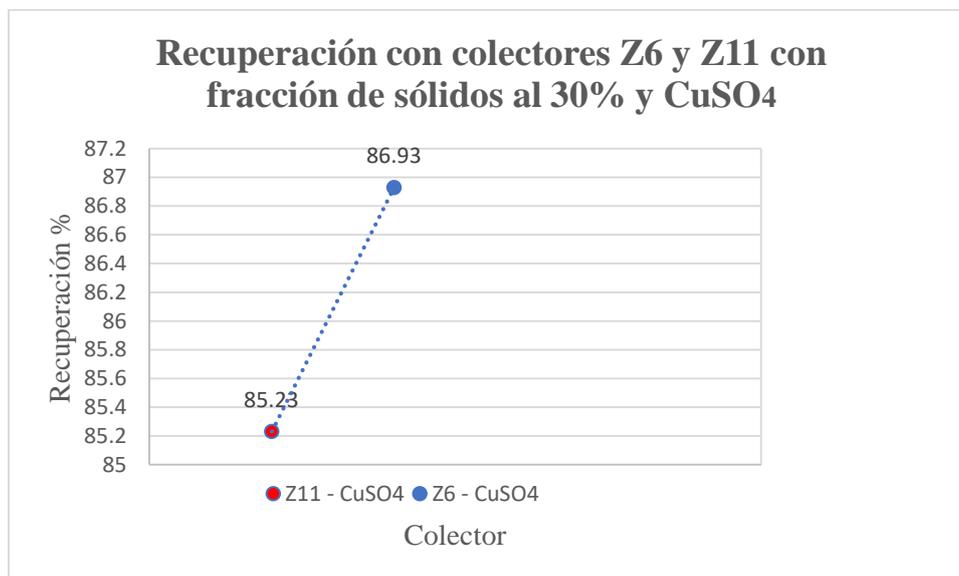
- **Fracción de sólidos al 30% con Xantato amílico de potasio (Z6) y Xantato isopropílico de sodio (Z11) agregando sulfato de cobre.**

**Tabla 26.** Recuperación ensayos 6 y 8 con fracción de sólidos al 30%, variando colectores y agregando sulfato de cobre

Ensayo	Fracción de sólidos %	Recuperación %
6	Z11 - CuSO4	85.23
8	Z6 - CuSO4	86.93

**Fuente:** Elaboración propia.

**Figura 38.** Recuperación ensayos 6 y 8 con fracción de sólidos al 30%, variando colectores y agregando sulfato de cobre



**Fuente:** Elaboración propia.

Al analizar este último ensayo, se observa una tendencia similar al ensayo anterior: el colector Xantato amfílico de potasio (Z6) muestra mejores resultados en comparación con el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11). Esto indica que el colector Z6 logra una mayor recuperación cuando se incorpora sulfato de cobre al proceso.

### 3.2.3. Análisis de recuperación en ensayos con y sin sulfato de cobre

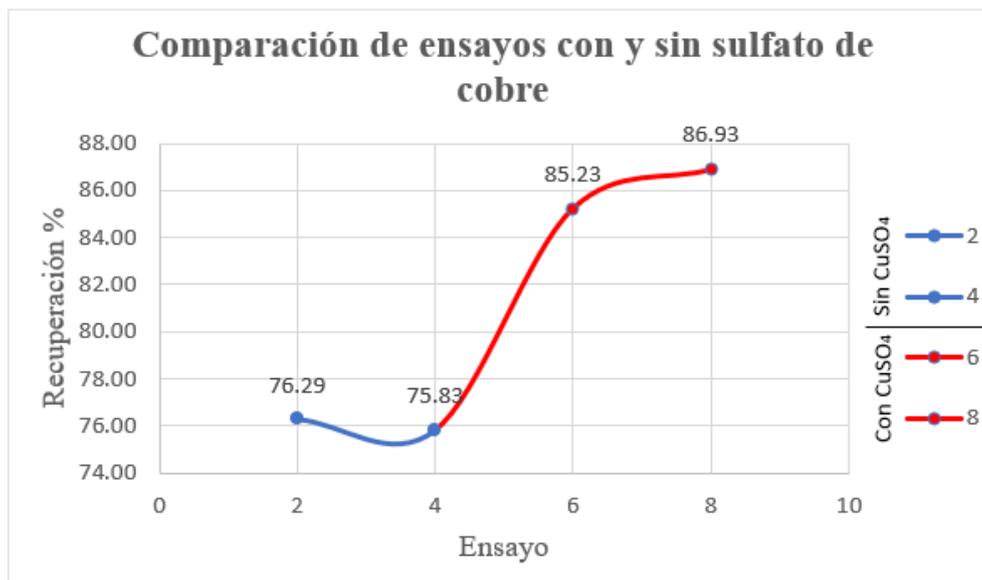
En este análisis final, se compararán las dos mejores recuperaciones obtenidas en los ensayos sin sulfato de cobre (CuSO4) con las dos mejores recuperaciones logradas en los ensayos donde se utilizó este reactivo.

**Tabla 27.** Ensayos con y sin sulfato de cobre que contienen la mayor recuperación

Mayor recuperación en ensayos con y sin sulfato de cobre				
Ensayo	Fracción de sólidos	Reactivo	Recuperación %	Razón de enriquecimiento
2	30%	Z11	76.29	1.8926
4	30%	Z6	75.83	1.8486
6	30%	Z11 - CuSO4	85.23	1.9912
8	30%	Z6 - CuSO4	86.93	2.0196

**Fuente:** Elaboración propia.

**Figura 39.** Comparación de porcentaje de recuperación de ensayos con y sin sulfato de cobre



**Fuente:** Elaboración propia.

Al analizar el diagrama, se observa una línea suavizada que facilita la visualización de las variaciones en la recuperación. Es evidente que, al incorporar sulfato de cobre en los ensayos, tanto la recuperación como el enriquecimiento aumentan significativamente. Además, considerando que en los cuatro ensayos las mejores recuperaciones se lograron con una fracción de sólidos del 30%, se puede realizar una comparación más precisa entre ellos.

En los ensayos sin sulfato de cobre, el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) mostró mejores resultados de recuperación en comparación con el Xantato amílico de potasio (Z6). Sin embargo, al añadir sulfato de cobre, el colector Xantato amílico de potasio (Z6) alcanzó la mejor recuperación, indicando que este colector funciona de manera más eficiente en presencia del sulfato de cobre, incluso mejor que el colector Xantato isopropílico de sodio (Z11) con presencia de este mismo reactivo.

### 3.3. Análisis y discusión de resultados

Con los análisis previos de concentración y porcentaje de recuperación, se puede concluir que, en términos de fracción de sólidos, independientemente del colector utilizado, las mejores recuperaciones se lograron con un 30% de sólidos. No obstante, la razón de enriquecimiento es mayor con la fracción de sólidos del 15%.

En cuanto a los colectores, los ensayos sin sulfato de cobre indican que el Xantato isopropílico de sodio (Z11) ofrece mejores recuperaciones en comparación con el Xantato amílico de

potasio (Z6). Sin embargo, al agregar sulfato de cobre, se observa una mejora significativa en todas las recuperaciones. Además, los resultados muestran que el colector Xantato amílico de potasio (Z6) obtiene mejores resultados en fracciones de sólidos del 15% y 30% cuando se utiliza sulfato de cobre. Esto sugiere que el Z6 tiene mayor afinidad con el sulfato de cobre en comparación con el Z11, lo que lo convierte en una opción más efectiva bajo estas condiciones. En resumen, podemos decir que los mejores resultados se dieron en el ensayo número 8 bajo ciertos parámetros, como podemos observar en las siguientes tablas:

**Tabla 28.** *Mejor resultado en flotación de Cu*

<b>Mejor resultado en flotación de Cu</b>				
<b>Ensayo</b>	<b>Fracción de sólidos</b>	<b>Reactivo</b>	<b>Recuperación %</b>	<b>Razón de enriquecimiento</b>
8	30%	Z6 - CuSO <sub>4</sub>	86.93	2.0196

**Fuente:** Elaboración propia.

**Tabla 29.** *Parámetros del mejor resultado*

<b>Parámetros de flotación ensayo 8</b>		
<b>Parámetro</b>	<b>Tipo</b>	<b>Capacidad</b>
Porcentaje de sólidos	Característica física	30%
Masa del sólido	Característica física	377.1 g
Masa del líquido	Característica física	879.9 g
Cal	Regulador de pH	0.3 g
Xantato amílico de potasio (Z6)	Colector	4 gotas
Sulfato de cobre (CuSO <sub>4</sub> )	Depresante	4 gotas
Espumante ER-370	Espumante	4 gotas
Tiempo de acondicionamiento de regulación de pH	Tiempo	2 min
Tiempo de acondicionamiento del colector Z6	Tiempo	10 min
Tiempo de acondicionamiento del sulfato de cobre	Tiempo	10 min
Tiempo de acondicionamiento del espumante	Tiempo	2 min
Tiempo de recolección de burbujas	Tiempo	2 min
Potencial de hidrógeno (pH)	Característica química	9

**Fuente:** Elaboración propia.

## Conclusiones

A partir de la información recopilada mediante los análisis, ensayos y la interpretación de los datos obtenidos, se llegaron a las siguientes conclusiones:

La caracterización mineralógica desempeñó un papel fundamental, ya que permitió identificar los minerales presentes en el material, incluyendo el mineral de interés. Esta información fue clave para diseñar una metodología de flotación adecuada para el caso.

A pesar de la baja presencia de cobre en el material de relave, la recuperación del 86,93% demuestra la eficiencia del proceso de flotación. Este resultado evidencia que se logró extraer una proporción significativa del cobre presente en la relavera, lo que indica que la metodología empleada y las condiciones de flotación fueron adecuadas para tratar este material.

En el tratamiento de este material, se observó que la fracción de sólidos del 30% proporcionaba los mejores resultados. Independientemente del colector o depresor utilizado, las recuperaciones más altas se obtuvieron con este porcentaje de sólidos.

La variación de colectores y la adición de sulfato de cobre mostraron diferencias significativas en la recuperación final del concentrado, con resultados notablemente superiores cuando se utilizaba sulfato de cobre. En ausencia de este reactivo, el colector Z11 presentó un mejor desempeño que el colector Z6, independientemente de la fracción de sólidos empleada. Sin embargo, al incorporar sulfato de cobre, el colector Z6 superó al Z11, evidenciando una mayor afinidad y eficacia en presencia de este reactivo.

La razón de enriquecimiento obtenida en el mejor ensayo, basado en la recuperación, fue de 2.01, lo que indica que el concentrado final contiene el doble de cobre en comparación con el material inicial. Aunque este índice es positivo, no resulta especialmente elevado, lo cual podría atribuirse a diversos factores, como la baja cantidad de mineral de cobre presente en la muestra. Además, es natural que cuando se realiza la flotación en una sola etapa y se logra una alta recuperación, el grado de enriquecimiento tiende a ser menor y viceversa.

## **Recomendaciones**

Dado que se trata de un material de relave, se recomienda recopilar toda la información posible sobre el material previamente tratado. Asimismo, es aconsejable realizar múltiples muestreos para obtener una muestra más representativa del relave o de los distintos relaves generados en la planta.

Para futuros ensayos se recomienda variar la dosificación de los reactivos en base a la cantidad de masa que tengan cada uno, en los ensayos realizados no se varió esta dosificación pretendiendo ver la diferencia de eficiencia en la recuperación en cuanto a fracción de sólidos y colectores.

Se recomienda utilizar diferentes depresantes para compararlo con el sulfato de cobre y así ver cuál tiene mejor rendimiento, de la misma manera se puede variar el pH, los tiempos de acondicionamiento y la recolección del concentrado del ensayo para determinar en qué condiciones se puede dar mejores resultados.

En la realización de estos ensayos el material pasó solo por una etapa de flotación, por lo que se recomienda realizar una flotación con varias etapas, solo así se puede obtener una mejor recuperación y a la vez una buena razón de enriquecimiento del mineral deseado.

Si bien la empresa ASOPROMIN S.A. utiliza el colector Xantato amílico de potasio (Z6) y un depresor como lo es el Sulfato de Sodio, se sugiere realicen pruebas utilizando Sulfato de Cobre como depresante, ya que generó buenos resultados en estos ensayos.

## Bibliografía

- Asesorías Técnicas Geológicas ATG Ltda. (2021). *Propuesta de Lineamientos Técnicos de Política de Buenas Prácticas para Estandarizar los procesos relacionados con Presas de Relaves*. Colombia: Ministerio de Minas y Energía.
- Ballester, A., Verdeja, L., & Sancho, J. (2000). *METALURGIA EXTRACTIVA*. Madrid: SINTESIS.
- Barry, W., & Tim, N.-M. (2006). *Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Elsevier Science & Technology Books.
- Bermeo, G., & Inca, J. (2023). *CARACTERIZACIÓN ESTRUCTURAL Y MINERALÓGICA DE LAS VETAS JORUPE - TRES REYES Y SOROCHÉ EN EL DISTRITO MINERO ZARUMA - PORTOVELO, PROVINCIA DEL ORO*. Quito: Escuela Politécnica Nacional.
- Berrezueta, E., Ordóñez, B., Espinoza, C., Loayza, J., Carrión, P., Morante, F., & Bonilla, W. (2021). *Caracterización mineralógica y petrográfica de las vetas Vizcaya, Octubrina y Gabi del yacimiento aurífero epitermal Zaruma-Portovelo, Ecuador*. Oviedo: Instituto Geológico y Minero de España (IGME).
- Billingsley, P. (1926). Geology of the Zaruma Gold District of Ecuador. *American Institute of Mining and Metallurgical Engineering*, 255-275.
- Bonilla, W. (2009). *METALOGENIA DEL DISTRITO MINERO ZARUMA-PORTOVELO REPÚBLICA DEL ECUADOR*. Buenos Aires: Universidad de Buenos Aires.
- Bustamante, O., Gaviria, A., & Restrepo, J. (2008). *CONCENTRACIÓN DE MINERALES*. Medellín: Instituto de minerales CIMEX.
- Castro, S. (2000). *FLOTACIÓN: Fundamentos y aplicaciones*.
- Chiaradía, M., Fontboté, L., & Beate, B. (2004). Cenozoic continental arc magmatism and associated mineralization. *Mineralium Deposita*, 204-222.
- CODELCO. (2019). FLOTACIÓN "Burbujas de cobre". *CODELCO EDUCA*, 5.
- Escobedo, M. B. (2020). Diseño óptimo de circuitos de flotación. *INGLOMAYOR*, 26-62.

- Fimbres, O. (2019). *Circuitos de flotación y sus equipos*.
- Google Earth. (2024). *Google Earth Pro*. Obtenido de <https://earth.google.com/web>
- Gruner, H., & Loring, C. (2024). Mineral processing. *Enciclopedia Británica*.
- Herbert, J. H. (2017). *Introducción a la minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Herrmann, C., & Zappettini, E. (2014). Recursos Minerales, Minería y Medio Ambiente. *Instituto de Geología y Recursos Minerales - SEGEMAR*, 68.
- J Stanley, C. (1999). *Mineral deposits : processes to processing*. Róterdam: A.A. Balkema.
- Lily, H., Nwapi, C., & Ndakorerwa, C. (2022). Mine Tailings Management and Regulation: An Overview. *Natural Resource Insights*.
- Londoño, I., Buitrago, J., Molano, J. C., Romero, Y., Mosquera, G., Ruiz, V., . . . Buriticá, J. (2010). *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas*. Bogotá: Imprenta Nacional de Colombia.
- Ojeda, M., Reyes, L., & Aragón, A. (2010). *CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA EN LA INDUSTRIA MINERA*. San Luis Potosí: Universidad Autónoma de San Luis Potosí.
- Ortiz, A. A. (2008). *Flotación y concentración de minerales*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Petrovskaya, N. (21 de Mayo de 2021). *CONCENTRACIÓN DE MINERALES*. Obtenido de <https://sites.google.com/site/mineriaservicio/inicio>
- Riel, N., Jaillard, E., Guillot, S., & Martelat, J.-E. (2013). Metamorphic and geochronological study of the Triassic El Oro metamorphic complex, Ecuador: Implications for high-temperature metamorphism in a forearc zone. *LITHOS*.
- Riel, N., Martelat, J.-E., Guillot, S., Jaillard, E., Monié, P., Jonatan, Y., . . . Mercier, J. (2014). Fore arc tectonothermal evolution of the El Orometamorphic province (Ecuador)during the Mesozoic. *American Geophysical Union*.
- SAC, E. E. (2020). *ESTEC ESPECIALIDADES TECNICAS SAC*. Obtenido de <https://estec.pe/es/soluciones/colectores>
- Salager, J. L., & Forgiarini, A. (2007). *Fundamentos de flotación*. Mérida: Universidad de los Andes.

Smirnov, V. (1982). *Geología de yacimientos minerales*. Moscú: MIR.

Universidad de Alicante. (2015). *Universidad de Alicante*. Obtenido de <https://web.ua.es/es/lpa/minerales-visu/clasificacion-y-caracteristicas/ii.-sulfuros-y-sulfosales/sulfuros-y-sulfosales.html>

Vikentyev, I., Banda, R., Tsepin, A., Prokofiev, V., & Vikentyeva, O. (2005). Mineralogy and formation conditions of Portovelo-Zaruma goldsulphide vein deposit, Ecuador. *GEOCHEMISTRY, MINERALOGY AND PETROLOGY*, 148-154.

**Anexos**

**Anexo 1.** *Salida de relaves de filtros prensa*



**Anexo 2.** *Piscina de relaves*



**Anexo 3.** *Recolección del material*



**Anexo 4.** *Muestras de los diferentes relaves*



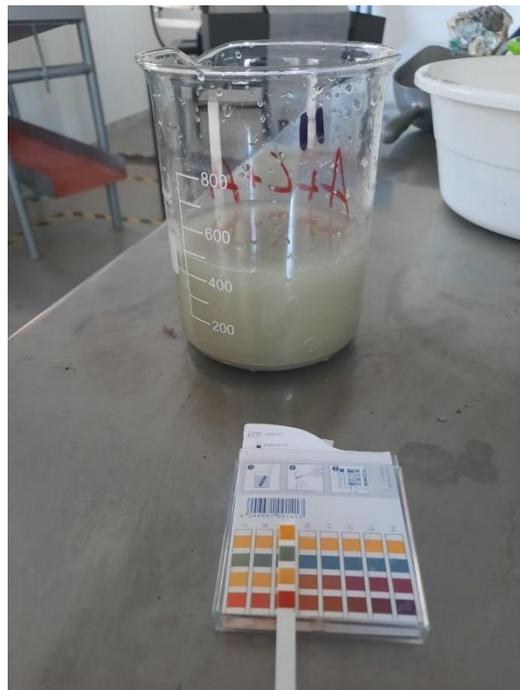
**Anexo 5. Tamización del material**



**Anexo 6. Cálculo de densidades por precipitación**



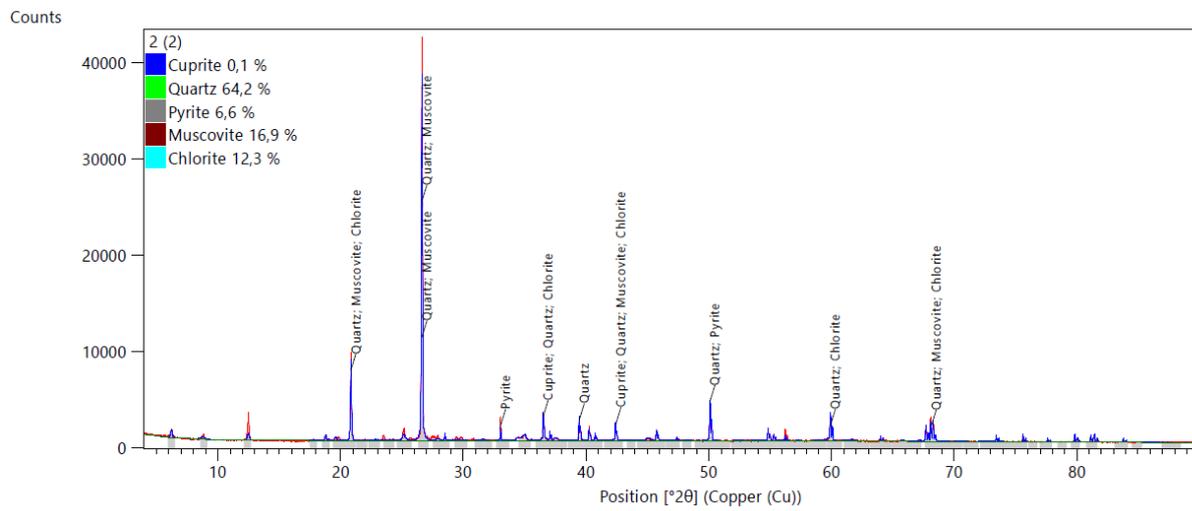
**Anexo 7. Medición del pH**



**Anexo 8. Adición de agua a la pulpa**



**Anexo 9. Resultados del ensayo DRX**



**Anexo 10. Pesado del material**



**Anexo 11.** *Revoluciones de la celda Denver*



**Anexo 12.** *Acondicionamiento de la pulpa*



**Anexo 13.** *Secado de concentrado y colas*

