



Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos

Naturales No Renovables

Maestría en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva

Análisis de la cinética de flotación en celda convencional de material aurífero de
la veta “San Salvador” de la mina PROMINE CIA LTDA, Camilo Ponce

Enríquez – Azuay

Trabajo de Titulación previo a la
obtención del título de Magíster en
Minas, Mención Mineralurgia y
Metalurgia Extractiva.

AUTOR:

Ing. Harman Leonardo Sanango Zaruma

DIRECTOR:

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez, Mg.Sc.

Loja – Ecuador

2023

Certificación

Loja, 05 de mayo de 2023

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez, Mg.Sc.

DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo proceso de la elaboración del Trabajo de Titulación denominado: **Análisis de la cinética de flotación en celda convencional de material aurífero de la veta “San Salvador” de la mina PROMINE CIA LTDA, Camilo Ponce Enríquez – Azuay**, de autoría del estudiante **Harman Leonardo Sanango Zaruma**, previo a la obtención del título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja para el efecto, autorizo la presentación para la respectiva sustentación y defensa.

Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg,Sc

DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN

Autoría

Yo, **Harman Leonardo Sanango Zaruma**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación del Trabajo de Titulación en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.

Firma:

Cédula de Identidad: 1400813786

Fecha: 05 de mayo de 2023

Correo electrónico: harman.sanango@unl.edu.ec

Teléfono: 0990085704

Carta de autorización por parte del autor, para la consulta, reproducción parcial o total y publicación electrónica del texto completo, del Trabajo de Titulación.

Yo, **Harman Leonardo Sanango Zaruma**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación denominado: **Análisis de la cinética de flotación en celda convencional de material aurífero de la veta “San Salvador” de la mina PROMINE CIA LTDA, Camilo Ponce Enríquez – Azuay**, como requisito para optar el título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido de la siguiente manera en el Repositorio Institucional.

Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

La Universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Titulación que realice un tercero.

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los cinco días del mes de mayo de dos mil veintitrés.

Firma:

Autor: Ing. Harman Leonardo Sanango Zaruma

Cédula: 140081386

Dirección: Barrial Blanco, Cuenca – Ecuador.

Correo electrónico: harman.sanango@unl.edu.ec

Teléfono: 0990085704

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director del Trabajo de Titulación: Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez Mg.Sc.

Dedicatoria

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a Dios, el mayor ingeniero creador de todas las cosas y de la vida, por mostrarme cada día lo buena y lo justa que es la vida.

A mi padre Segundo Sanango, que me dijo, el mejor conocimiento que puedes tener es el conocimiento que uno mismo aprende; gracias a mi madre, Carmen Zaruma, quien me enseñó que hasta las tareas más grandes se pueden lograr con solo dar un paso a la vez. A ellos, siempre me han dado incondicional apoyo y guía moral para hacer lo correcto por su ejemplo impecable.

Para mis hermanos, Katerin y Kevin, por darme razones suficientes para no rendirse y seguir adelante ante las adversidades que se me han presentado a lo largo de mi vida. Gracias a toda mi familia y amigos por no solo estar ahí en este momento tan importante de mi vida, sino por siempre dar lo mejor para mí, esforzándose por la excelencia para mí persona y darme una mano cuando lo necesitaba, porque sin ustedes no podría estar donde estoy ahora.

Harman Leonardo Sanango Zaruma.

Agradecimiento

En primer lugar, agradezco a Dios por mi salud, fortaleza y habilidades que me permitieron llegar hasta este momento y alcanzar mis metas.

Quiero expresar mi profundo agradecimiento a mis padres por brindarme la oportunidad de estudiar en esta prestigiosa universidad y por su apoyo incondicional durante todo este tiempo. Han sido mis mejores guías de vida y motores que me impulsaron a cumplir mis sueños. Me siento orgulloso de tener padres como ellos a mi lado en este momento tan importante.

También, quiero agradecer a la Universidad Nacional de Loja y a todo el personal que trabaja en esta noble institución. En especial, agradezco a sus profesores por compartir sus conocimientos de manera profesional y valiosa. Además, quiero agradecer al Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez, quien fue de vital importancia, por su amistad, sabiduría y apoyo incondicional desde el inicio de este proyecto. Su guía y orientación fueron fundamentales para culminar con éxito mi trabajo. Asimismo, agradezco al Ing. Fernando Javier Rengel Jiménez por su apoyo, conocimientos y experiencias compartidas durante esta nueva etapa de mi vida. Gracias a ellos, he culminado con éxito una nueva meta propuesta.

También, quiero agradecer al Ing. Carlos Alberto Pástor Yáñez por brindarme los recursos y herramientas necesarios para realizar este trabajo. Su ayuda incondicional fue fundamental para alcanzar los objetivos de mi investigación.

Por último, quiero expresar mi agradecimiento a toda mi familia y amigos por su apoyo, compromiso, dedicación y amor constante. Gracias a todos los que contribuyeron porque gracias a ellos este proyecto se ha convertido en un éxito.

Nuevamente, muchas gracias a todos de todo corazón.

Harman Leonardo Sanango Zaruma.

Índice de contenidos

Portada.....	.i
Certificación	ii
Autoría.....	iii
Carta de autorización por parte del autor.....	iv
Dedicatoria.....	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos.....	vii
Índice de tablas:	xii
Índice de Figuras:	xiv
Índice de Anexos:	xvi
1. Título.....	1
2. Resumen.....	2
2.1 Abstract	3
3. Introducción	4
4. Marco teórico	6
4.1. Concentración de minerales.	6
4.1.1. Métodos de Concentración de Minerales.	7
4.1.1.1 Concentración Gravitacional	9
4.1.1.2 Concentración gravimétrica.....	10
4.1.1.3 Concentración magnética	10
4.1.1.4 Concentración por flotación	10
4.2 Índices Metalúrgicos.....	11
4.2.1 Recuperación Mineral	11

4.2.2 Enriquecimiento Mineral.....	12
4.2.3 Razón de concentración	12
4.2.4 Balance de masa en Concentración Mineral	13
4.2.5 Relación entre Razón de Recuperación y Razón de Enriquecimiento.	13
4.3 Importancia de la Concentración de minerales en el contexto Metalúrgico.	14
4.4 Flotación de minerales.	15
4.5 Proceso de la Flotación Espumante	17
4.5.1 Tensión Superficial	18
4.5.2 Absorción	20
4.5.3 Angulo de Contacto.....	20
4.6 Variables Operacionales que intervienen en la Flotación.....	22
4.6.1 Tamaño de partícula.....	22
4.6.2 Tipo de Reactivos de Flotación	23
4.6.3 Dosificación de los Reactivos de Flotación	23
4.6.4 Acondicionamiento y Adición de Reactivos	24
4.6.5 Densidad de la pulpa	24
4.6.6 Aireación	25
4.6.7 Regulación de pH.....	26
4.6.8 Tiempo de Residencia	26
4.7 Pulpas.....	27
4.8 Reactivos de Flotación	28
4.8.1 Colectores.....	29
4.8.1.1 Clasificación de los Colectores.....	30
4.8.2 Espumantes.....	37
4.8.2.1 Selección Espumante.....	38

4.8.3 Reguladores – Modificadores.....	39
4.9 Dosificación	39
4.10 Equipos de Flotación.....	39
4.10.1 Celdas de Flotación Mecánicas Tipo Denver.....	40
4.11 Cinética de Flotación	41
4.11.1 Modelo cinético García – Zúñiga.....	42
4.11.2 Parámetros Cinéticos.....	43
4.11.3 Ecuación cinética García – Zúñiga.....	44
4.11.4 Tiempo óptimo de flotación	44
5. Metodología	46
5.1 Área de Estudio.....	46
5.1.1 Acceso	47
5.1.2 Geología Regional	48
5.1.3 Geología Local	50
5.1.4 Metodología utilizada.	52
5.1.5 Materiales y Equipos Utilizados.....	53
5.2 Procedimiento.....	54
5.2.1 Procedimiento para el cumplimiento del primer objetivo	54
5.2.1.1 Caracterización y análisis mineralógico de la muestra.....	54
5.2.2 Procedimiento para el cumplimiento del segundo objetivo.....	55
5.2.2.1 Trituración del material.	55
5.2.2.2 Molienda y pulverización de la muestra.....	55
5.2.2.3 Cálculos de la densidad del material y pulpa.	56
5.2.2.4 Preparación y Dosificación de los Reactivos	57
5.2.2.5 Cálculos de índices metalúrgicos.	58

5.2.2.6 Técnica utilizada.....	59
5.2.3 Procedimiento para el cumplimiento del tercer objetivo.....	63
5.2.4 Ensayos.....	64
6. Resultados.....	66
6.1 Cumplimiento del primer objetivo.....	66
6.2 Cumplimiento del segundo objetivo.	67
6.2.1 Procesamiento y análisis de datos	67
6.2.1.1 Densidad del Material.....	67
6.2.1.2 Densidad de la pulpa.....	68
6.2.1.3 Preparación y dosificación de los reactivos utilizados.	69
6.2.1.4 Porcentaje de pérdidas	71
6.2.2 Análisis de los concentrados.	75
6.2.3 Análisis de Recuperación.	77
6.2.4 Razón de Enriquecimiento.	82
6.2.5 Razón de Concentración.....	86
6.2.6 Análisis de Relaves o Colas.	90
6.2.7 Recuperación Ideal.....	94
6.2.8 Cinética de Flotación.....	102
6.2.9 Resultados experimentales.	105
6.3 Cumplimiento del tercer objetivo.	107
6.3.1 Análisis de Resultados.	107
6.3.1.1 Resultados de Recuperación en el tiempo.	108
6.3.1.2 Resultados de Enriquecimiento en el tiempo.	109
6.3.1.3 Resultados de Cinética de Flotación con Xantato Amílico de Potasio (Z6).	110
6.3.1.4 Resultados de Cinética de Flotación con Xantato Isopropílico de Sodio (Z11).....	111

6.3.1.5 Resultados de Cinética de Flotación con Sulfato de Cobre (CuSO ₄).	112
6.3.1.6. Resultados de Recuperación en el tiempo de la ganga.	113
6.3.1.7 Determinación de tiempos óptimos.	114
7. Discusión	117
7.1 Discusión del primer objetivo.	117
7.2 Discusión del segundo objetivo.	117
7.3 Discusión del tercer objetivo.	118
8. Conclusiones	120
9. Recomendaciones	122
10. Bibliografía	124
11. Anexos	130

Índice de tablas:

Tabla 1. Diferentes métodos de concentración de minerales y algunos equipos empleados.....	9
Tabla 2. Clasificación de los hidrocarburos en colectores no iónicos.	37
Tabla 3. Coordenadas del área de estudio.....	47
Tabla 4. Equipos y materiales utilizados para la elaboración del ensayo.	53
Tabla 5. Matriz 4x3 de los tiempos y colectores a utilizar	64
Tabla 6. Resultados de Fluorescencia de Rayos X.	66
Tabla 7. Resultado de ensayo al fuego.....	67
Tabla 8. Alimento y pérdidas del material con Z-6.	71
Tabla 9. Relación de peso y porcentaje de material flotado con Z-6.....	72
Tabla 10. Alimento y pérdidas del material con Z-11.	72
Tabla 11. Relación de peso y porcentaje de material flotado con Z-11.....	73
Tabla 12. Alimento y pérdidas del material con CuSO ₄	74
Tabla 13. Relación de peso y porcentaje de material flotado con CuSO ₄	74
Tabla 14. Resultados de los análisis de concentrado realizados por el laboratorio JV Metals....	75
Tabla 15. Masa y tenor del concentrado con el colector Z-6.....	76
Tabla 16. Masa y tenor del concentrado con el colector Z-11.....	76
Tabla 17. Masa y tenor del concentrado con el colector CuSO ₄	77
Tabla 18. Peso y concentrado en la alimentación.	78
Tabla 19. Tabla de Recuperación por cada ensayo.....	82
Tabla 20. Tabla de Razón de Enriquecimiento por cada ensayo	86
Tabla 21. Tabla de Razón de Concentración por cada ensayo.....	90
Tabla 22. Tabla de Relaves o Colas por cada ensayo	94
Tabla 23. Recuperación Ideal del Concentrado.	98
Tabla 24. Recuperación Ideal de la Ganga.	102
Tabla 25. Resultados de Cinética de Flotación aplicando el modelo de García - Zúñiga.	103
Tabla 26. Cinética de Flotación con colector Xantato Amílico de Potasio (Z-6).....	103
Tabla 27. Cinética de Flotación con colector Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	104
Tabla 28. Cinética de Flotación con Sulfato de Cobre (CuSO ₄).....	105
Tabla 29. Resultados de Recuperación en el Tiempo.	106

Tabla 30. Tiempos óptimos de flotación..... 115

Índice de Figuras:

Figura 1. Esquema General de Separación en un Concentrador Detallando sus Corrientes.	6
Figura 2. Proceso de concentración en el campo de la Mineralurgia.	7
Figura 3. Métodos de concentración recomendados según la granulometría a trabajar.	8
Figura 4. Diagrama de flujo másico en proceso de concentración.	13
Figura 5. Relación entre Recuperación y Relación de Enriquecimiento.	14
Figura 6. Esquema global de una planta concentradora de minerales	15
Figura 7. Interacción entre burbuja y partícula en la flotación.	16
Figura 8. Complejo estable de partículas y burbujas, asistida con tensoactivos (colectores y espumantes).....	17
Figura 9. Celda de flotación espumante.....	18
Figura 10. Balance de energía superficial.....	19
Figura 11. Ángulo de contacto de sólido hidrófilo en sistema aire-agua.	21
Figura 12. Ángulo de contacto de sólido hidrófobo en sistema aire-agua.....	22
Figura 13. Variación de la concentración mineral con el tiempo.	27
Figura 14. Esquema general de un colector.....	29
Figura 15. Adsorción del colector sobre una superficie mineral: interfaz sólida – líquida.....	30
Figura 16. Clasificación de Colectores.....	31
Figura 17. Adsorción del espumante: interfaz gas – líquido.....	38
Figura 20. Celda de flotación Denver con sus principales partes.....	40
Figura 21. Celda de flotación Denver con sus principales partes.....	41
Figura 24. Razón CtC_0 vs, tiempo en un plano semi-log.....	42
Figura 25. Mapa de ubicación del área de estudio.....	46
Figura 26. Acceso al área de estudio desde la ciudad de Cuenca.....	48
Figura 27. Mapa Geológico Regional.....	50
Figura 28. Mapa Geológico Local.	51
Figura 29. Cuarteo del material.	54
Figura 30. Masa sólida de mineral agregada a la celda.	59
Figura 31. Adición de cal (CaO).....	60
Figura 32. Adición del colector Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11).....	60

Figura 33. Adición del espumante ER-350.....	61
Figura 34. Obtención del concentrado en recipiente para posterior secado.	62
Figura 35. Secado de relaves o colas del resultado de flotación.....	63
Figura 36. Comparación de resultados con curvas de recuperación vs tiempo.	108
Figura 37. Comparación de resultados con curvas de enriquecimiento vs tiempo.....	109
Figura 38. Gráfica de la cinética de flotación con Xantato Amílico de Potasio (Z6).....	110
Figura 39. Gráfica de la cinética de flotación con Xantato Isopropílico de Sodio (Z11).....	111
Figura 40. Gráfica de la cinética de flotación con Sulfato de Cobre (CuSO ₄).....	112
Figura 41. Comparación de resultados con curvas de ganga vs tiempo	113

Índice de Anexos:

Anexo 1. Tamices Utilizados.....	130
Anexo 2. Análisis de difracción de rayos X.	131
Anexo 3. Resultado de ley de cabeza por el método de ensayo al fuego elaborado por JV Metals.	132
Anexo 4: Trituradora de Mandíbulas y Trituradora de Rodillos utilizadas.....	133
Anexo 5: Molino de Bolas y Pulverizadora utilizadas.	133
Anexo 6: Balanza utilizada para el peso de los ensayos.	134
Anexo 7: Bandejas usadas para el secado del material.	134
Anexo 8: Xantato Amílico de Potasio al 10%. (Z-6).	135
Anexo 9: Xantato Isopropílico de Sodio al 10%. (Z-11).....	135
Anexo 10: Sulfato de cobre al 10% (CuSO ₄).	136
Anexo 11: Espumante ER-350 (ER-350).	136
Anexo 12: Cal utilizada.	137
Anexo 13: Bandeja utilizada para almacenar las muestras.	137
Anexo 14: Peso utilizado para cada ensayo.	138
Anexo 15: Resultado de tenores de concentrado por el método de ensayo al fuego elaborado por JV Metals.	139
Anexo 16. Concentrados previos para analizar.	140
Anexo 17: Certificado de traducción del resumen.	141

1. Título

**Análisis de la cinética de flotación en celda convencional de material aurífero de la veta
“San Salvador” de la mina PROMINE CIA LTDA, Camilo Ponce Enríquez – Azuay**

2. Resumen

El propósito del presente estudio fue calcular la cinética de flotación de una muestra aurífera obtenida de la planta "PROMINE CIA LTDA". Este proceso se llevó a cabo en una celda convencional tipo Denver de flotación, manteniendo constante el porcentaje de sólidos y variando los tiempos de flotación con tres colectores diferentes.

Mediante el proceso de investigación, se lograron determinar los tiempos adecuados para extraer la veta "San Salvador" a partir del stock de la empresa. Previamente, se llevaron a cabo pruebas de laboratorio para obtener la recuperación del material, y luego se utilizó el método de García-Zúñiga para determinar el tiempo óptimo de flotación. En el proceso se emplearon los reactivos Xantato Amílico de Potasio, Xantato Isopropílico de Sodio y Sulfato de Cobre.

Los resultados obtenidos mediante la prueba de distintas concentraciones de sólidos y tiempos de flotación en la celda convencional indicaron una recuperación del 55.39% con el uso del Xantato Isopropílico de Sodio como colector. Según el modelo de García – Zuñiga, se obtuvo una constante cinética de $0,9852 \text{ min}^{-1}$ y se determinó un tiempo óptimo de 0,127 minutos. Por otra parte, se observó que la fracción de sólidos al 25%, utilizando el mismo colector, produjo una recuperación superior, aunque el enriquecimiento disminuyó a medida que transcurría el tiempo en la celda.

Palabras claves: *Cinética de Flotación, Celda Denver, Colector, Aurífera.*

2.1 Abstract

In this study, the flotation kinetics of a gold sample obtained from the PROMINICE CIA LTDA plant were calculated. Three different collectors were used in this flotation process, with the percentage of solids kept constant and the flotation times varied.

Using the research process, the company was able to determine the optimal extraction time for the "San Salvador" vein. Before calculating the optimum flotation time, laboratory tests were conducted to determine material recovery. The reagents used in the process were Potassium Amyl Xanthate, Sodium Isopropyl Xanthate and Copper Sulfate.

The results obtained by testing different concentrations of solids and flotation times in the conventional cell indicated a recovery of 55.39% with the use of Sodium Isopropyl Xanthate as a collector. According to the Garcia-Zuñiga model, a kinetic constant of 0.9852 min⁻¹ was obtained and an optimum time of 0.127 minutes was determined. Meanwhile, the 25% solids fraction, using the same collector, produced a higher recovery. However, the enrichment decreased as the cell time elapsed.

Key words: Flotation kinetics, Denver cell, Collector, Auriferous.

3. Introducción

En las plantas de procesamiento de minerales del país, uno de los mayores desafíos en el sector minero es el proceso metalúrgico, donde a menudo no se aprovecha al máximo el mineral de valor que se intenta extraer debido a una recolección deficiente del concentrado de los tanques. Durante el proceso de flotación, existen muchas variables y parámetros que influyen en el resultado final para recuperar el concentrado, debido a las diferentes características físicas y químicas de cada material en la naturaleza. Además, los minerales que se encuentran en la naturaleza tienen una composición mineralógica diferente, lo que requiere un procedimiento único para la recuperación de cada mineral de valor.

Las actividades mineras y metalúrgicas en los diferentes sectores del cantón Camilo Ponce Enríquez se centran en la extracción y procesamiento de minerales, especialmente oro. Sin embargo, a pesar de décadas de experiencia, la actividad no es sostenible desde el punto de vista ambiental y económico debido a la falta de conocimientos y la falta de implementación de nuevas tecnologías. La introducción de nuevas tecnologías aumentaría la ley del concentrado, optimizaría el tiempo y los recursos, y por lo tanto se necesita desarrollar una industria minera sostenible en los sectores mineros, como el cantón mencionado.

El proceso metalúrgico incorrecto para la flotación selectiva en la recuperación de oro de la planta de procesamiento se debe a que los trabajadores usan una sola dosificación de reactivos de manera tradicional, lo que puede provocar consecuencias económicas y daños ambientales. Además, los tiempos de flotación en muchas plantas de proceso son constantes y superan los 10 minutos, lo que agrega problemas adicionales.

En este trabajo, se llevarán a cabo ensayos a escala de laboratorio para observar y registrar el momento en que se logra una flotación selectiva, el tiempo necesario para obtener el nivel más alto de enriquecimiento del tenor y la modificación que se implementará en la planta de beneficio. Se optimizarán los parámetros, incluyendo el tiempo, la cantidad de reactivos y el porcentaje de sólidos constante. Una vez completadas las pruebas de laboratorio, se analizarán los concentrados y las colas para determinar sus respectivos tenores. Posteriormente, se implementarán las diferentes gráficas de la cinética de flotación en base a los resultados alcanzados para la comparación objetiva entre recuperación y enriquecimiento en la celda Denver.

El objetivo general de este proyecto es determinar el tiempo de flotación óptimo para la flotación de la veta "San Salvador" mediante pruebas de flotación realizadas en la Celda Denver a muestras previamente preparadas. En cada muestra, la fracción de pulpa será constante y se variará el colector, utilizando tres colectores diferentes: el Xantato Amílico de Potasio (Z-6), el Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11) y el Sulfato de Cobre (CuSO_4). La granulometría para utilizar será material pasante malla 100.

Una vez finalizado el experimento, analizaremos los resultados utilizando fórmulas, gráficos y tablas de manera adecuada para determinar las condiciones óptimas que permitan obtener ideas claras sobre el tiempo de flotación ideal para lograr un proceso eficaz con el material tratado y reducir los costos de la empresa en el proceso metalúrgico.

Objetivo General:

- Determinar la cinética de flotación en celda convencional a escala de laboratorio de una mena aurífera conservando el porcentaje de sólidos.

Objetivos Específicos:

- Caracterizar las muestras obtenidas de la planta de beneficio, para analizar los elementos presentes en la misma.
- Examinar la cinética de flotación en celda convencional tipo Denver.
- Determinar cómo influyen en la recuperación del mineral de interés el porcentaje de sólidos de forma constante.

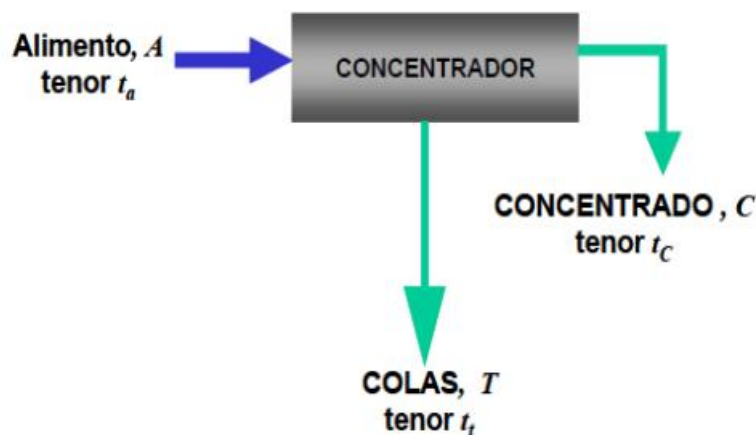
4. Marco teórico

4.1. Concentración de minerales.

La concentración de minerales se refiere al proceso de separar los minerales valiosos de los minerales no valiosos en una roca o mineral. Este proceso se lleva a cabo mediante diferentes técnicas, como la flotación, la separación magnética y la lixiviación. (Construmine, 2018)

Según (Bustamante Rúa et al., 2008): El enriquecimiento mineral es la operación de aumentar el grado o la concentración (en porcentaje) de un mineral o mena determinado mediante el uso de equipos de separación sólido-sólido, lo que da como resultado la separación de dos o más especies minerales y produce una corriente rica en minerales de interés. Los procesos de beneficio tienen como objetivo enriquecer el mineral, por un lado, concentrar especies minerales económicamente útiles y, por otro lado, eliminar gangas o componentes estériles para minimizar la pérdida de mineral valioso.

Figura 1. Esquema General de Separación en un Concentrador Detallando sus Corrientes.



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

La concentración de minerales según definen (Gruner y Lorig, 2006) el proceso de separación de minerales es una técnica que se realiza después del proceso de conminución, y se enfoca en elevar el contenido del mineral de interés económico mediante la separación de las

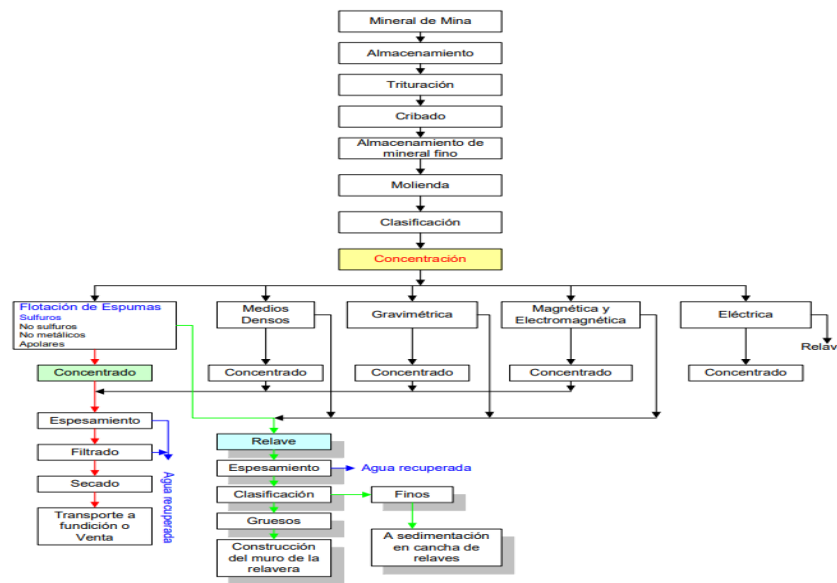
especies mineralógicas contenidas dentro de una mena. Este proceso utiliza diferentes propiedades físicas y químicas para separar los minerales, como la separación gravimétrica, magnética, electrostática y química, como el proceso de flotación

4.1.1. Métodos de Concentración de Minerales.

La mineralurgia está constituida básicamente por dos etapas las cuales son;

- La liberación de los minerales valiosos de la ganga (Mineralurgia I – Chancado y Molienda)
- Separación de los minerales valiosos de la ganga, que comúnmente se le conoce como Concentración.

Figura 2. Proceso de concentración en el campo de la Mineralurgia.



Fuente: (Linares Gutiérrez, 2016)

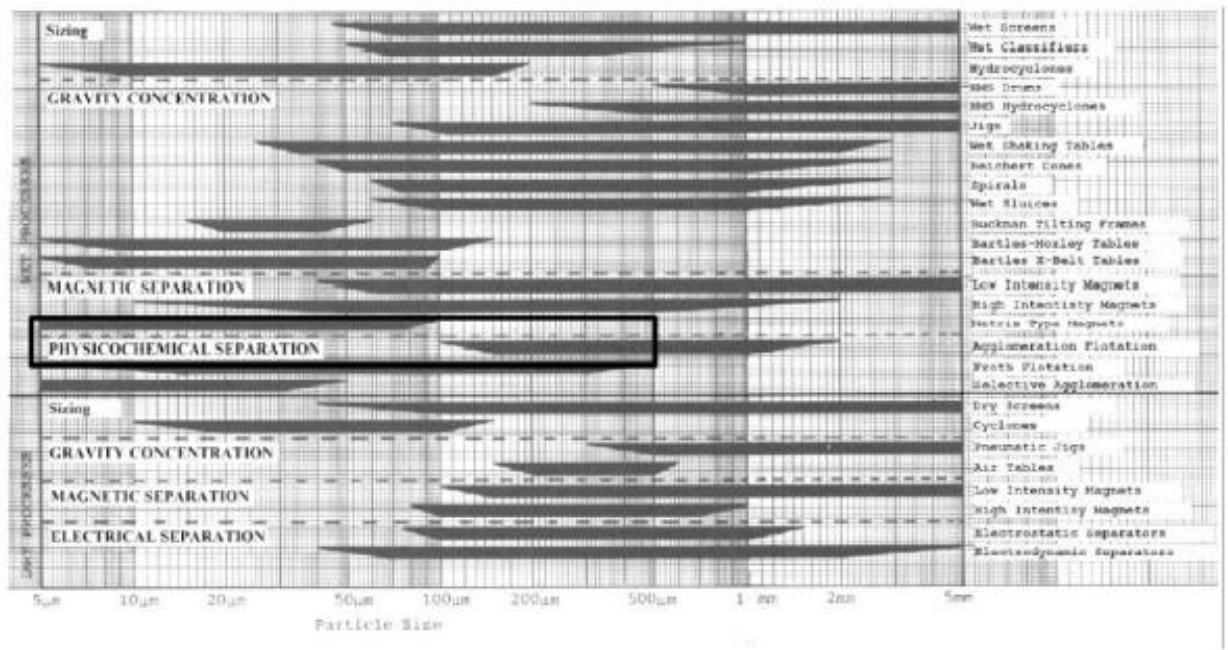
Para realizar el proceso de flotación se debe tener en cuenta que las partículas que se van a utilizar deben ser inferiores a 500 micrones.

Para que se produzca una escisión adecuada entre minerales separados, es necesario que exista al menos una propiedad con valores relativos diferentes, como la gravedad específica, la

sensibilidad magnética, la conductividad eléctrica o propiedades físicas y químicas muy diferentes. (Bustamante Rúa et al., 2008).

La figura 3 muestra el método de concentración más recomendado según la granulometría o el tamaño de partícula a trabajar, y para determinar esto se debe realizar un análisis granulométrico utilizando uno de los métodos disponibles según el tamaño de las partículas

Figura 3. Métodos de concentración recomendados según la granulometría a trabajar.



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

La siguiente tabla muestra los diferentes métodos de concentración utilizados por las empresas industriales y las diferentes características utilizadas por cada una de ellas. Además, el equipo para llevar a cabo los procesos relacionados que se usa con mayor frecuencia.

Tabla 1. Diferentes métodos de concentración de minerales y algunos equipos empleados.

Nombre del Método	Propiedades que emplea para separar	Principales Instrumentos
Concentración Gravitacional	Diferencias de velocidades de sedimentación de los minerales	Sedimentador, Hidrociclón, Jig, Canalón, Canaletas, Mesa Vibratoria, Espiral, Conos de Separación Centrifugas, entre otros.
Concentración Magnética	Susceptibilidad magnética (afinidad o no frente a un magneto u imán)	Separador magnético de tambor, rodillos magnéticos, separador magnético tipo “carruserl”, etc.
Concentración Eléctrica	Conductividad eléctrica	Separador eléctrico de alta intensidad
Flotación Espumante	Hidrofobicidad y/o hidrofiliadad del mineral (mojamiento o no)	Celdas de flotación y columnas de flotación
Floculación Selectiva	Absorción específica de un polímero y formación de flóculo	Sedimentador
Coagulación Selectiva	Absorción específica de iones orgánicos y formación de un coágulo	Sedimentador

Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.1.1.1 Concentración Gravitacional

La concentración gravimétrica es un método de separación de partículas minerales de diferente gravedad específica debido a su comportamiento y respuesta a la gravedad y la fuerza centrífuga. Se utiliza en el procesamiento de carbón, cobre, mineral de hierro, cromo, arenas minerales y oro. La concentración gravitacional depende del comportamiento y la respuesta de

partículas de diferentes densidades y tamaños a la gravedad y la fuerza centrífuga. (Faúndez y Díaz, 2015)

4.1.1.2 Concentración gravimétrica

Es un método para separar minerales de diferentes densidades relativas debido a su movimiento relativo, respuesta a la gravedad y alguna fuerza adicional. Este método se utiliza para separar minerales económicamente importantes de las gangas. Algunos de los métodos utilizados en la concentración gravimétrica son la separación de agua y la separación por pulsos. La preconcentración por peso es un método simple, de alto rendimiento y sin reactivos, pero económico y bastante efectivo.

Por regla general, las partículas minerales están separadas por una diferencia de densidad, y cuanto mayor sea la diferencia de densidad entre dos minerales, más fácil será separarlos. Sin embargo, las partículas muy pequeñas tienen una mayor resistencia a la gravedad y se vuelven inestables debido a la viscosidad del líquido, lo que provoca una reducción drástica de la eficiencia de concentración por gravedad. (Martínez y Pagán, 2011).

4.1.1.3 Concentración magnética

La separación magnética es un proceso industrial para separar pequeñas partículas magnéticas de ciertos minerales para refinar minerales para una variedad de industrias de procesamiento de minerales y cerámica. El enriquecimiento magnético es un proceso utilizado para la extracción y concentración continua de para magnetos finos en las industrias de minería y canteras. tratamiento.

4.1.1.4 Concentración por flotación

La flotación por concentración es un proceso fisicoquímico para separar minerales o compuestos subdivididos en función de las propiedades superficiales de los minerales (humedad). Este proceso tiene lugar en celdas de flotación y es uno de los pasos más importantes de la concentradora. Los reactivos pueden alterar las propiedades superficiales de los minerales, lo que permite que las partículas sólidas se adhieran a las burbujas de aire. Las propiedades que permiten

la concentración por flotación son hidrofílicas e hidrofóbicas. Los minerales hidrófobos y anaeróbicos pueden flotar mientras que la ganga, que es hidrófila y anaeróbica por defecto, permanece en el fondo de la celda de flotación. Para potenciar las propiedades que estos minerales poseen en la naturaleza se utilizan tres tipos de reactivos: un colector, un espumante y un regulador. La flotación se usa ampliamente para extraer varios minerales, principalmente los compuestos que contienen sulfuro de cobre, hierro, oro, plata, plomo, zinc, níquel y otros.

4.2 Índices Metalúrgicos

Estas son cantidades adimensionales que determinan la calidad de separación del mineral de interés de la ganga en diferentes etapas de enriquecimiento. Estos números se utilizan a escala de laboratorio para el dimensionamiento de equipos y plantas de procesamiento posterior.

4.2.1 Recuperación Mineral

Se define como un factor resultante de un proceso de concentración, que relaciona el peso del material de interés que se obtiene en el concentrado, con el peso del mineral que ingresó en el proceso de concentración. (Japa Suquilanda y Sanango Zaruma, 2022)

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés de concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés en alimento}}$$

$$R = \frac{C * T_C}{A * T_A}$$

Donde:

R: Recuperación del mineral.

C: Peso del concentrado.

T_c: Tenor del concentrado.

A: Peso del alimento.

T_a: Tenor del alimento.

4.2.2 Enriquecimiento Mineral

Según (Japa Suquilanda y Sanango Zaruma, 2022) este índice se define como la relación entre el contenido (o porcentaje) de minerales útiles en el concentrado y el contenido (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación, entonces:

$$R_E = \frac{T_c}{T_a}$$

RE: Razón de enriquecimiento.

Tc: Tenor del concentrado.

Ta: Tenor del alimento.

4.2.3 Razón de concentración

Está definida por la razón resultante del flujo másico de sólidos en alimentación con respecto al flujo de sólidos en el concentrado. (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

$$R_c = \frac{A}{C}$$

Donde:

RC: Razón de concentración.

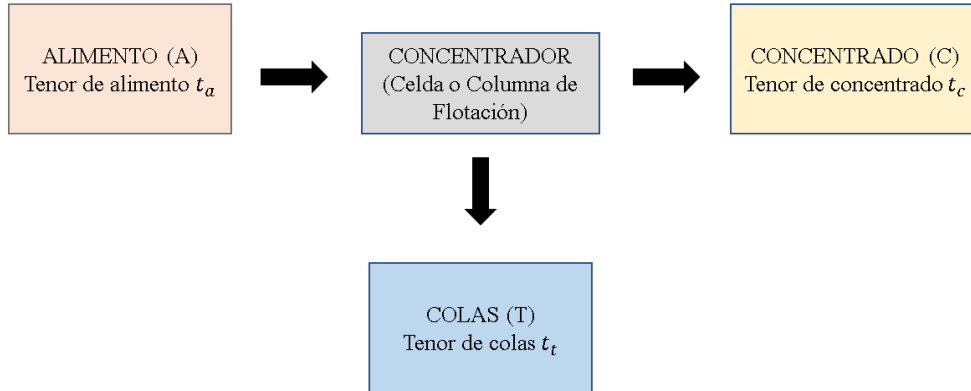
A: Flujo másico de sólidos en alimentación.

C: Flujo de sólidos en el concentrado.

Hay que tomar en cuenta que este indicador no proporciona información sobre la calidad, sino sobre la capacidad. Esta relación permite correlacionar los flujos de entrada y salida del separador, por ejemplo, lo que permite calcular cuántas toneladas se deben suministrar para producir una tonelada de concentrado. (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.2.4 Balance de masa en Concentración Mineral

Figura 4. Diagrama de flujo másico en proceso de concentración.



Fuente: (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

De acuerdo con el proceso descrito en la Figura 21, el flujo másico obtenido del proceso de enriquecimiento debe estar en equilibrio constante entre alimentación, concentrado y relaves. De esta forma se consigue que el caudal másico entrante sea igual al caudal másico saliente.

$$[\text{Flujo Másico que Entra}] = [\text{Flujo Másico que Sale}]$$

$$[\text{Flujo Másico que Entra}] = \text{Alimento} = A \times t_a$$

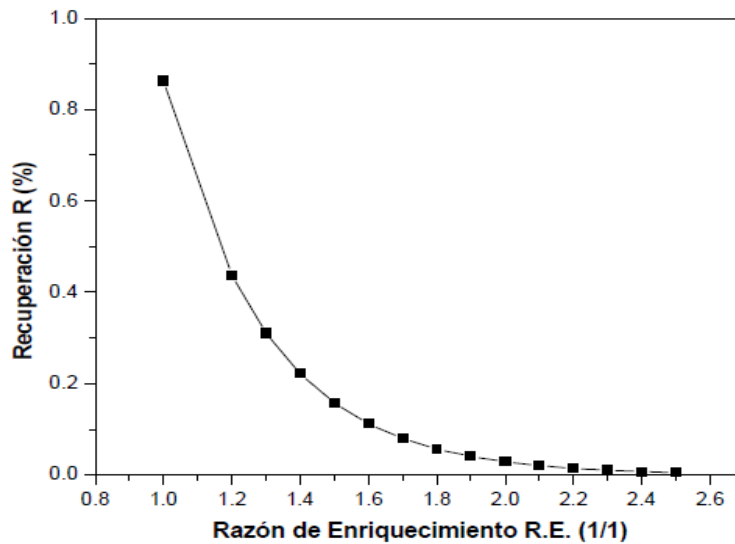
$$[\text{Flujo Másico que Sale}] = \text{Concentrado} + \text{Colas} = C \times t_c + T \times t_t$$

$$A \times t_a = C \times t_c + T \times t_t$$

4.2.5 Relación entre Razón de Recuperación y Razón de Enriquecimiento.

Normalmente en una operación de concentración, los índices de Recuperación R y la razón de enriquecimiento Re son completamente antagónicos.

Figura 5. Relación entre Recuperación y Relación de Enriquecimiento.



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008) recuperado de la tesis de (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

Esto significa que solo se puede lograr una alta recuperación y un alto enriquecimiento si la separación se realiza por etapas, lo que hace que sea casi imposible lograr ambos objetivos en un solo paso. (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.3 Importancia de la Concentración de minerales en el contexto Metalúrgico.

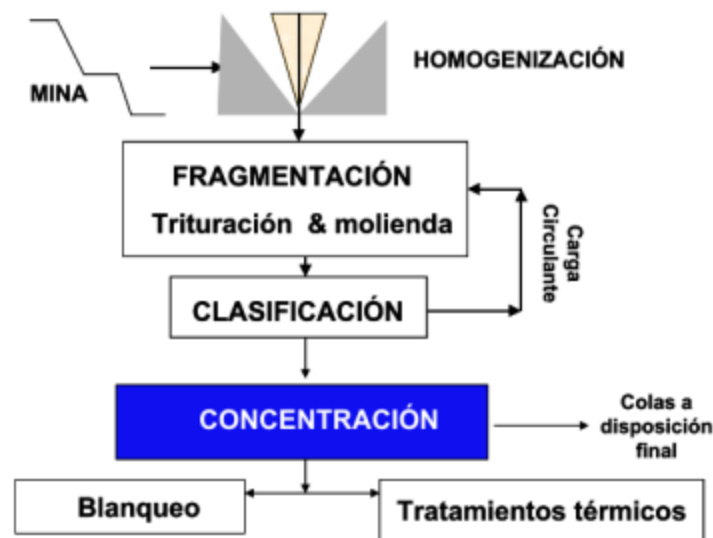
“La capacidad de concentración, y por tanto de eliminación de sobrenadantes, es muy débil, en procesos de concentración evaluados utilizando varios indicadores de eficiencia de separación y calidad del producto resultante”. (Bustamante Rúa et al., 2008)

La importancia de la concentración de minerales se basa en la eliminación de minerales innecesarios del ciclo de producción, lo que conlleva costos de manejo y procesamiento, y por las siguientes razones:

- Eliminación de minerales sin valor: Los concentrados de minerales retiran del ciclo de producción aquellos minerales que no tienen valor y generan costos de manejo y procesamiento, como gangas o minerales de rechazo.

- Reducción de la cantidad de material: El proceso de enriquecimiento reduce significativamente la cantidad de material que necesita ser procesado en la planta, reduciendo así el costo de transporte de concentrados.
- Producción de concentrados de alta ley: El objetivo de cualquier proceso de procesamiento de minerales es obtener el concentrado de mineral de mayor calidad posible al menor costo posible. La extracción de minerales valiosos debe ser tanto como sea posible, y la eliminación de material inútil debe ser tanto como sea posible.
- Incremento de la eficiencia: El proceso de flotación en la planta de enriquecimiento es la etapa básica del procesamiento de minerales obteniendo en ella minerales valiosos. El aumento del tiempo de residencia en el circuito rougher tiene un efecto positivo en el rendimiento.

Figura 6. Esquema global de una planta concentradora de minerales



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

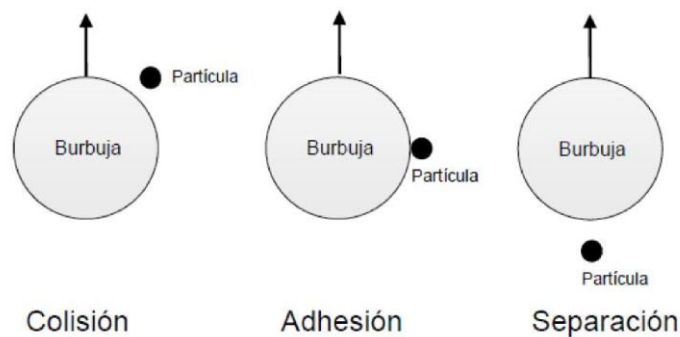
4.4 Flotación de minerales.

La flotación de minerales es un proceso físico y químico utilizado para separar o concentrar minerales y otros productos químicos. El proceso se basa en las propiedades superficiales de los minerales, como su hidrofobicidad o hidrofilia, que pueden modificarse con reactivos. El propósito

del proceso es obtener un producto comercial, llamado concentrado, que contiene un mineral valioso. El proceso de flotación tiene lugar en las celdas de flotación, donde se inyectan burbujas de aire en la lechada de mineral, lo que hace que los sólidos se adhieran a las burbujas de aire y suban a la superficie. Algunas variables importantes en el proceso de flotación incluyen la dosificación de reactivos, el suministro de aire o aireación y el tiempo de residencia. La flotación de minerales se utiliza en diversos procesos mineros como oro, cobre y otros metales.

Según (Pavez , 2013) define la flotación como un método que se enfoca en explotar la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales de un mineral o gema y la ganga: y el proceso se basa en la adhesión de ciertas partículas sólidas. En forma de burbujas, el gas se forma en la pulpa de alguna manera en el exterior, en la cámara de flotación.

Figura 7. Interacción entre burbuja y partícula en la flotación.



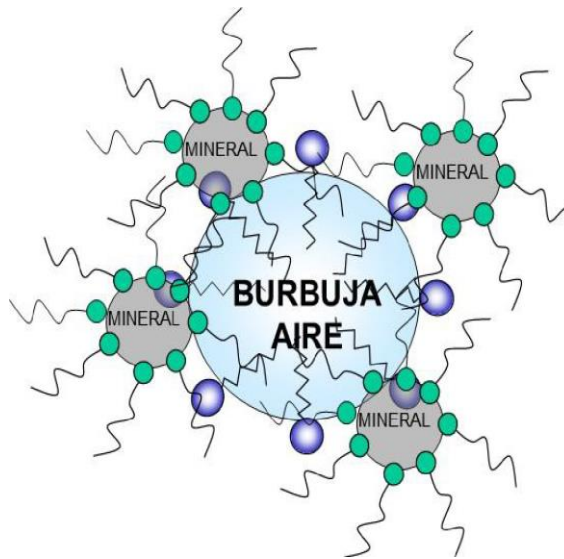
Fuente: (Naranjo, 2012) recuperado de la tesis de (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

Según (Valdebenito Norambuena, 2011) dice que las burbujas de aire solo pueden adherirse a las partículas minerales si logran desplazar el agua de la superficie del mineral, por lo que se requiere que la especie de interés sea repelente al agua o impermeable de alguna manera (por la acción natural del mineral o por la adición de reactivos). Una vez en la superficie, las burbujas de aire solo pueden continuar sosteniendo las partículas minerales si forman una espuma estable; de lo contrario, se romperán y el mineral volverá a caer en la celda.

En el caso de la flotación, además de inducir selectivamente la hidrofobicidad mediante la adsorción del colector, las condiciones hidrodinámicas dentro de la celda deben permitir la

formación de un complejo estable entre las partículas y la espuma. Esto implica que una partícula pueda adherirse a una burbuja y formar una estructura parcialmente cubierta que sea transportada hacia la superficie. Esta es una de las razones por las cuales este proceso solo puede aplicarse a partículas pequeñas, ya que, si la partícula es grande, la fuerza de adhesión entre la burbuja y la partícula será menor que la fuerza ejercida por el peso, lo que evitará que ambas se mantengan en suspensión.

Figura 8. Complejo estable de partículas y burbujas, asistida con tensoactivos (colectores y espumantes).



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008) recuperado de la tesis de (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

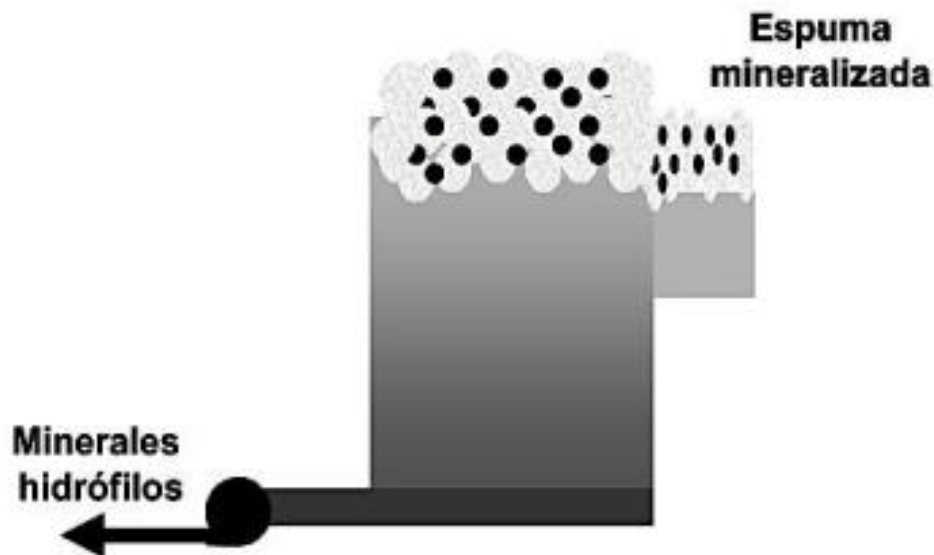
4.5 Proceso de la Flotación Espumante

La flotación por espuma es un método de concentración fisicoquímico que separa selectivamente las sustancias útiles o interesantes de las inútiles o de bajo valor mediante un sistema de transporte de burbujas de aire que pueden flotar a través de una mezcla de agua y minerales denominada pulpa. La flotación de la espuma se realiza en cámaras de flotación o cámaras con correctos sistemas de mezcla trifásicos existentes: líquido, sólido y gas. El agente espumante es un tensoactivo heteropolar que se puede adsorber en la interfase agua-aire (burbuja). En la fase líquida de la flotación de pulpa, su efecto aumenta la resistencia de las burbujas de aire,

ayuda a mantener la pulpa en estado disperso, aumenta la superficie de contacto de las partículas minerales flotantes. La efectividad del uso de un agente espumante depende en gran medida del pH de la pulpa. Los agentes efervescentes pueden ser ácidos, alcalinos o neutros, y su tipo y dosificación tienen un impacto significativo en el tamaño de la burbuja formada. La flotación mineral es un método de separación selectiva de partículas en función de su hidrofobicidad y el uso de una variedad de reactivos, incluidos los agentes espumantes, cuya función principal es promover la formación de espuma de la fase de espuma suave y estable. (Orozco López, 2012)

Según (Pavez , 2013) asevera que para la mayoría de los minerales alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de $-100\ \mu\text{m}$ o $-74\ \mu\text{m}$.

Figura 9. Celda de flotación espumante.



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.5.1 Tensión Superficial

La tensión superficial es la cantidad de energía necesaria para aumentar el área superficial de un líquido en una unidad de área a presión, temperatura y masa constantes.

Su fórmula es:

$$\gamma = \left[\frac{dG}{dA} \right]_{T,P,n}$$

Donde:

- γ = Tensión Superficial, con unidades de energía/área o fuerza/longitud.
- G= Energía libre.
- A= Area interfacial.
- T,P,n = Temperatura absoluta, Presión, y numero de moles presentes en el sistema.

Una de las propiedades de control de agarre de las partículas es la energía libre superficial; Los extractos ocurren en el agua, en el que las partículas forman una pulpa con minerales, y también crean burbujas, instale el sistema de tres fases entre el gas líquido sólido, desde el cual se ajusta un mineral, el agua y el aire. Los compuestos tenzactivos reducen la tensión superficial del agua, permiten la adsorción, crean líquidos, reducen el estrés y crean una capa superficial que funciona como la membrana sistólica; La cocentrisa se divide en reactivos y emulsión de agua, creando una fase separada, aumentando las gotas, más baja, por lo que disminuye el área de contacto entre el agua y los reactivos. Sobre esta base, la energía libre superficial en equilibrio trifásico determina la capacidad de las partículas minerales para adherirse a las burbujas de aire durante la aplicación del reactivo. (Álvarez Rodríguez, 2015)

Figura 10. Balance de energía superficial.



Fuente: (Álvarez Rodríguez, 2015)

En la imagen de la izquierda se puede ver que existe una tensión superficial creada por el desequilibrio de la energía superficial entre el agua, las burbujas y las moléculas, por lo que esto no induce la coherencia intermolecular y las burbujas; mientras que a la derecha se observa un

equilibrio trifásico, donde se forma un enlace de la molécula con un bolsillo, esto se debe a que la tensión superficial se reduce con la adición de reactivos. (Sacoto Campoverde, 2021)

4.5.2 Absorción

Estos fenómenos se clasifican dependiendo la naturaleza de la interacción absorbido/absorbente en:

Adsorción Física: Es el resultado de interacciones químicas secundarias o residuales (van der Waals), que se caracterizan por temperaturas de interacción bajas, sin o casi sin selectividad entre el adsorbente y el adsorbente, puede formar multicapas. (Abarca Rodriguez, 2011)

Adsorción Química: La quimisorción está impulsada por interacciones químicas primarias (por ejemplo, covalentes) entre el adsorbente y el adsorbente. Selectivo para formar compuestos superficiales. La monocapa no es capaz de ser adsorbida. (Abarca Rodriguez, 2011)

El fenómeno de la absorción puede ocurrir en las interfases:

- Líquido – Gas
- Sólido – Gas
- Sólido – Líquido

4.5.3 Angulo de Contacto

El ángulo de contacto es una medida de la capacidad de un sólido para humedecer la superficie. El ángulo formado por la superficie del líquido en contacto con el sólido. La forma de la gota en la superficie depende de la tensión superficial del líquido y de la naturaleza de la superficie. Si las fuerzas cohesivas son muy fuertes, el ángulo es menor de 90 grados porque el líquido es atraído por el sólido y se extiende, lo que llamamos superficie hidrofílica. En el caso de fuerzas gravitatorias muy pequeñas, la superficie tenderá a repeler el líquido y el ángulo será mayor de 90 grados y esto se denomina hidrofóbico. El valor del ángulo de contacto depende principalmente de la relación entre la fuerza adhesiva del líquido y el sólido y la fuerza adhesiva del líquido. El conocimiento del ángulo de contacto es la base para evaluar la idoneidad de la mejor pintura, barniz y refrigerante para humedecer el material. Por otro lado, cuando se trata de ciertos tejidos impermeables y fachadas de edificios, se debe lograr la menor humedad posible. La

medición del ángulo de contacto le permite planificar el desarrollo de métodos óptimos en esta área.

Es la propiedad de la energía que requiere un líquido para aumentar su área superficial por unidad de área, provocada por el defecto de la fuerza intermolecular (cohesión: líquido-líquido, adhesión: líquido-sólido) que existe en la interfase, es decir, las partículas minerales en el agua de celulosa en la composición se vuelven hidrofílicas e hidrofóbicas en presencia de una concentración mínima de ciertos compuestos orgánicos, que forman la base de la concentración. (Cobos, 2018)

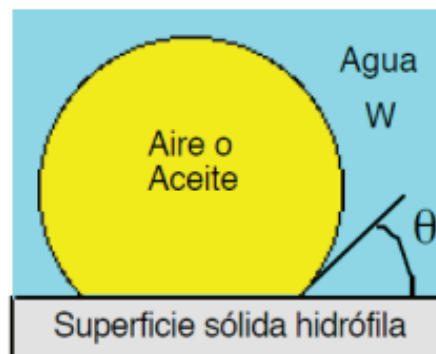
$$\cos(\theta) = \frac{\gamma_{SG} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LG}}$$

Dónde:

- γ_{SG} = Tensión Superficial de sólido y Gas.
- γ_{SL} = Tensión Superficial de Sólido y Líquido.
- γ_{LG} = Tensión Superficial de Líquido y Gas.
- θ = Ángulo de Contacto.

Para saber si la superficie es impermeable, el ángulo de contacto con el agua debe ser inferior a 90° ; o cuando el ángulo de contacto con el colector o el agua es superior a 90° . (Salager y Forgiarini, 2007).

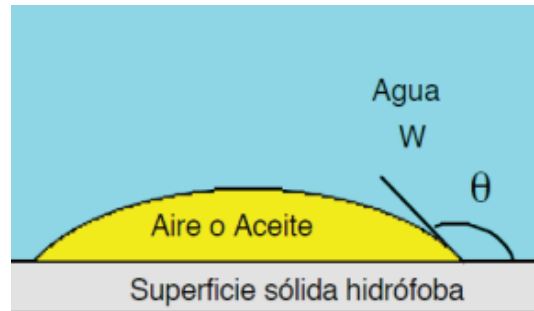
Figura 11. Ángulo de contacto de sólido hidrófilo en sistema aire-agua.



Fuente: (Valdebenito Norambuena, 2011)

Para saber si una superficie es hidrofóbica, el ángulo de contacto con el agua obviamente será mayor a 90° ; o cuando el ángulo de contacto con el colector o el agua es inferior a 90° , ver Figura 9. (Salager y Forgiarini, 2007).

Figura 12. Ángulo de contacto de sólido hidrófobo en sistema aire-agua.



Fuente: (Valdebenito Norambuena, 2011)

4.6 Variables Operacionales que intervienen en la Flotación

La flotación es un proceso de separación de minerales basado en la capacidad de ciertos minerales para adherirse a las burbujas de aire y flotar en la superficie de una solución acuosa. Los parámetros operativos de flotación son aquellos que se pueden controlar para optimizar el proceso y maximizar la recuperación de mineral.

Los parámetros operativos más importantes para un proceso de flotación exitoso son:

4.6.1 Tamaño de partícula

El tamaño de las partículas es un factor importante en la flotación de minerales. Aquí se presentan algunos aspectos importantes:

- El tamaño de partícula adecuado para la flotación suele ser de 0,01 a 0,1 mm.
- El tamaño de partícula del elemento que contiene el valor de flotación es la variable que tiene mayor influencia en la recuperación metalúrgica y la calidad final del concentrado.
- El tamaño de partícula óptimo para la flotación es de 30 μm a 100 μm . El límite superior de flotabilidad rara vez supera los 500 μm y suele estar por debajo de los 300 μm .

- Las partículas que son demasiado pequeñas no flotan bien debido a la mala adherencia de las burbujas.
- La producción de concentrados crudos facilita las operaciones de separación de agua, especialmente la filtración.

En general, el tamaño de las partículas afecta la eficiencia de la flotación porque las partículas más pequeñas pueden tener dificultades para adherirse a las burbujas de aire y flotar en el agua. Por otro lado, las partículas que son demasiado grandes pueden requerir una molienda más fina para su aislamiento y recuperación. Por lo tanto, el tamaño de partícula óptimo para la flotación depende de los minerales específicos y las condiciones de procesamiento.

Según (Jimenez y Elvis, 2017) el rango de tamaño de partícula a escala industrial recomendado no es mayor que la cuadrícula 48 ni menor que la cuadrícula 270. Dentro de este rango de tamaño de partícula, los sulfuros valiosos se pueden recuperar de manera eficiente.

4.6.2 Tipo de Reactivos de Flotación

Hay muchos tipos de reactivos, pero se dividen en tres categorías: colector, espumante y regulador, cada uno con propiedades específicas y realizando diferentes funciones. La efectividad del proceso de flotación dependerá de la mejor combinación de estos tres factores. El agente de flotación necesita un tiempo de asentamiento para entrar en contacto con la pulpa para que pueda interactuar de manera efectiva con las sustancias beneficiosas presentes en el mineral.

4.6.3 Dosificación de los Reactivos de Flotación

La dosificación de reactivos en flotación es un conjunto de métodos que involucran la adición de una serie de químicos de flotación especiales que aprovechan las condiciones hidrofóbicas de los minerales en el mineral, enriqueciendo así el gas espumado con el mineral de interés. Para ello, se utiliza un método de adición secuencial en el tiempo para determinar el rendimiento de cada reactivo antes de que comience la flotación. Cuando se utiliza la flotación a nivel industrial, se puede considerar el equipo mecánico para ayudar en la aplicación de reactivos y el control del tiempo. (Rondón, 2004)

4.6.4 Acondicionamiento y Adición de Reactivos

Estas variables son fundamentales para el proceso de flotación ya que influyen directamente en dicho proceso. Para pruebas de flotación en laboratorio, el tiempo de estabilización puede ser de 1 a 30 minutos. Por otro lado, el punto óptimo para agregar reactivos (espumantes, activadores, inhibidores) generalmente se vuelve más claro después de algunas pruebas de laboratorio y evaluación metalúrgica. (Company, 1986)

Para (Pavez , 2013) la fase de acondicionamiento es una parte importante ya que proporciona el tiempo necesario para que el reactivo de flotación funcione de manera efectiva. Por ejemplo, algunos colectores y modificadores tienen una cinética de adsorción de minerales relativamente lenta que requiere que se alimenten a un molino de bolas, mientras que otros se alimentan directamente al tanque de acondicionamiento de lodos.

4.6.5 Densidad de la pulpa

El porcentaje de sólidos de extracción es una medida de la masa de sólidos presentes en el lodo y se define como la relación entre la masa de sólidos y la masa total del lodo. Es decir, es el porcentaje de la mezcla que corresponde a la fracción sólida. El porcentaje de sólidos es importante en la industria minera porque puede afectar la eficiencia de la separación y el enriquecimiento de minerales. La dilución es otra medida que involucra el porcentaje de sólidos y se define como la relación entre la masa de un líquido y la masa de un sólido. La industria minera busca aumentar el porcentaje de sólidos en el lodo para la recuperación de agua o adaptar el contenido de sólidos para un proceso posterior en particular. La relación de sólidos a la masa total de la muestra se puede utilizar para calcular el porcentaje de sólidos en la muestra.

Según (Pavez , 2013) es un factor importante porque la flotación es eficiente cuando la pulpa contiene una proporción suficiente de sólidos, de lo contrario, la alta viscosidad de la pulpa impide la dispersión del aire fino y la formación de burbujas, lo que afecta el proceso de recuperación. En las pruebas de laboratorio, normalmente se lleva a cabo la flotación rougher con un contenido sólido de 25% a 35%; Se permite una mayor densidad de pulpa si aumenta la gravedad específica de los sólidos minerales.

La concentración de la solución es la cantidad de soluto presente en una determinada cantidad de solvente/solución, en cuyo caso no se conocerá la masa de sólidos en relación con el porcentaje de sólidos utilizados en el proceso de flotación.

$$\rho\rho = \frac{1}{\phi p \left(\frac{1}{\rho_s} - 1\right) + 1}$$

El porcentaje de sólidos, también conocido como "concentración de sólidos", es la relación entre el caudal másico de un mineral y el caudal másico de la lechada. Esto permite cuantificar en porcentaje la cantidad de minerales presentes en la pulpa para determinar su peso. (Yianatos B., 2005)

$$PS = \frac{\text{Flujo Másico Mineral}}{\text{Flujo Másico Pulpa}} * 100$$

4.6.6 Aireación

La aireación es un proceso utilizado para introducir aire en una solución en un contexto minero. Este método se utiliza para mejorar la eficiencia de varios procesos, como la flotación de minerales y la filtración de metales. La aireación es la introducción controlada de aire en un sistema líquido, generalmente mediante dispositivos como agitadores o difusores. Cuando el aire se mezcla con una solución o suspensión, se forman burbujas de aire y entran en contacto con las partículas minerales presentes en el medio. Durante la flotación, la aireación es necesaria para promover la adhesión de partículas minerales hidrofóbicas a las burbujas de aire, permitiéndoles.

El flujo de aire durante la flotación es esencial para inducir la cinética de concentración, lo cual es importante para la regeneración. Mientras no se genere el flujo de aire requerido, no se forman burbujas de aire y, por lo tanto, no se extraen minerales. El aire generado por los ventiladores se aspira a baja presión, típicamente de 2 a 6 psi, hacia las celdas de flotación llenas de lodo. La aireación es uno de los tres componentes principales de la flotación de minerales. La aireación puede acelerar o ralentizar el proceso de flotación, ayudando a restaurar el proceso metalúrgico o el contenido de elementos útiles. (Pavez , 2013)

La cantidad de aire se ajusta según las necesidades del proceso. Para un mejor control de la cantidad de aire que ingresa, se recomienda presurizar utilizando una hélice giratoria o mecánica.

4.6.7 Regulación de pH

El pH es un parámetro de flotación importante porque afecta la carga superficial de los minerales y, por lo tanto, su capacidad para adherirse a las burbujas de aire. En la flotación de minerales, la regulación del pH es esencial para controlar las interacciones entre las partículas minerales y los reactivos químicos utilizados en el proceso. Dependiendo del tipo de mineral y los reactivos involucrados, se requiere un pH específico para optimizar la selectividad y la eficiencia de la flotación. Esto se logra mediante la adición de ácidos o bases al sistema, según sea necesario, para ajustar y mantener el pH en el rango óptimo.

En el beneficio del mineral de sulfuro de cobre, la cal se utiliza para ajustar el pH de la lechada de flotación para lograr la selectividad requerida por el proceso al actuar mejor sobre los espumantes y colectores de la superficie del mineral. (Correa Mendoza, 2019)

4.6.8 Tiempo de Residencia

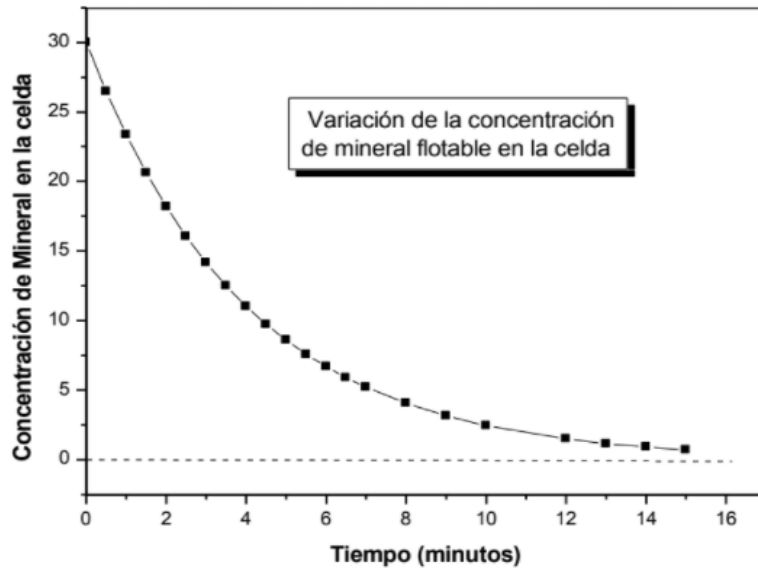
El tiempo de residencia es un factor importante en el proceso de flotación de minerales. Por un lado, debe ser lo suficientemente largo para permitir que las reacciones químicas y físicas ocurran correctamente y se logre la separación del mineral de interés del pasaje. Por otro lado, es importante evitar un tiempo de residencia demasiado largo, ya que esto puede provocar una exposición excesiva de las partículas a los reactivos y reducir la eficiencia del proceso.

Para lograr una separación efectiva y maximizar la recuperación de los minerales, es necesario optimizar el tiempo de residencia de cada etapa del ciclo de flotación. Esto implica encontrar un equilibrio entre un tiempo de residencia suficiente y una alta eficiencia de flotación.

Se recomienda mantener el tiempo de residencia o tiempo de flotación entre 2 y 4 minutos en los tanques de flotación convencionales para evitar posibles pérdidas de selectividad, lo cual se manifiesta mediante una disminución en la concentración del concentrado. (Contreras Sinchi , 2018). Sin embargo, es importante destacar que se deben realizar estudios experimentales para determinar los tiempos de flotación necesarios y efectivos para cualquier material introducido en

el proceso de flotación. Esto se hace con el fin de obtener los mejores resultados sin comprometer el proceso de enriquecimiento o recuperación (Moya, 2014)

Figura 13. Variación de la concentración mineral con el tiempo.



Fuente: (Bustamante y Gaviria, 2011) recuperado de la tesis de (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

4.7 Pulpas

Son mezclas de sólidos y líquidos en suspensión cuyas propiedades y comportamiento pueden estudiarse como líquidos homogéneos. Técnicamente, se definen como mezclas de sólidos y líquidos en forma de suspensiones. Los lodos son compuestos altamente abrasivos y muy difíciles de controlar debido a su alto contenido de sólidos. En minería, se utilizan para transportar minerales molidos o en polvo en agua o soluciones acuosas. La pulpa se procesa en plantas de procesamiento de minerales para separar los minerales valiosos de los no valiosos.

De acuerdo con (Jimenez y Elvis, 2017) definen que la pulpa utilizada en el proceso de flotación consiste en productos molidos y triturados que contienen valiosos sulfuros, lodos y agua del circuito de trituración y el desbordamiento del ciclón. La calidad de la pulpa se ve afectada por ciertas condiciones como la densidad y el pH. Si la pulpa es muy fina, se pierde menos tonelaje, lo que indica que es menos densa. Aunque la cantidad de lodo que ingresa al tanque es la misma,

debido a que es lodo líquido, contiene menos sólidos, lo que hace que demasiado lodo afecte la flotación y produzca un concentrado o relaves contaminados. Al eliminar los lodos, también es importante garantizar un drenaje adecuado de la espuma del tanque de lavado y evitar un exceso de espuma en el tanque de limpieza. Por otro lado, cuando la pulpa es espesa, es decir, la densidad es alta, indica la presencia de partículas grandes en la pulpa. Si esta suspensión entra en el circuito de flotación, es posible que no fluya o que fluya menos porque los reactivos y el aire no pueden transportar eficazmente partículas grandes, incluso cuando se agregan cantidades significativas de reactivos. También en este caso se puede perder azufre valioso porque no se excreta adecuadamente.

4.8 Reactivos de Flotación

Los reactivos de flotación son sustancias químicas capaces de la sorbción electiva en límites de fases y al cambio de sus propiedades físicos y químicos, creando condiciones para la flotación electiva de partículas de un mineral determinado. Los reactivos de flotación se clasifican de acuerdo con su papel en la flotación en colectores, espumantes, activadores, depresores, reguladores del pH y los floculantes. A continuación, se describen algunos tipos de reactivos de flotación:

- Colectores
- Espumantes
- Reguladores
- Depresores
- Activadores
- Floculantes

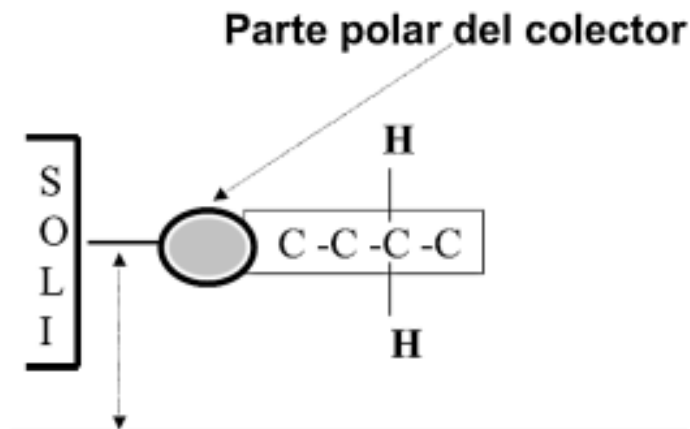
La selección de los reactivos de flotación se basa en tener en cuenta las propiedades superficiales de los minerales en suspensión en función de la curva de potencial zeta, que se correlaciona con el comportamiento de la carga superficial bajo diferentes condiciones de pH. (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.8.1 Colectores

Son estos reactivos los que se consideran actores clave en el ciclo de flotación, ya que forman películas hidrofóbicas sobre las partículas minerales. Normalmente se utilizan dosis de 1 a 1000 g/t de alimento. Los colectores son compuestos químicos heterogéneos que contienen grupos inorgánicos reactivos unidos a cadenas de hidrocarburos. Los grupos inorgánicos son responsables de la adsorción en la superficie del mineral y las cadenas hidrocarbonadas son responsables de la hidrofobicidad de la superficie de recolección después de la adsorción. Esto significa que les da hidrofobicidad. (Bustamante Rúa et al., 2008)

Para (Fuerstenau y Han, 2009) los colectores tienen adsorción selectiva y proporcionan hidrofobicidad a las partículas minerales, lo que hace que floten. Para que una molécula colectora tenga la doble capacidad de adsorberse y conferir hidrofobicidad, debe contener al menos dos restos funcionales, un grupo no polar con suficiente hidrofobicidad y un grupo polar o iónico. Los colectores de flotación de óxidos son generalmente hidrocarburos de cadena larga (10 a 18 grupos CH, CH₂ y CH₃); Los hidrocarburos de cadena corta (2 a 5 grupos CH₂ o CH₃) se utilizan para la flotación de objetos por sulfuración. Los grupos polares suelen ser sulfatos, sulfonatos, fosfatos, carboxilatos, oximas o tiocarbonatos (xantatos) aniónicos, aminas catiónicas u oximas no iónicas.

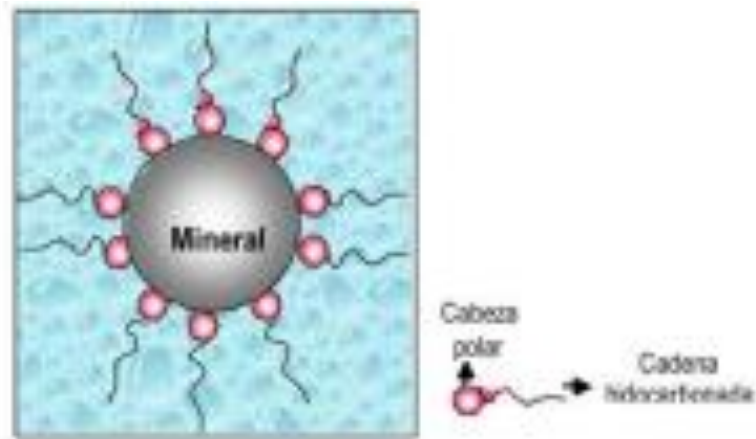
Figura 14. Esquema general de un colector



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

Demasiados colectores darán como resultado un exceso de materiales no deseados y sulfuros valiosos, que pueden terminar en otros circuitos de la máquina. Además, en caso de un número insuficiente de colectores, se obtendrá una gran cantidad de residuos de flotación, ya que no será suficiente para extraer sulfuros valiosos. (Jimenez y Elvis, 2017)

Figura 15. Adsorción del colector sobre una superficie mineral: interfaz sólida – líquida

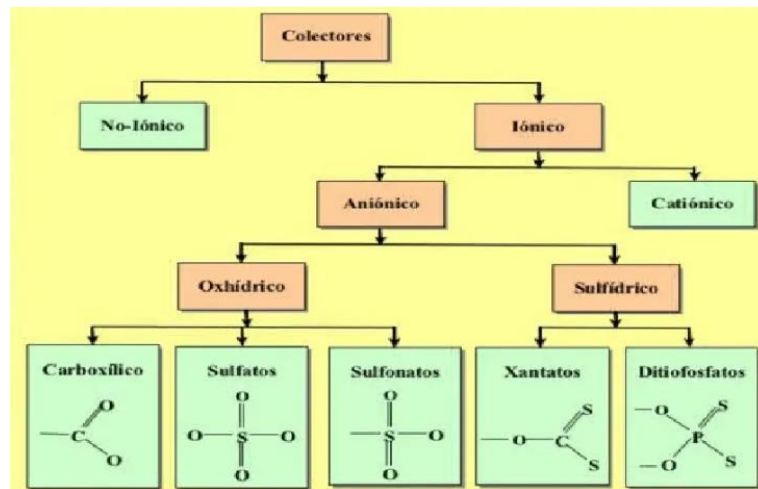


Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.8.1.1 Clasificación de los Colectores

Los colectores se clasifican en Iónicos y No Iónicos los cuales se encuentran detallados en la siguiente imagen.

Figura 16. Clasificación de Colectores



Fuente: (Bulatovic, 2010)

4.8.1.1.1. Colectores Aniónicos

Colectores aniónicos son un tipo de reactivo utilizado en el proceso de flotación de minerales. Estos colectores se clasifican en sulfuro de hidrógeno que contiene el grupo -SX (X = H, Na, K, NH₄) y ácidos grasos y sus sales (jabones) alquilsulfatos y alquilsulfonatos que contienen el grupo -SO₃X y -OSO₃X (X = H, Na, K). Los colectores de aniones se utilizan para la hidrofobización superficial de sulfuros no ferrosos como la calcopirita CuFeS y la covelina. Los colectores polares consisten en fracciones polares que están cargadas y pueden reaccionar con superficies minerales y fracciones no polares u orgánicas a las que no les gusta el agua y tienden a orientarse en las células. hay aire Al introducir el colector en la piscina, se debe tener cuidado de no sobredosificar, para evitar la formación de micelas. Aumentar el número de colectores solares aumenta la recuperación de sulfuro, pero al mismo tiempo logra una menor selectividad. Los colectores se dividen en aniones y cationes. El eliminador de aniones se disocia, lo que hace que sus iones negativos se adsorban en la superficie del mineral. Los colectores de aniones son los más utilizados en la flotación de minerales debido a su excelente selectividad y fuerte adhesión a las superficies minerales. (Santander et al., 2017)

Los eliminadores aniónicos suelen incluir carboxilatos (ácidos grasos), sulfonatos, sulfatos de alquilo y algunos agentes quelantes. Los ácidos grasos y sus sales se utilizan para obtener calizas como la calcita y la dolomita. Los sulfonatos de alquilo se utilizan para la flotación de óxidos de

hierro a pH neutro o ligeramente ácido, y los sulfatos de alquilo son excelentes colectores de barita para la flotación de barita en minerales de calcita. (Bustamante Rúa et al., 2008)

4.8.1.1.2 Colectores Iónicos

Un colector de iones es un colector utilizado para la flotación de minerales. Estos colectores tienen grupos funcionales polares hidrofílicos unidos a las cadenas hidrocarbonadas. El colector de iones se adsorbe direccionalmente en la superficie del mineral, lo que contribuye al estado hidrofóbico selectivo del mineral y crea condiciones favorables para la fijación de burbujas de aire, separándolo del agua y aumentando el ángulo de contacto con las partículas. Además de los colectores de iones, en la flotación de minerales se utilizan otros tipos de colectores, como los colectores no iónicos, que son aceites de hidrocarburos no polares que no se disociarán en iones.

Los colectores también se pueden dividir en aniones y cationes, el anión se divide en hidroxilo y mercapto, y el catión se divide en amina y amino derivados. Los colectores se utilizan en combinación con otros reactivos, como modificadores y espumantes, para regular las condiciones de funcionamiento y crear espumas estables. (Santander et al., 2017)

Colectores de Sulfuros

Los colectores de sulfuro son reactivos químicos utilizados en el proceso de flotación para recuperar minerales sulfurados como cobre, zinc, plomo y níquel. El colector es el corazón de la flotación y su función es hacer que las partículas de sulfuro sean hidrofóbicas, es decir, repeler el agua y adherirse a las burbujas de aire introducidas en el tanque de flotación. Algunos de los colectores de sulfuros más comunes son: Xantatos, Diti fosfatos, Ditiocarbamatos, Tioles, Carboxílicos, Sulfatos y sulfonatos, Tionocarbamatos.

XANTATOS

Son los más económicos y se utilizan para la recuperación de sulfuros. Los xantatos son sustancias químicas utilizadas para la flotación de sulfuros y minerales metálicos. Estos son sales y ésteres de ácido xantínico, $ROC(=S)SH$ u O-ésteres de ácido ditiocarboxílico, donde R es cualquier grupo orgánico. Los xantatos reaccionan con la mayoría de los minerales de sulfuro para formar xantatos y dixantatos metálicos, lo que resulta en una baja selectividad sin el uso de otros reactivos. El

xantato es un reactivo químico ampliamente utilizado en la flotación de minerales. Estos son compuestos orgánicos tipo tioéter que actúan como secuestrantes, es decir, ayudan a que los minerales de interés se adhieran a las burbujas de gas durante la flotación. Se utiliza principalmente para la flotación de sulfuro de cobre, sulfuro de plomo, sulfuro de zinc y otros sulfuros metálicos. Estas sustancias se agregan a la cadena de flotación y se adsorben selectivamente en la superficie de los minerales sulfurados, formando una capa hidrofóbica. La capa hidrofóbica formada por xantato hace que las partículas minerales se unan con burbujas de aire, mientras que el gas gaseoso permanece en el agua. Esto permite una separación eficiente de los minerales de interés de los minerales no deseados.

Según las propiedades específicas del mineral y las condiciones del proceso, se pueden utilizar diferentes tipos de xantatos. Cada tipo de xantato tiene sus propias características de adsorción y selectividad que lo hacen adecuado para diferentes sistemas de flotación. (Hanco Cari, 2018)

Tipos de Xantatos

Xantato Amílico de Potasio (Z-6)

Según (Cuenca Romero , 2018) el xantato amílico de potasio es un compuesto químico utilizado en la industria minera para concentrar minerales que contienen oro, plata, cobre y otros metales. Es un reactivo potente que se utiliza comúnmente en procesos de flotación de minerales complejos debido a su alta tasa de recuperación. El xantato amílico de potasio es un colector con alta capacidad y baja selectividad, lo que significa que puede recolectar todos los metales de interés presentes en el mineral. Es una sustancia no espumante, lo que permite utilizarla en la cantidad necesaria sin riesgo de producir exceso de espuma. El xantato amílico de potasio también es conocido como Amil Ditiocarbonato de Potasio. Se utiliza comúnmente en el tratamiento de minerales sulfurados de cobre, plomo, zinc, hierro, níquel, cobalto y pirita.

Este compuesto posee un alto poder de recolección y baja selectividad, lo que significa que tiene la capacidad de recolectar varios metales valiosos presentes en el mineral. Además, el xantato amílico de potasio no produce espuma, lo que permite su uso en cantidades adecuadas sin generar exceso de espuma indeseada. (Cuenca Romero , 2018)

Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)

El xantato de isopropilo de sodio es capaz de adsorberse selectivamente en la superficie de los minerales y formar una capa hidrofóbica. Esta capa permite que los minerales se adhieran a las burbujas de aire durante la flotación, lo que facilita su separación del agua. Como reactivo, el xantato de isopropilo de sodio tiene buena selectividad hacia el cobre, el plomo, el zinc y otros metales. Es particularmente efectivo para la flotación de minerales sulfurados. Usados en diferentes etapas del proceso de flotación, su cantidad y condiciones de uso pueden variar dependiendo de las propiedades específicas del mineral y las condiciones de la operación minera.

El xantato de isopropilo de sodio se utiliza para la flotación de minerales de sulfuro de cobre, molibdeno y zinc. Algunos de los principales minerales sulfurados que se benefician de su uso son calcopirita, calcocita, fosforita, galena, esfalerita, marcasita, pirita y pirrotita. Además, se utiliza para el beneficio de minerales sulfurados que contienen cobalto o níquel y la recuperación de pirita. Su uso en la industria minera ayuda a obtener concentrados de alta calidad y aumenta la eficiencia del proceso de flotación para recuperar metales valiosos como cobre, plata, oro y hierro. (Ospina, 2020)

DITIOFOSFATOS

Estos son químicos que se agregan al agua y se adsorben selectivamente en la superficie del mineral objetivo, formando una capa hidrofóbica. Esta capa permite que los minerales se unan a las burbujas de aire durante la flotación, lo que facilita su separación del agua. Los ditiofosfatos son conocidos por su capacidad para agregar varios minerales, incluidos los sulfuros de cobre, plomo, zinc, níquel, molibdeno y otros metales preciosos.

Estos compuestos muestran buena selectividad y eficiencia en la flotación de minerales sulfurados. Las dosis y condiciones de uso de los ditiofosfatos pueden variar según las propiedades específicas del mineral y las condiciones de la operación minera. Se utilizan en varias etapas del proceso de flotación para aumentar la recuperación de minerales objetivo y producir concentrados de alta calidad.

Ditiofosfatos de Sodio.

El ditiofosfato de sodio es un colector de flotación utilizado para cobre, plomo, sulfuro de níquel y otros minerales. Es incoloro y está disponible como sólido hidratado o con otros compuestos como solución acuosa. El ditiofosfato de sodio puede hacer flotar bien los minerales de óxido de cobre, así como el sulfuro de cobre en los minerales de óxido de sulfuro. También se utiliza para la flotación de mineral de hierro y otros sulfuros de hierro.

COLECTORES DE ÓXIDOS

Son reactivos utilizados en el proceso de flotación de minerales ferrosos como cobre, molibdeno, oro, plata, níquel, plomo, zinc, fosfatos, minerales industriales y minas de potasio. Se utilizan muchos tipos de colectores de óxido según la especificidad del mineral y las condiciones de operación. Estos compuestos tienen la capacidad de adsorberse selectivamente en la superficie de los minerales de óxido y crear una capa hidrofóbica que facilita su flotación. El colector de óxido mejora la selectividad y eficiencia del proceso de flotación, permitiendo la recuperación de valiosos minerales de óxido.

Pertenecen al grupo aniónico y son colectores de ácidos carboxílicos, sulfonatos y sulfatos.

Carboxílicos

Son un reactivo de recolección utilizado en la flotación de minerales oxidantes y libres de sulfuros. Estos colectores son ácidos grasos y sus sales que, por sus propiedades colectoras, se utilizan para extraer minerales oxidados y libres de sulfuros. Los colectores carboxílicos también se denominan hidrofóbicos porque promueven un estado hidrofóbico selectivo de los minerales, lo que facilita la adhesión de las burbujas de aire, separándolas así del agua y aumentando el ángulo de contacto con las burbujas de aire. Además de los colectores de carbón, existen otros tipos de colectores que se utilizan en la flotación de minerales, como los colectores de sulfuro de hidrógeno, los colectores de amina y los colectores de xantógeno.

Sulfonatos y Sulfatos

Sulfonato: El sulfonato, también conocido como xantato, es un colector de flotación ampliamente utilizado en el procesamiento de minerales. Estos compuestos son reactivos que se agregan al proceso de flotación para ayudar a separar los minerales valiosos de la ganga. Los

sulfonatos tienen la capacidad de adsorberse selectivamente en la superficie de los minerales objetivo y crear una capa hidrofóbica, lo que facilita su separación del agua durante la flotación.

Sulfato: Se refiere a los compuestos que contienen el ion sulfato (SO_4^{2-}). Estos compuestos no se utilizan como trampas de flotación, pero tienen otros usos en el procesamiento de minerales. Por ejemplo, el sulfato se puede utilizar como regulador de pH en un circuito de flotación para establecer las condiciones óptimas del proceso. También se pueden utilizar en procesos de filtración para mejorar la solubilidad de minerales o para precipitar metales durante la etapa de refinación.

Sulfato de Cobre (CuSO_4)

Este reactivo es necesario para la flotación selectiva y se utiliza como desmineralizador en el proceso de flotación. Es ampliamente utilizado en procesos mineros y metalúrgicos como activador de sulfuro de zinc, hierro, cobalto y níquel.

4.8.1.1.2.1 Colectores Catiónicos

La mayoría de ellos están compuestos por grupos polares que contienen nitrógeno y son esencialmente cadenas no polares alifáticas. Difieren en el número de átomos de H sustituidos en la molécula de NH_3 . Los grupos más comunes tienen 12 o 16 átomos de carbono. Su coste es elevado, por lo que estos reactivos se utilizan en la flotación de cuarzos, silicatos, aluminosilicatos, sales potásicas, óxidos, etc. Son menos selectivos que los colectores de aniones.

Corresponden a aminas y sales de amonio cuaternario derivadas del amoníaco en las que los átomos de hidrógeno han sido sustituidos por radicales libres. Los radicales con nitrógeno forman el catión (+), y el anión es el hidroxilo. Los colectores se absorben y desorben fácilmente y su selectividad es menor que la de los colectores de aniones. En menor medida, se utilizan en la flotación de talco, mica secundaria, sericita y caolinita, incluyendo mica primaria, circonio, cuarzo, silicato, aluminosilicatos, greyita y óxido. Tienen poca selectividad y son muy sensibles a los lodos porque se reduce su recuperación, el aumento de la temperatura del lodo favorece la recuperación y se pueden utilizar en aguas duras. (Contreras Sinchi, 2018)

4.8.1.1.2.2 Colectores No - Iónicos

Son compuestos orgánicos que no tienen grupos polares y son hidrófobos, es decir, son incapaces de auto adsorción sobre superficies minerales. Ejemplos de tanques no iónicos son queroseno, hidrocarburos o aceites de hidrocarburos. Estos colectores no iónicos a menudo se usan junto con otros compuestos orgánicos con propiedades heteropolares. Los colectores se dividen en dos grupos según su capacidad de disociación: ionizantes o iónicos, que se disocian en iones, y no ionizantes, es decir, no iónicos, que actúan sobre una base molecular y posiblemente aniónicos o cationes. Un colector no iónico es un ejemplo de colector no ionizante. (Santander et al., 2017)

Los hidrocarburos más utilizados son:

Tabla 2. Clasificación de los hidrocarburos en colectores no iónicos.

Tipo de Hidrocarburos	Características
Alcoholes tipo R-OH	R parafínicos C ₆ a C ₉ R ramificado C ₆ a C ₁₆
Alcoholes Cíclicos	Ácidos cresílicos Terpinoles Naftoles
Éteres	Trietóxibutano
Derivados Polioxietilénicos	Ácidos carboxílicos Aminas no sustituidas Surfactantes amónicos por adición de grupos oxietilénicos
Derivados Polipoxipropilénicos	Ramificación con radical metil

Fuente: (Pávez, 2010)

4.8.2 Espumantes

Según (Orozco López, 2012) un agente espumante es un tensioactivo o tensioactivo que consta de una parte hidrófila (polar) y una parte hidrófoba (no polar). La parte hidrófoba consiste

en una cadena hidrocarbonada, mientras que la parte polar suele contener un grupo OH. En la interfase aire-agua, la cadena hidrocarbonada se enfrenta al aire y el grupo polar se enfrenta al agua. La resistencia a la aglomeración de burbujas aumenta debido a la fuerte interacción del grupo polar con las moléculas de agua, creando una capa de unión. La estructura heteropolar de las espumas favorece su adsorción en la interfaz agua-aire. A medida que se forman las burbujas, las moléculas espumosas se adhieren a la superficie de la burbuja, con la cadena hidrocarbonada en el lado del aire y el grupo polar en el lado del agua, donde forman enlaces de hidrógeno con las moléculas de agua.

Figura 17. Adsorción del espumante: interfaz gas – líquido



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008)

Una función importante del espumante de flotación, además de la generación de burbujas de aire, es acortar el tiempo de inducción. Además, moviliza sus moléculas en estado adsorbido, lo que contribuye a la estabilización de la espuma. (Tapia Bacovich, 2008)

4.8.2.1 Selección Espumante

Según (Cobos, 2018) al elegir el espumante, se fijan las características de la espuma, lo que contribuye a la selectividad de la acción. Hay varias razones a tener en cuenta:

- Ajuste de espuma.
- Reducir la tensión superficial del agua.
- Optimización cinética de las interacciones bolsa-partícula
- Minimice la fusión de dos o más burbujas.

Una de las partes más importantes de un soplador es que no tiene que luchar con los colectores, lo que reduce la energía superficial libre de las partículas minerales. disminuir.

4.8.3 Reguladores – Modificadores

Su función es mejorar las condiciones selectivas del proceso, así como mejorar la recolección, así como regular las condiciones ambientales en el interior de las celdas, contribuyendo al buen desarrollo del proceso. En esta categoría se encuentran:

Activadores: mejora la hidrofobicidad de los minerales y aumenta su flotabilidad.

Depresores: hidrofóbico a la superficie de los minerales y contribuye a su reducción en la sedimentación, reduce la flotabilidad del mineral, hace que su superficie sea más hidrofílica o evita la adsorción de colectores que puede hidrofóbilizarla.

4.9 Dosificación

La dosificación de reactivo se refiere a la cantidad de reactivo que se agrega al proceso de flotación para recuperar selectivamente minerales de otros minerales y, por supuesto, al menor costo. Es un procedimiento complejo y depende de una serie de factores, como la complejidad mineralógica del mineral, el tipo de agua, la contaminación de la carga, el proceso de molienda, entre otros. Favorable para la flotación de minerales valiosos es el colector y su dosificación debe determinarse realizando una serie de pruebas de flotación en las que se debe evaluar el tamaño de partícula, el grado de adición de la colección, el tipo de colector, el pH y el tiempo de flotación. Además, es necesaria la adición de agente espumante para llevar a cabo el transporte de los minerales resultantes. La dosificación del reactivo debe controlarse cuidadosamente porque la sobredosis no es buena. La dosificación de reactivos se puede realizar en forma pura, utilizando goteros, jeringas, etc. La preparación del reactivo requiere una solución acuosa y una concentración adecuada.

4.10 Equipos de Flotación

Los equipos de flotación son utilizados en la industria minera para separar los minerales de la ganga. El paso de flotación de minerales es un proceso muy complejo que requiere algunos equipos para reducir su complejidad. El dispositivo más famoso es la celda de flotación.

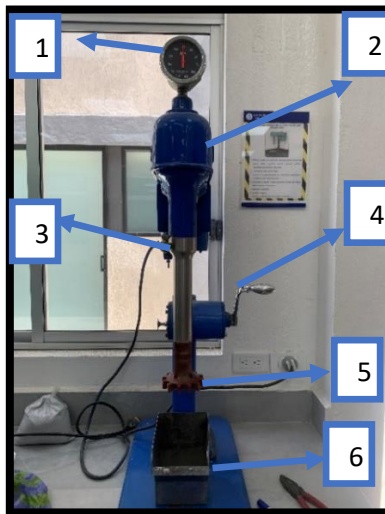
4.10.1 Celdas de Flotación Mecánicas Tipo Denver.

Las celdas de flotación tipo Denver se utilizan en laboratorios para realizar pruebas de flotación de minerales destinadas al tratamiento de concentrador. Estas pruebas son importantes porque proporcionan ciertos parámetros que deben tenerse en cuenta al manipular el mineral. También guarda algunas entradas utilizadas en el proceso.

A continuación, se detallarán las partes más importantes de la celda de flotación Denver a escala de laboratorio.

1. Contador de revoluciones
2. Motor
3. Entrada de aire con tornillo
4. Manija para ajustar el equipo
5. Cámara para salida de aire
6. Mecanismo ajuste muestra
7. Botón de encendido
8. Base del equipo

Figura 18. Celda de flotación Denver con sus principales partes



Fuente: Elaboración Propia

Figura 19. Celda de flotación Denver con sus principales partes



Fuente: Elaboración Propia

4.11 Cinética de Flotación

La cinética de flotación se refiere al estudio de las velocidades de reacción y los mecanismos que ocurren durante la flotación. La atención se centra en comprender cómo las partículas minerales se adhieren a las burbujas de aire y cómo se separan de la pulpa para formar un concentrado.

Se estudian y analizan diversos aspectos relacionados con la cinética de flotación, tales como:

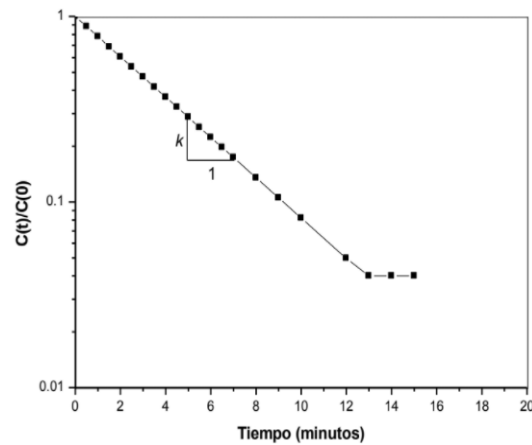
- Tasa de recuperación: es la tasa de recuperación de un determinado mineral en el proceso de flotación. La tasa de recuperación depende de factores como el tipo de mineral, la naturaleza del reactivo de flotación utilizado y las condiciones de operación.
- Residencia: Es el tiempo que una partícula mineral permanece en la pulpa antes de ser recuperada como concentrado o eliminada como residuo. El tiempo de retención afecta la eficiencia de flotación y puede controlarse controlando el flujo de lodo y el tamaño del dispositivo de flotación.
- Mecanismo de adhesión: cómo se unen las moléculas minerales a las burbujas de aire. Esto involucra el análisis de los procesos de adsorción de reactivos en la superficie de las partículas y la formación de capas hidrofóbicas que aseguran la conexión entre las partículas y las burbujas.

- Cinética de separación: Estudio de cómo se separan las partículas adheridas a las burbujas de aire. Esto puede incluir desorción de reactivos, craqueo hidrofóbico y agitación en dispositivos de flotación.

4.11.1 Modelo cinético García – Zúñiga

Según (López Príncipe y Ipanaqué Nizama , 2008) García-Zúñiga da una analogía algebraica a las ecuaciones cinéticas de las reacciones químicas de primer orden, enfatizando el hecho de que durante la flotación la recuperación de partículas valiosas es una función del tiempo:

Figura 20. Razón $\frac{C_t}{C_0}$ vs, tiempo en un plano semi-log



Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008) recuperado de la tesis de (Monteros Quichimbo y Ramón Patiño, 2022)

De esta forma la razón $\frac{C_t}{C_0}$ se explica visualmente como la probabilidad en las partículas se pueda mantener dentro de la celda en un ambiente de flotación determinado. En la cual:

$$\frac{C_t}{C_0} = e^{-kt}$$

Esto responde a las condiciones de contorno que establecen que:

a. $t = 0 \quad C = C_0$

b. $t = t \quad C = C_t$

Las condiciones a y b son aplicadas en un plano semi-log, donde se presenta una línea recta con pendiente k e intercepto 1, también se pueden expresar como:

$$\ln \frac{C_t}{C_0} = -kt$$

4.11.2 Parámetros Cinéticos

Se refieren a los valores que describen la velocidad de una reacción química o proceso físico. Estos parámetros se utilizan para determinar la eficiencia de las operaciones mineras y el diseño de los sistemas mineros. El parámetro cinético de molienda $k(t)$ se utiliza para comprender el impacto de las variables en la eficiencia de las operaciones mineras. En el diseño de un sistema de ventilación en una operación minera subterránea de carbón, el cálculo de los parámetros clave implica la determinación de la pérdida de energía cinética. El método de Kissinger se ha utilizado ampliamente para calcular los parámetros cinéticos en la investigación minera y geológica. Se encontró que la cinética de molienda óptima para un mineral polimetálico (Pb, Ag y Zn) en el área de Huancachi se encuentra en el rango de 12-15 minutos al 60% m-200. (Romero Ramirez y Llopiz Yurel , 2005)

En el contexto de la flotación, los parámetros cinéticos se utilizan para caracterizar la tasa de adhesión y separación de partículas minerales durante la flotación. Algunos parámetros típicos de la cinética de flotación de minerales incluyen:

- Constante de velocidad (k): representa la velocidad de reacción o adhesión de las partículas minerales a las burbujas de aire. Indica la velocidad a la que tiene lugar la flotación.
- Tiempo de flotación (t): El tiempo requerido para completar el proceso de flotación de granos minerales. Depende de la constante de velocidad y otros factores como la concentración de reactivos, la mezcla y otros.
- Recuperación cinética (R): es el porcentaje de partículas minerales recuperadas en un tiempo de flotación dado. Se expresa en porcentaje y está relacionado con la eficiencia del proceso de flotación.

- Eficiencia cinética (E): La capacidad del proceso de flotación para recuperar las partículas minerales de interés en un tiempo determinado. Se calcula como la relación entre la recuperación cinética y la recuperación máxima teórica.

4.11.3 Ecuación cinética García – Zúñiga

La velocidad de flotación se expresa mediante la siguiente ecuación diferencial.

$$\frac{dC}{dt} = -kC$$

Donde C es la concentración de materia flotante, n es el orden de reacción y k es la constante de flotabilidad. Asumiendo que es una cinética de primer orden, tendremos ecuaciones donde C_0 es la concentración en el tiempo 0 y C es la concentración en el tiempo t.

El modelo con el que se trabajará es de García – Zúñiga, el cual se representa con la siguiente ecuación. Hay que recordar que la constante de flotación en este modelo es fija. (Bustamante Rúa et al., 2008).

$$R_{(t)} = R_{\infty} [1 - e^{-kt}]$$

Donde:

- $R(t)$: recuperación para un tiempo t de flotación (%).
- R_{∞} : recuperación a tiempo infinito (%). Correspondiente a la máxima recuperación obtenible de la especie.
- k: constante cinética (1/min).
- t: tiempo de flotación.

Este modelo se sugiere utilizar para tiempos de flotación cortos.

4.11.4 Tiempo óptimo de flotación

El tiempo óptimo de flotación es el tiempo más efectivo para recuperar el máximo de mineral que se va a reclutar del proceso de flotación. Este tiempo puede variar dependiendo de muchos factores como la composición del mineral, las características del dispositivo de flotación,

los reactivos utilizados y las condiciones de operación. Es importante determinar el tiempo óptimo de flotación para garantizar la máxima eficiencia del proceso y un concentrado de alta calidad. Un tiempo de flotación insuficiente puede conducir a la recuperación de minerales de bajo valor y un tiempo de flotación demasiado largo puede conducir a una flotación excesiva y una baja selectividad. El tiempo de navegación óptimo se determinó mediante pruebas experimentales y ajustes in situ. Las pruebas de flotación se realizaron en diferentes intervalos de tiempo para evaluar la recuperación de los minerales de interés. Una vez que se recopilan los datos de flotación, se puede determinar el punto en el que se logra la máxima calidad y recuperación del concentrado.

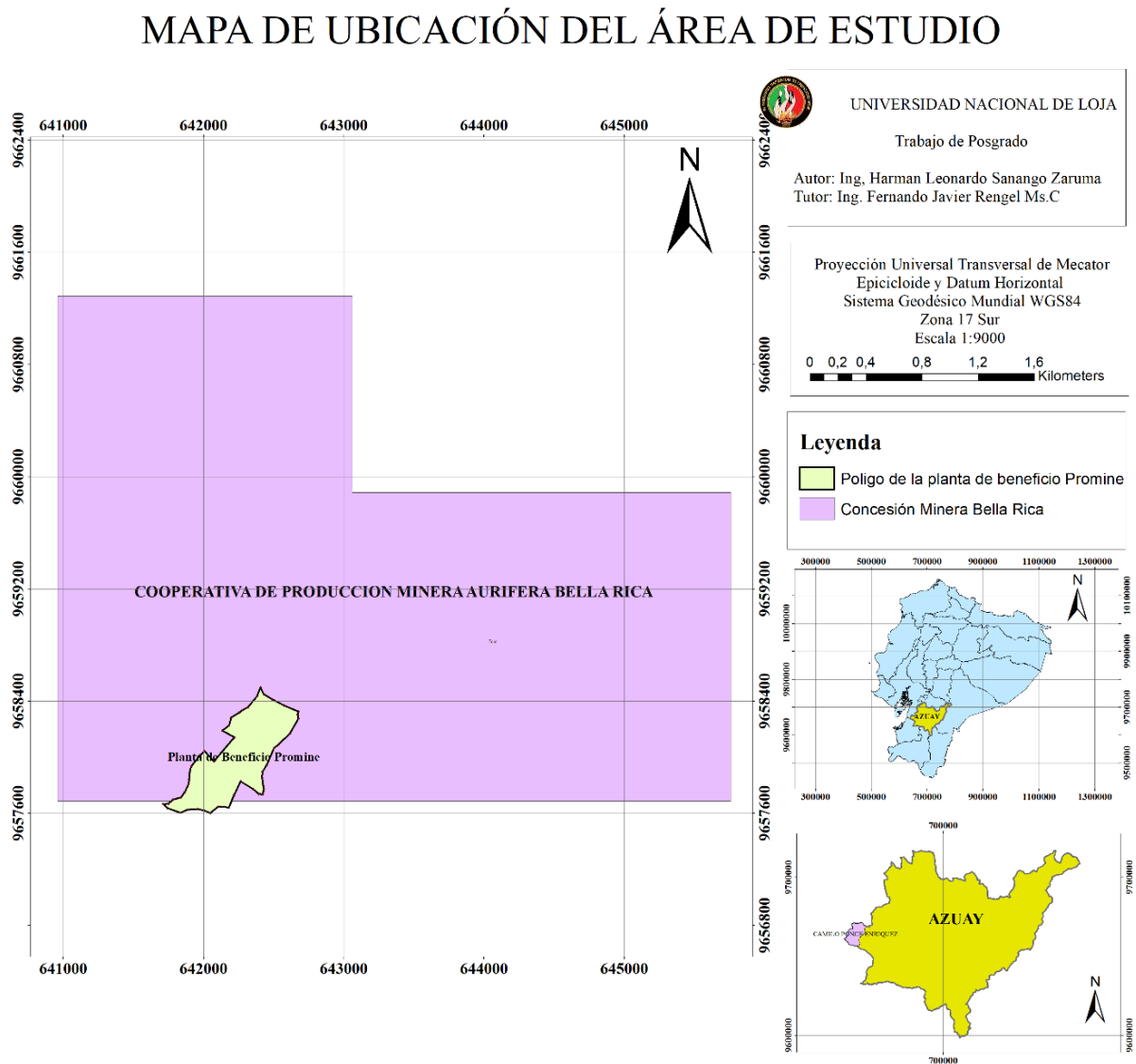
Cabe señalar que el tiempo óptimo de flotación puede variar para diferentes tipos de minerales y condiciones de operación. Por lo tanto, es necesario realizar pruebas y ajustes específicos caso por caso para obtener tiempos de flotación óptimos y obtener los mejores resultados en la separación de minerales. (Contreras Sinchi , 2018)

5. Metodología

5.1 Área de Estudio

La planta de beneficio de la empresa PROMINE se encuentra ubicada en el área de concesión minera Bella Rica, en la provincia de Azuay, específicamente en el Cantón y Parroquia Camilo Ponce Enríquez, en el sector de La López Bajo. Las coordenadas de la concesión minera Bella Rica se presentan en la tabla 3 se muestran en coordenadas WGS84/17S.

Figura 21. Mapa de ubicación del área de estudio.



Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 3. Coordenadas del área de estudio.

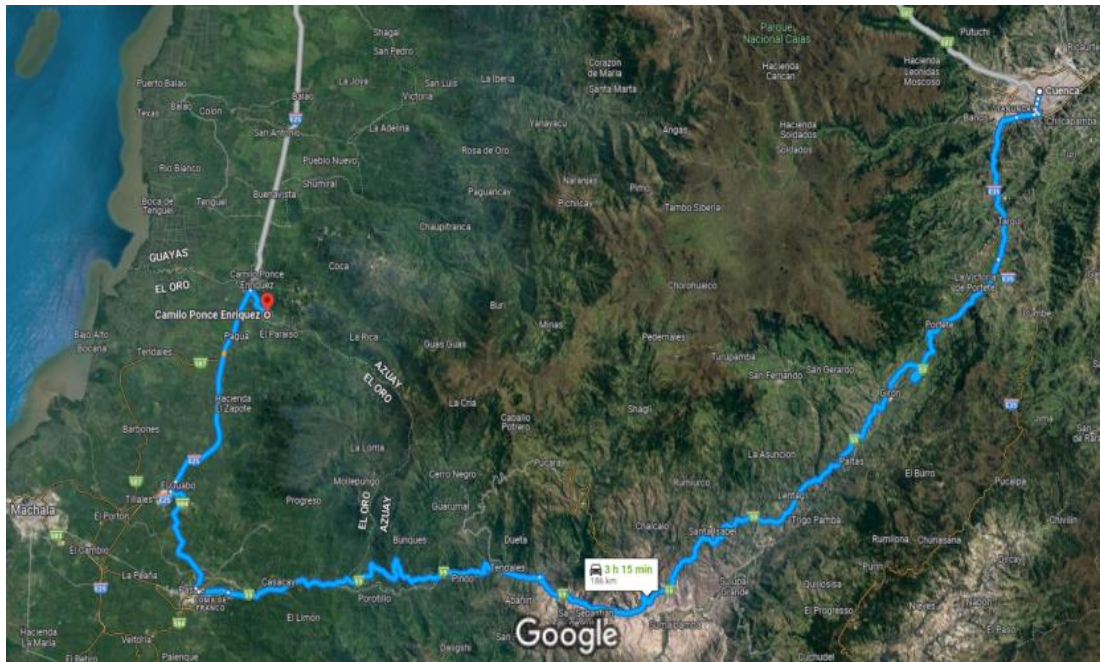
Coordenadas del área de estudio Datum WGS84/17S		
Punto	Coordenada X	Coordenada Y
P1	645750	9659880
P2	645745	9657679
P3	640948	9657679
P4	640948	9661274
P5	643048	9661275
P6	643048	9659880

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.1 Acceso

El acceso desde la ciudad de Cuenca se lo realiza por vía terrestre hasta la ciudad de Camilo Ponce Enríquez, con un tiempo de viaje de tres horas con 15 minutos aproximadamente como se puede evidenciar en la figura 26, la Planta de Beneficio de PROMINE cuenta con una vía de acceso principal que conduce hacia la planta de beneficio y relaveras. Esta vía se encuentra ubicada en la comunidad de La López, y al llegar a la altura de Orenas, se debe girar a la izquierda para tomar una vía de tercer orden que conduce a PROMINE Cia. Ltda, PRODUMIN S.A. y MINEREICIS. Además, PROMINE Cia. Ltda. dispone de una vía alterna exclusiva para la empresa que sale a la altura de la quebrada Barbita.

Figura 22. Acceso al área de estudio desde la ciudad de Cuenca.



Fuente: Google Maps

5.1.2 Geología Regional

Dentro del subdistrito Machala-Naranjal del Distrito Azuay, en el lado occidental, se encuentra el cantón minero Camilo Ponce Enríquez. Es bien conocido por tener depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos, vetas, brechas, "stockworks" y rocas epi-mesotérmicas. Andesitas, basaltos y brechas, todos los cuales son miembros de la Unidad Pallatanga y también conocidos como basaltos de Bella Rica, constituyen la mayor parte de la composición geológica del área. Es típico ver basaltos verdes expuestos en los frentes de trabajo, así como "stockworks" erráticos de diorita, cuarzo y epidota con vetas de aproximadamente 20 mm de espesor. (López V. , 2017)

La mineralización y alteración hidrotermal se encuentra en la Unidad Pallatanga, la cual está conformada por cuerpos de cuarzo-diorita, junto con una secuencia basáltica de más de 1 km de espesor en la región minera Camilo Ponce Enríquez de Bella Rica. Esta región se distingue por la presencia de pirita diseminada y stockworks de pirita. Clorita, calcita, epidota y actinolita son parte de una alteración que se ha descubierto en el sector Bella Rica. Además, existen alteraciones hidrotermales regionales que están estructuralmente restringidas y típicamente se manifiestan

como vetillas que producen "stockworks" de epidota, actinolita, pirita, albita, cuarzo, clorita y calcita. Estas rocas se han silicificado con el tiempo y se vuelven más duras. La orientación de la mineralización es norte-sur. (López V. , 2017)

En las galerías del área minera, la andesita, que corresponde a rocas básicas e intermedias, constituye la mayor parte del lecho rocoso. Los diversos colores de estas rocas van del azul al verde. Esta roca se encuentra en casi todas las galerías en forma sólida, resistente, compacta y con pocas fisuras y fracturas. La zona está rodeada por una importante red de fallas con tendencia noroeste, incluida la falla de Ro Margarita al sur, la falla de Ro Tenguel al norte y la falla de Ro Chico llena de serpentina al este. Numerosos lineamientos, incluyendo la Falla 3 de mayo, que tiene un rumbo norte, están conectados a vetas y fallas en esta zona. También están presentes las fallas de Guanache, Los Ratones y Pueblo Nuevo, tres importantes fallas transversales de este a oeste. (López V. , 2017)

La geología está determinada por la cordillera, refleja el control estructural tanto a nivel regional como local. Regionalmente el sistema E-O de fallas Jubones, determina la separación entre los terrenos Paleozoicos Amotape-Tahuín del basamento oceánico de la cordillera. La Cordillera, está constituida por basaltos toleíticos, peridotitas, micro-grabros, lavas almohadilladas (pillow lava) de la unidad Pallatanga. Sobreyacidas discordantemente por sedimentos marinos turbidíticos (flysh) Cretácico inferior-Paleoceno. Afloran desde el extremo este del levantamiento Narihuiña hacia el norte de la hoja, además como pequeñas ventanas de erosión directamente al norte de la falla Jubones; las unidades se encuentran recubiertas por lavas y piroclastos del Eoceno-Mioceno incluidas en el Grupo Saraguro. El todo, intruido por plutones grano-dioríticos del Oligoceno-Mioceno. La subducción de la placa oceánica, responsable de la acreción de las ofiolitas de fondo oceánico al continente, está marcada por estructuras regionales de rumbo NNE-SSO, representadas por el sistema de fallas Bulubulu que, constituye la separación entre los terrenos oceánicos y los terrenos continentales Chaucha. (Instituto Nacional de Investigación Geológico Minero Metalúrgico. , 2015)

Figura 23. Mapa Geológico Regional.



□ Ubicación del área de estudio.

Fuente: (Instituto Nacional de Investigación Geológica Minero Metalúrgico. , 2015)

5.1.3 Geología Local

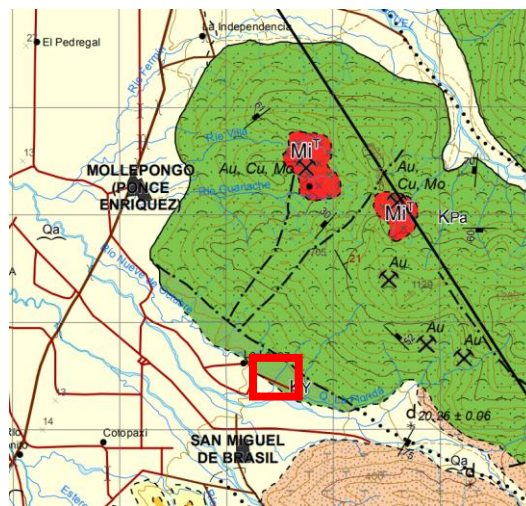
Se encuentra en la unidad Yunguilla y también está en Aluviales los cuales se describen brevemente a continuación:

- UNIDAD YUNGUILLA(KY). - (Thalman, H.,1946). Se presenta en el sector del río Jubones, como una franja alargada de dirección E-O; en ambas márgenes del río Muyuyacu y en la falla Río Pagua. Tanto al sur como en el centro-norte de la hoja, los afloramientos de Yunguilla se producen a través de fallas de carácter regional. Esta unidad incluye limolitas, lutitas y areniscas finas, color gris oscuro. Las areniscas contienen cuarzo deformado y algo de muscovita detrítica, lo que podría

indicar una fuente metamórfica (CODIGEM-BGS,1997). Al sur de la hoja, se presenta como una secuencia de calizas negras, lutitas, limolitas y areniscas; todo el paquete se encuentra altamente oxidado, plegado y fracturado por la acción que ejerce el sistema regional de fallas Jubones. Por correlaciones bioestratigráficas de los paquetes que afloran en la localidad tipo, se le asigna una edad Maastrichtiense (Sigal, J.,1969) y (Bristow, C., Hoffstetter,R .;1977). Estudios paleontológicos, sobre foraminíferos, ratifican la edad Maastrichtiense (Wilkinson, I.,1996), (CODIGEMBGS,2000), corroborado por Jaillard, E.,2004 que estableció la presencia de foraminíferos y bivalvos en las turbiditas calcáreas.

- ALUVIALES (Qa). - Se extienden a partir del cambio radical de pendiente en los límites de la cordillera hasta el litoral, por debajo de los depósitos de pie de monte y recubriendo la base geológica de la planicie costanera. Las terrazas son poco desarrolladas, debido al recorrido relativamente corto de los ríos en régimen de madures; los aportes detríticos se distribuyen ampliamente en la llanura de inundación de las avenidas estacionarias, su diferenciación se ve dificultada por la cobertura vegetal y la alteración antrópica que sufre esta región. La potencia de estos depósitos puede alcanzar cientos de metros, dependiendo de la topografía del sustrato.

Figura 24. Mapa Geológico Local.



□ Ubicación del área de estudio.

Fuente: (Instituto Nacional de Investigación Geológica Minero Metalúrgico. , 2015)

5.1.4 Metodología utilizada.

Se utilizó una metodología cuali - cuantitativa y experimental que consideró terminología aplicada a la metalurgia, con análisis de resultados y de manera experimental en laboratorio observando la aplicación de dos variables operativas en la flotación: el tiempo de flotación y los colectores. El tiempo de flotación se seleccionó debido a su relación con la liberación de los minerales de la mena mientras que la eficiencia de recuperación del mineral de interés dependía del tipo de colector utilizado. Se realizaron ensayos en nueve condiciones diferentes de pulpa en la celda de flotación Denver con un porcentaje de sólidos del 25%. Antes de realizar los ensayos, se realizaron pruebas para asegurar el correcto funcionamiento del equipo de flotación y familiarizarse con el procedimiento adecuado. Se llevó a cabo la flotación en la celda convencional tipo Denver, siguiendo estándares preestablecidos para colectores, tiempo de acondicionamiento y pH. Se realizaron pruebas de flotación con tiempos que oscilaron entre el minuto 1 y el minuto 4. Se comparó la recuperación y el enriquecimiento del mineral con el objetivo de calcular la cinética de flotación utilizando el método de García Zúñiga.

Los objetivos trazados en relación con la caracterización de muestras y el análisis de la cinética de flotación en una planta de beneficio apuntan a la necesidad de utilizar técnicas de investigación particulares.

A las muestras tomadas de la planta de procesamiento primero se les dio una caracterización mediante el uso de ensayo al fuego el cual fue realizado por expertos. Teniendo en cuenta la selección de la muestra, la preparación de la muestra para el análisis y las pruebas de laboratorio que se realizaron para identificar los elementos presentes en la muestra en este diseño. Los tres métodos más utilizados para caracterizar muestras son la espectroscopia, la microscopia y la difracción de rayos X. En este caso se realizó el método de ensayo al fuego.

Sin embargo, el análisis de la cinética de flotación en una celda tipo Denver típica requeriría la realización de experimentos de laboratorio. A través de estas pruebas, fue posible evaluar cómo se comportaron los minerales de la muestra en diversas condiciones operativas, incluido el tiempo de residencia, la velocidad del agitador, la concentración del reactivo y el flujo de aire. La cantidad y calibre del concentrado producido son variables de respuesta potencial.

Se utilizó un diseño factorial experimental para determinar cómo el porcentaje de sólidos afectó la recuperación del mineral de manera consistente. Con la ayuda de este diseño, fue posible evaluar el impacto del porcentaje de sólidos en relación con otras variables del proceso, como la velocidad del agitador y la concentración del reactivo. Determinando la importancia relativa de cada variable y su impacto en la recuperación del mineral objetivo utilizando el análisis estadístico de los resultados.

Fue un método de investigación experimental, que permitió la ejecución de pruebas de laboratorio para la caracterización de muestras y la evaluación de la cinética de flotación en una celda convencional tipo Denver, fue la metodología de investigación adecuada para los objetivos propuestos. Además, sería necesaria la ejecución de un diseño experimental factorial para comprobar cómo el porcentaje de sólidos influye en la recuperación del mineral deseado de forma constante.

5.1.5 Materiales y Equipos Utilizados.

En el presente proyecto de investigación se hizo uso de los diversos materiales y equipos necesarios para el desarrollo y cumplimiento de cada uno de los objetivos propuestos. Los elementos y equipos se muestran en la tabla 4.

Tabla 4. Equipos y materiales utilizados para la elaboración del ensayo.

Materiales y equipos de Gabinete
Hoja geológica Machala, Carta topográfica, PDOT Camilo Ponce Enríquez, Laptop, Software y herramientas tipo GIS (ArcGIS), AutoCAD, Adobe Ilustrador, Microsoft Office.

Materiales de Laboratorio.
Mandil, Libreta, Celda Denver, Balanza, Probeta, Picnómetro, Bandejas, Piseta, Tiras de pH, Tamices, Trituradora de Mandíbulas, Trituradora de Rodillos, Pulverizadora.

Fuente: Elaboración propia.

5.2 Procedimiento

Es necesario realizar una explicación de manera secuencial de cada uno de los objetivos que consta en el presente trabajo a fin de que el lector puede tener una mayor comprensibilidad, respecto del procedimiento empleado.

5.2.1 Procedimiento para el cumplimiento del primer objetivo

“Caracterizar las muestras obtenidas de la planta de beneficio, para analizar los elementos presentes en la misma.”

5.2.1.1 Caracterización y análisis mineralógico de la muestra

La muestra fue recolectada en el centro de acopio o zona de "stock" de la empresa, que es el material extraído del tajo o frente de trabajo en el interior de la mina. Para llevar a cabo este proyecto, se proporcionaron 5 kg de mineral con un tamaño de roca que varía entre 1 - 5 pulgadas.

Previamente se realizó un análisis de difracción de rayos X por parte de la empresa en el Instituto de Minerales CIMEX en Colombia, el cual permitió determinar la composición mineral de la mena, información que fue proporcionada por la empresa minera.

Posterior a esto fue necesario un proceso de trituración previa tanto en la trituradora de mandíbulas como en la trituradora de rodillos para llegar a la granulometría determinada luego de ellos se realizó un cuarteo para tener una muestra representativa, posterior a esto se lo envió al laboratorio JV Metals para su respectivo análisis granulométrico y contenido de ley de mineral de oro. Los resultados se los muestra en el anexo 2.

Figura 25. Cuarteo del material.



Fuente: Elaboración propia.

5.2.2 Procedimiento para el cumplimiento del segundo objetivo

“Examinar la cinética de flotación en celda convencional tipo Denver.”

Posteriormente de enviar la muestra representativa para su respectivo análisis se comenzó a preparar el material para poder cumplir con el segundo objetivo. En el cual se detalla a continuación lo que se realizó.

5.2.2.1 Trituración del material.

En el laboratorio, se utilizaron las trituradoras disponibles para realizar la trituración primaria y secundaria del material de mina. En el caso específico mencionado, se empezó por triturar las rocas excesivamente grandes en la trituradora de mandíbulas para facilitar su manejo y reducir su tamaño posteriormente. Esta primera etapa de trituración permitió obtener un material más manejable para su procesamiento posterior.

Luego, se realizó una segunda etapa de trituración en la trituradora de mandíbulas para lograr un tamaño de partícula más reducido y homogéneo. La elección de la trituradora adecuada para cada etapa de trituración dependió de las características del material y de los requerimientos de tamaño de partícula para su posterior uso. Además, se tuvieron en cuenta los parámetros de operación de las trituradoras, como la velocidad de rotación y la apertura de la mandíbula, para obtener el tamaño de partícula deseado.

Es esencial realizar la trituración primaria y secundaria del material de mina para obtener un material homogéneo y reducir su tamaño para su posterior procesamiento. La limpieza y secado adecuados del material, la elección de la trituradora correcta y la consideración de los parámetros de operación son factores importantes para garantizar un proceso efectivo y seguro. Se puede observar los equipos utilizados en el anexo 4.

5.2.2.2 Molienda y pulverización de la muestra.

La molienda del mineral es un proceso esencial para lograr la liberación del mineral de interés antes de la flotación. Para lograr una granulometría adecuada que facilite este proceso, se

utilizaron varios equipos de conminución en este proyecto. Se realizó la molienda con un molino de bolas y, finalmente, se pulverizó la muestra para obtener granulometrías pasantes de malla 100, cumpliendo así con los requisitos del proyecto, estos equipos se pueden visualizar en el anexo 5.

La granulometría necesaria para este estudio fue pasante por la malla 100 o, en otras palabras, pasante por los 150 micrones requeridos. Los tamaños de partícula mencionados anteriormente se los obtuvo con los tamices marca Humboldt, mediante la norma ASTM E11. En el anexo 1 se pueden visualizar los tamices empleados para el desarrollo del trabajo.

Después de realizar esto el material quedó listo para sus posteriores pruebas de flotación.

5.2.2.3 Cálculos de la densidad del material y pulpa.

Para el cálculo de la densidad del material se empleó el método del picnómetro para determinar la densidad del mineral, y la fórmula utilizada es la siguiente:

$$\rho = \frac{m1 (g)}{m1 + m2 - m3 (cm3)}$$

Dónde:

- ρ : Densidad del sólido
- $m1$: Peso del sólido
- $m2$: Peso del picnómetro + agua
- $m3$: Peso del picnómetro + agua + mineral

Del mismo modo para el cálculo para la obtención de la densidad de pulpa se lo realizó con la fórmula descrita a continuación:

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

Dónde:

- ρ_p : Densidad de la pulpa
- ϕ_p : Porcentaje de sólidos

- ρ_s : Densidad del sólido

Se decidió utilizar una densidad de sólidos del 25% en todos los ensayos, tal como se recomienda en la literatura especializada. Asimismo, la densidad de los sólidos corresponde a la densidad del material calculada previamente.

5.2.2.4 Preparación y Dosificación de los Reactivos

En este caso, se seleccionaron los siguientes reactivos: Xantato amílico de potasio, Xantato isopropílico de sodio, sulfato de cobre, agente espumante y regulador de pH.

El Xantato de amilo de potasio y el Xantato de isopropilo de sodio son reactivos ampliamente utilizados en la flotación de minerales, especialmente en la flotación de sulfuro y óxido de cobre. Estos reactivos crean una capa hidrófoba en la superficie del mineral, que en mi caso es la recuperación del oro contenido en la muestra polimetálica obtenida de la veta San Salvador.

El sulfato de cobre es otro reactivo también utilizado en la flotación de minerales, especialmente en la flotación de sulfuros de cobre que en un mínimo porcentaje está contenida dentro de la muestra analizada. Este reactivo permitió activar superficie del mineral y mejorar la adherencia del xantato a la superficie de este.

El Espumante que se empleó fue el ER-350 este se utilizó para estabilizar la espuma y evitar que se disuelva durante la flotación. En este caso, la elección del espumante dependió de la composición del mineral y de las condiciones específicas de operación que se utilizan en planta.

Las tiras de pH se emplearon para regular el pH de la solución de flotación y llevarlo al valor óptimo para extraer el mineral deseado. En este caso se trabajó con un pH de 9 en la flotación del mineral en la celda. El pH puede afectar a la adsorción de un reactivo en la superficie de un mineral (su flotabilidad).

Se consultó material bibliográfico para conocer la dosificación típica en gramos por tonelada de los reactivos utilizados en la dosificación. Luego, se creó una hoja de cálculo en la que

se ingresaron los datos obtenidos de la bibliografía, y a través de cálculos se determinaron los mililitros necesarios para cada reactivo.

La selección de reactivos utilizados en este trabajo de investigación está dirigida a optimizar el proceso de flotación del mineral precioso (oro). Es importante indicar que la selección de los reactivos y su dosificación, deben controlarse cuidadosamente para garantizar la calidad y reproducibilidad de los resultados obtenidos.

5.2.2.5 Cálculos de índices metalúrgicos.

Una vez finalizados los ensayos de flotación, se procedió a realizar una evaluación detallada de la eficiencia del proceso mediante la obtención de los índices metalúrgicos pertinentes. Entre ellos, se determinó el porcentaje de pérdidas por cada reactivo utilizado durante los ensayos, lo que permitió identificar cuáles de ellos podrían estar causando mayores pérdidas de material valioso. Además, se realizó un análisis exhaustivo de los concentrados obtenidos en el proceso de flotación, así como de las colas y relaves generados, se evaluó la recuperación obtenida en los concentrados, la razón de enriquecimiento y la razón de concentración. Asimismo, se analizaron las colas y los relaves para identificar cualquier posible residuo de material valioso que pudiera ser recuperado en una etapa posterior del proceso.

Con base en los resultados obtenidos de los cálculos de los índices metalúrgicos, se determinó la cinética de flotación del material, lo que permitió identificar las etapas del proceso en las que se presentaron mayores pérdidas de material valioso.

Los resultados obtenidos permitieron identificar áreas de mejora en el proceso, lo que a su vez puede conducir a una mayor eficiencia y rentabilidad en la extracción de minerales. Cabe mencionar que las fórmulas utilizadas para realizar estos cálculos se detallan de manera clara y concisa antes de cada resultado en el capítulo siguiente.

5.2.2.6 Técnica utilizada

5.2.2.6.1 Prueba de flotación en celda convencional porcentaje de sólidos del 25%

Se llevó a cabo el mismo proceso para todos los ensayos realizados con los 3 colectores diferentes: se mantuvo constante el porcentaje de sólidos y se intercambiaron los colectores después de que la flotación finalizara a los 4 minutos.

Los procedimientos llevados a cabo para las pruebas fueron los siguientes:

1. Se preparó la pulpa en una celda de flotación de 1 litro, vertiendo la mitad del agua de los 891 ml. Luego, se encendió la máquina para comenzar a agitar el agua. Posteriormente, se agregaron gradualmente los 297 g de mineral y se esperó alrededor de 2 minutos hasta que la mezcla se homogeneizara por completo, obteniendo así la pulpa con la que se trabajó.

Figura 26. Masa sólida de mineral agregada a la celda.



Fuente: Elaboración propia.

2. Posterior a eso se añadió el agente modificador, que consistió en la adición de cal (CaO) en una cantidad de 0.8 g para elevar el pH a 9. El acondicionamiento de la pulpa con el agente modificador duró 5 minutos, tiempo necesario para cambiar las propiedades de la pulpa.

Figura 27. Adición de cal (CaO)



Fuente: Elaboración propia.

3. Después de transcurridos los 5 minutos, se agregó la dosificación correspondiente del colector, que se había calculado previamente. La pulpa se acondicionó con el colector durante 10 minutos.

Figura 28. Adición del colector Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)



Fuente: Elaboración propia.

- Finalizado el tiempo de acondicionamiento del colector, se añadieron 0,089 ml del espumante ER-350 y se esperó 2 minutos para su adecuado acondicionamiento.

Figura 29. Adición del espumante ER-350



Fuente: Elaboración propia.

- Después de transcurrir 2 minutos, se abrió el conducto de aire y se observó la formación de burbujas, donde se concentraba el material. Se asistió en la extracción del material durante el primer intervalo de 1 minuto, luego se cambió de recipiente y se continuó con la extracción durante el segundo intervalo de 2.5 minutos, y así sucesivamente hasta completar el lapso total de 3.5 minutos. Una vez finalizada la extracción del material, se permitió su flotación por un período adicional de 4 minutos. Luego se cerró el conducto de aire y se apagó el equipo. El producto obtenido fue recolectado en bandejas y

posteriormente sometido a secado en un horno, para finalmente ser llevado a realizar análisis.

Figura 30. Obtención del concentrado en recipiente para posterior secado.



Fuente: Elaboración propia.

6. Al final del proceso, el mineral que quedó en la celda de flotación se identificó como las colas o relaves. Para garantizar la recolección completa del material, utilizamos una piseta para recolectar todo el mineral, el cual se depositó en una bandeja y se almacenó para su posterior secado por el método de decantación con papel para eliminar la mayor cantidad posible de líquido antes de ingresar el material al horno. Finalmente, el mineral se sometió a análisis para su evaluación.

Figura 31. Secado de relaves o colas del resultado de flotación.



Fuente: Elaboración propia.

5.2.3 Procedimiento para el cumplimiento del tercer objetivo

“Determinar cómo influyen en la recuperación del mineral de interés el porcentaje de sólidos de forma constante.”

Los ensayos aplicados en esta investigación cumplieron dos metas: Caracterización de la muestra de veta y la cinética de flotación del material de mena. Los análisis efectuados a la muestra me permitieron determinar el porcentaje de sólidos, el cual influyó de manera constante en la recuperación del mineral.

La determinación del porcentaje de sólidos permitió observar como este se correlaciona en la recuperación del mineral (oro), debido a que los procesos de separación de minerales a menudo se llevan a cabo en soluciones que contienen sólidos en suspensión. La capacidad de controlar la recuperación del mineral mediante la manipulación del porcentaje de sólidos puede ser útil para mejorar la eficiencia y la rentabilidad de estos procesos.

Los resultados proporcionaron información sobre la relación entre el porcentaje de sólidos y la recuperación del mineral de interés. La interpretación adecuada de estos resultados puede ayudar a optimizar los procesos de recuperación de minerales y mejorar su eficiencia y rentabilidad.

5.2.4 Ensayos

Se llevaron a cabo 12 pruebas en el presente proyecto, en las cuales se varió el tipo de colector utilizado, manteniendo constantes los demás parámetros. Para cada prueba, se almacenó el material en bandejas, como se muestra en el anexo 13.

Se obtuvieron 4 resultados de cada ensayo: el primero al 1 minuto, el segundo a los 2,5 minutos, el tercero a los 3,5 minutos y el último correspondió a los relaves o colas. Posteriormente, los 12 ensayos fueron enviados a JV Metals para su análisis.

Se llevó a cabo un análisis de los resultados utilizando una matriz en la que se ubicaron los tiempos en las filas y los colectores en las columnas. La siguiente matriz muestra los colectores y los tiempos utilizados en el estudio.

Tabla 5. Matriz 4x3 de los tiempos y colectores a utilizar

Tiempos	1 minuto	2,5 minutos	3,5 minutos	Relaves o Colas
Colectores				
Z 6	1 ensayo	2 ensayo	3 ensayo	4 ensayo
Z 11	5 ensayo	6 ensayo	7 ensayo	8 ensayo
CuSO4	9 ensayo	10 ensayo	11 ensayo	12 ensayo

Fuente: Elaboración propia.

Luego de llevar a cabo los ensayos necesarios para identificar los concentrados y las colas, se codificaron los resultados y se guardaron en fundas ziploc para su posterior análisis en el laboratorio de JV Metals. Una vez recibidos, se tabuló la información y se compararon los resultados obtenidos con cada uno de los reactivos utilizados para determinar cuál de ellos presentó una mejor cinética o tiempo de recuperación en relación con el porcentaje de recuperación. Finalmente, se presentaron los resultados a través de gráficas, tablas y esquemas que permitieron analizar el comportamiento de cada colector y determinar cuál fue el mejor para la cinética de flotación del material tratado.

6. Resultados

6.1 Cumplimiento del primer objetivo.

En este sentido, el objetivo principal de nuestro proyecto fue caracterizar y analizar con precisión las muestras recolectadas para determinar su composición y propiedades físicas y químicas de la veta.

Se realizaron dos análisis para caracterizar dicho mineral. El primero es el análisis de difracción de rayos X, que revela la composición química y la estructura de los minerales presentes en el mineral. Este análisis fue realizado en el Instituto de Minerales CIMEX en Colombia y proporcionado directamente por la empresa. En este resultado se determinó que se encontraban oro, plata, y elementos adicionales como Silicio, Magnesio y Aluminio. Los resultados se detallan en el Anexo 2.

Tabla 6. Resultados de Fluorescencia de Rayos X.

Elemento	Nombre del elemento	Concentración (%)	
		Muestra Gruesa	Muestra Fina
MgO	Magnesio	6.553	5.005
Al ₂ O ₃	Aluminio	12.319	21.803
SiO ₂	Silicio	47.484	49.803
P ₂ O ₅	Fosforo	0.721	0.821
SO ₃	Azufre	4.371	1.703
Cl	Cloro	0.207	0.275
K ₂ O	Potasio	1.999	6.017
CaO	Calcio	8.006	1.606

Fuente: Elaboración propia.

El segundo análisis involucró trituración primaria en una trituradora de mandíbula seguida de trituración secundaria en un molino de rodillos a escala de laboratorio. Se ajustó la distribución granulométrica requerida por el laboratorio y se enviaron 100 gramos para su análisis. Como resultado, en el Anexo 3 se da una ley de cabeza de 6,35 g/t.

Tabla 7. Resultado de ensayo al fuego.

Informe del Ensayo		
Peso del material (g)	Detalles de la Muestra	Concentrado (g/t)
100	Veta “San Salvador”	6.35

Fuente: Elaboración propia.

6.2 Cumplimiento del segundo objetivo.

Se realizaron cálculos para obtener la cinética de flotación requerida para lograr el segundo objetivo. Estos cálculos se enumeran a continuación en orden cronológico.

6.2.1 Procesamiento y análisis de datos

6.2.1.1 Densidad del Material

Se empleó el método del picnómetro para determinar la densidad del mineral, y la fórmula utilizada es la siguiente:

$$\rho = \frac{m_1 (g)}{m_1 + m_2 - m_3 (cm^3)}$$

Dónde:

- ρ : Densidad del sólido
- m_1 : Peso del sólido
- m_2 : Peso del picnómetro + agua
- m_3 : Peso del picnómetro + agua + mineral

Al reemplazar los valores en la fórmula se obtuvo el siguiente resultado:

$$\rho = \frac{m1 (g)}{m1 + m2 - m3 (cm3)}$$

$$\rho = \frac{3}{3 + 30 - 31.9}$$

$$\rho = 2.73 \text{ g/cm}^3$$

6.2.1.2 Densidad de la pulpa

Se calculó la densidad de la pulpa con la siguiente fórmula:

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

Dónde:

- ρ_p : Densidad de la pulpa
- ϕ_p : Porcentaje de solidos
- ρ_s : Densidad del sólido

Se decidió utilizar una densidad de sólidos del 25% en todos los ensayos, tal como se recomienda en la literatura especializada. Asimismo, la densidad de los sólidos corresponde a la densidad del material calculada previamente.

Al reemplazar los valores en la formula se obtuvo el siguiente resultado:

$$\rho_p = \frac{1}{0.25 \left(\frac{1}{2.73 \text{ g/cm}^3} - 1 \right) + 1}$$

$$\rho_p = 1.188 \text{ g/cm}^3$$

Mediante el cálculo de la densidad de la pulpa, se determinó la masa de sólidos en la misma utilizando la siguiente ecuación:

$$m_p = \rho_p \times V_p$$

Dónde:

m_p : Masa de sólidos en la pulpa

ρ_p : Densidad de la pulpa

V_p : Volumen de la pulpa

Se utilizó un volumen de pulpa de 1000 cm³ en las pruebas de flotación debido a que se realizaron en una celda de 1 litro. Al reemplazar los valores en la ecuación correspondiente, se obtuvo la masa de sólidos en la pulpa:

$$m_p = 1.188 \text{ g/cm}^3 * 1000 \text{ cm}^3$$

$$m_p = 1188.12 \text{ g}$$

La fracción de sólidos con la que se trabajó en las pruebas fue del 25%, correspondiendo el 75% restante al agua. Luego de realizar los cálculos necesarios, se determinó que para cada colector utilizado se necesitarían 297 g de material y 891 ml de agua. El peso para cada ensayo se puede observar en el anexo 14.

6.2.1.3 Preparación y dosificación de los reactivos utilizados.

- **Xantato Amilico de Potasio (Z - 6)**

El colector utilizado en el proyecto, conocido como Z-6 o Xantato Amílico de Potasio, se encuentra en estado sólido y se recomienda diluirlo en agua antes de su uso. La dosificación típica es de 10 a 100 gramos por tonelada, y se alimenta generalmente a una concentración del 10 al 20%. (Company, 1986)

Siguiendo las recomendaciones bibliográficas y realizando cálculos para los 297 gramos de material, se determinó que la concentración adecuada de Xantato Amílico de Potasio era de 0.119 mililitros. El colector se agregó durante el tiempo de acondicionamiento en cada prueba de flotación. Se puede observar el colector utilizado en las pruebas en el anexo 8.

- **Xantato Isopropílico de Sodio (Z - 11)**

El colector utilizado en el proyecto, conocido como Z-11 o Xantato Isopropilico de Sodio, se encuentra en estado sólido y se recomienda diluirlo en agua antes de su uso. La dosificación típica es de 10 a 100 gramos por tonelada, y se alimenta generalmente a una concentración del 10 al 20%. (Company, 1986)

Siguiendo las recomendaciones bibliográficas y realizando cálculos para los 297 gramos de material, se determinó que la concentración adecuada de Xantato Isopropílico de Sodio era de 0.119 mililitros. El colector se agregó durante el tiempo de acondicionamiento en cada prueba de flotación. Se puede observar el colector utilizado en las pruebas en el anexo 9.

- **Sulfato de Cobre (CuSO₄)**

Es un activador que sirve para recuperar oro libre. Se lo consigue en estado sólido granular. La dosificación usual del sulfato de cobre es de 100 – 2500 g/t; y el método usual de alimentación puede ser seco o en solución. (Company, 1986)

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 297 gramos de material la concentración de sulfato de cobre fue de 0.134 ml. Se puede observar el colector utilizado en las pruebas en el anexo 10.

- **Espumante ER-350**

El espumante es el que genera las burbujas, las cuales encapsulan el mineral de interés mediante el proceso de flotación. El espumante se lo consigue en estado líquido.

Siguiendo las recomendaciones bibliográficas y realizando cálculos para los 297 gramos de material, se determinó que la concentración adecuada de espumante ER-350 era de 0.089 mililitros. Se puede observar el espumante utilizado en las pruebas en el anexo 11.

- **Regulación de pH**

Se utilizó la Cal (CaO) como regulador de pH en las empresas debido a su bajo costo y fácil adquisición. La dosificación típica de la cal es de 250 - 2500 g/t, y generalmente se alimenta en seco. La cal se encuentra en forma de polvo. (Company, 1986)

Se decidió trabajar con un pH de 9 para los ensayos, lo que implicó la adición de aproximadamente 0,9 gramos de cal a la pulpa para lograr nuestro pH requerido. Se puede ver la cal utilizada en el anexo 12.

6.2.1.4 Porcentaje de pérdidas

Luego de sacar las muestras secas de los concentrados y relaves del horno, las pesamos y las guardamos en bolsas Ziploc para transportarlas al laboratorio de JV metals. Usando las mediciones de peso, pudimos calcular el porcentaje de pérdidas en cada prueba. En teoría, la masa de alimento que entra debería ser igual a la suma de las masas del concentrado y las colas. Sin embargo, a veces se pierde material en ambos debido a que se queda adherido en los equipos. Estas pérdidas son inferiores al 3%, lo que se considera un valor aceptable en el proceso

6.2.1.4.1 Pérdidas en ceda convencional con colector Xantato Amfílico de Potasio (Z-6)

Tabla 8. Alimento y pérdidas del material con Z-6.

Peso Alimento (g)	297,03	Material total de salida seco (g)	288,10
%	100	Pérdidas (g)	8,93
		%	3,01

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 8 se especifica que se introdujeron 297.03 gramos de alimento, lo que representó el 100% de la muestra. Después de recolectar el material, se obtuvieron 288.10 gramos, lo que resultó en una pérdida total del 3.01%. Esta cantidad se considera una pérdida permisible.

Tabla 9. Relación de peso y porcentaje de material flotado con Z-6.

Peso Concentrado	g	%
1 min	34.2	0.12
2,5 min	5.4	0.02
3,5 min	4.8	0.02
Colas	243.7	0.85
Total	288.1	1.00

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 9 se pueden observar los gramos retenidos en cada uno de los minutos de los ensayos, con un total de 288.1 gramos, que representa el 100% retenido con el xantato amílico de potasio (Z-6).

6.2.1.4.2 Perdidas en ceda convencional con colector Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)

Tabla 10. Alimento y perdidas del material con Z-11.

Peso Alimento (g)	297,03	Material total de salida seco (g)	285.4
%	100	Pérdidas (g)	11.63
		%	3,92

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 10 se especifica que se introdujeron 297,03 gramos de alimento, lo que representó el 100% de la muestra. Después de recolectar el material, se obtuvieron 285.4 gramos, lo que resultó en una pérdida total del 3.92%. Esta cantidad se considera una pérdida permisible.

Tabla 11. Relación de peso y porcentaje de material flotado con Z-11.

Peso Concentrado	g	%
1 min	39.8	0.14
2,5 min	5.4	0.02
3,5 min	4.5	0.02
Colas	235.7	0.83
Total	285.4	1.00

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 11 se pueden observar los gramos retenidos en cada uno de los minutos de los ensayos, con un total de 285.4 gramos, que representa el 100% retenido con el xantato Isopropilico de Sodio (Z-11).

6.2.1.4.3 Perdidas en ceda convencional con colector Sulfato de Cobre (CuSO4)

Tabla 12. Alimento y perdidas del material con CuSO4.

Peso Alimento (g)	297,03	Material total de salida seco (g)	288,20
%	100	Pérdidas (g)	8,83
		%	2.97

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 12 se especifica que se introdujeron 297,03 gramos de alimento, lo que representó el 100% de la muestra. Después de recolectar el material, se obtuvieron 288.20 gramos, lo que resultó en una pérdida total del 2.97%. Esta cantidad se considera una pérdida permisible.

Tabla 13. Relación de peso y porcentaje de material flotado con CuSO4.

Peso Concentrado	g	%
1 min	27.5	0.10
2,5 min	6.2	0.02
3,5 min	5.8	0.02
Colas	248.7	0.86
Total	288.2	1.00

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 13 se pueden observar los gramos retenidos en cada uno de los minutos de los ensayos, con un total de 288.2 gramos, que representa el 100% retenido con el Sulfato de Cobre (CuSO₄).

6.2.2 Análisis de los concentrados.

Los análisis que se presentan en la siguiente tabla corresponden a las muestras que fueron secadas previamente y enviadas al laboratorio para determinar su tenor de concentrado (tc). En el anexo 15 se pueden encontrar los valores correspondientes a los tenores de concentrado proporcionados por el laboratorio.

Tabla 14. Resultados de los análisis de concentrado realizados por el laboratorio JV Metals.

Nº Ensayo	Tenor de concentrado (Tc) (g/t)
1	30.55
2	15.50
3	16.68
4	4.08
5	17.67
6	14.95
7	6.19
8	3.68
9	9.65
10	7.09
11	6.54
12	5.50

Fuente: Elaboración propia.

La siguiente tabla presenta los datos obtenidos para cada colector, los cuales fueron utilizados para calcular la recuperación.

Tabla 15. Masa y tenor del concentrado con el colector Z-6.

	1 Ensayo	2 Ensayo	3 Ensayo	4 Ensayo
	1 Minuto	2,5 Minutos	3,5 Minutos	Colas o Relaves
Masa de Concentrado (g)	34.2	5.4	4.8	243.7
Tenor de Concentrado (g/t)	30.55	15.50	16.68	4.08

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 15 se detalla la masa obtenida en cada tiempo determinado durante el ensayo y los tenores del concentrado conseguidos por el laboratorio JV Metals para el Xantato Amílico de Potasio (Z-6).

Tabla 16. Masa y tenor del concentrado con el colector Z-11.

	5 Ensayo	6 Ensayo	7 Ensayo	8 Ensayo
	1 Minuto	2,5 Minutos	3,5 Minutos	Colas o Relaves
Masa de Concentrado (g)	39.8	5.4	4.5	235.7
Tenor de Concentrado (g/t)	17.67	14.95	6.19	3.68

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 16 se detalla la masa obtenida en cada tiempo determinado durante el ensayo y los tenores del concentrado conseguidos por el laboratorio JV Metals para el Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11).

Tabla 17. Masa y tenor del concentrado con el colector CuSO4

	9 Ensayo	10 Ensayo	11 Ensayo	12 Ensayo
	1 Minuto	2,5 Minutos	3,5 Minutos	Colas o Relaves
Masa de Concentrado (g)	27.5	6.2	5.8	248.7
Tenor de Concentrado (g/t)	9.65	7.09	6.54	5.50

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 17 se detalla la masa obtenida en cada tiempo determinado durante el ensayo y los tenores del concentrado conseguidos por el laboratorio JV Metals para el Sulfato de Cobre (CuSO4).

6.2.3 Análisis de Recuperación.

La fórmula previamente descrita se empleó para calcular la recuperación:

$$R = \frac{C * T_C}{A * T_A}$$

Dónde:

R: Recuperación del mineral.

C: Peso del concentrado.

T_c: Tenor del concentrado.

A: Peso del alimento.

T_a: Tenor del alimento.

Para determinar la recuperación del mineral, se requirió conocer la ley de cabeza o tenor de alimento (ta). Por lo tanto, se realizó un análisis que arrojó un resultado de 6.35 g/t, el cual se puede consultar en el anexo 3. Además, al detallar la fórmula, se determinó que la masa de alimento (A) es la cantidad de material utilizada en cada prueba, siendo esta de 297 g para todos los ensayos realizados. Tanto el tenor de alimento como la masa se mantuvieron constantes en todas las pruebas.

Tabla 18. *Peso y concentrado en la alimentación.*

	Xantato Amílico de Potasio (Z-6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO ₄)
Masa de Alimento (g)	297	297	297
Tenor de alimento (g/t)	6.35	6.35	6.35

Fuente: *Elaboración propia.*

- 1 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$R = \frac{(34.2 \text{ g}) * (30.55 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 55.39 \%$$

- 2 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 2,5 (Z – 6)

$$R = \frac{(5.4 \text{ g}) * (15.50 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 4.44 \%$$

- 3 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 3,5 (Z – 6)

$$R = \frac{(4.8 \text{ g}) * (16.68 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 4.24 \%$$

- 4 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio Relaves o Colas (Z – 6)

$$R = \frac{(243.7 \text{ g}) * (4.08 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 52.72 \%$$

- 5 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$R = \frac{(39.8 \text{ g}) * (17.67 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 37.29 \%$$

- 6 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2,5 (Z – 11)

$$R = \frac{(5.4 \text{ g}) * (14.95 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 4.28 \%$$

- 7 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3,5 (Z – 11)

$$R = \frac{(4.5 \text{ g}) * (6.19 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 1.48 \%$$

- 8 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio Relaves o colas (Z – 11)

$$R = \frac{(235.7 \text{ g}) * (3.68 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 45.99 \%$$

- 9 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO₄)

$$R = \frac{(27.5 \text{ g}) * (9.65 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 14.07 \%$$

- 10 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 2,5 (CuSO₄)

$$R = \frac{(6.2 \text{ g}) * (7.09 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 2.33 \%$$

- 11 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 3,5 (CuSO₄)

$$R = \frac{(5.8 \text{ g}) * (6.54 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 2.01 \%$$

- 12 Ensayo: Sulfato de Cobre Relaves o Colas (CuSO₄)

$$R = \frac{(248.7 \text{ g}) * (5.5 \text{ g/t})}{(297 \text{ g}) * (6.35 \text{ g/t})}$$

$$R = 72.52 \%$$

Tabla 19. Tabla de Recuperación por cada ensayo.

Tiempo (min)	Recuperación		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
1	55.39	37.29	14.07
2.5	4.44	4.28	2.33
3.5	4.24	1.48	2.01
Relaves o Colas	52.72	45.99	72.52

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 19 muestra la recuperación obtenida con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de recuperación expresados en porcentaje para cada uno.

6.2.4 Razón de Enriquecimiento.

La fórmula previamente descrita se empleó para calcular la Razón de Enriquecimiento:

$$R_E = \frac{T_c}{T_a}$$

RE: Razón de enriquecimiento.

Tc: Tenor del concentrado.

Ta: Tenor del alimento.

- 1 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$R_E = \frac{(30.55 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 4.81 \text{ g/t}$$

- 2 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 2,5 (Z – 6)

$$R_E = \frac{(15.5 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 2.44 \text{ g/t}$$

- 3 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 3,5 (Z – 6)

$$R_E = \frac{(16.68 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 2.63 \text{ g/t}$$

- 4 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio Relaves o Colas (Z – 6)

$$R_E = \frac{(4.08 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 0.64 \text{ g/t}$$

- 5 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$R_E = \frac{(17.67 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 2.78 \text{ g/t}$$

- 6 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2,5 (Z – 11)

$$R_E = \frac{(14.95 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 2.35 \text{ g/t}$$

- 7 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3,5 (Z – 11)

$$R_E = \frac{(6.19 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 0.97 \text{ g/t}$$

- 8 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio Relaves o colas (Z – 11)

$$R_E = \frac{(3.68 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 0.58 \text{ g/t}$$

- 9 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO4)

$$R_E = \frac{(9.65 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 1.52 \text{ g/t}$$

- 10 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 2,5 (CuSO4)

$$R_E = \frac{(7.09 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 1.12 \text{ g/t}$$

- 11 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 3,5 (CuSO4)

$$R_E = \frac{(6.54 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 1.03 \text{ g/t}$$

- 12 Ensayo: Sulfato de Cobre Relaves o Colas (CuSO4)

$$R_E = \frac{(5.5 \text{ g/t})}{(6.35 \text{ g/t})}$$

$$R_E = 0.87 \text{ g/t}$$

Tabla 20. Tabla de Razón de Enriquecimiento por cada ensayo

Tiempo (min)	Razón de Enriquecimiento		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
1	4.81	2.78	1.52
2.5	2.44	2.35	1.12
3.5	2.63	0.97	1.03
Relaves o Colas	0.64	0.58	0.87

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 20 muestra la razón de enriquecimiento obtenida con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de razón de enriquecimiento expresados en gramos por tonelada para cada uno de los tiempos.

6.2.5 Razón de Concentración.

La fórmula previamente descrita se empleó para calcular la Razón de Concentración:

$$R_c = \frac{A}{C}$$

Donde:

RC: Razón de concentración.

A: Flujo másico de sólidos en alimentación.

C: Flujo de sólidos en el concentrado.

- 1 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(34.2 \text{ g})}$$

$$R_c = 8.69 \text{ g}$$

- 2 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 2,5 (Z – 6)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(5.4 \text{ g})}$$

$$R_c = 55.01 \text{ g}$$

- 3 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 3,5 (Z – 6)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(4.8 \text{ g})}$$

$$R_c = 61.88 \text{ g}$$

- 4 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio Relaves o Colas (Z – 6)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(243.7 \text{ g})}$$

$$R_c = 1.22 \text{ g}$$

- 5 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(39.8 \text{ g})}$$

$$R_c = 7.46 \text{ g}$$

- 6 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2,5 (Z – 11)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(5.4 \text{ g})}$$

$$R_c = 55.01 \text{ g}$$

- 7 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3,5 (Z – 11)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(4.5 \text{ g})}$$

$$R_c = 66.01 \text{ g}$$

- 8 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio Relaves o colas (Z – 11)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(235.7 \text{ g})}$$

$$R_c = 1.26 \text{ g}$$

- 9 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO₄)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(27.5 \text{ g})}$$

$$R_c = 10.80 \text{ g}$$

- 10 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 2,5 (CuSO₄)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(6.2 \text{ g})}$$

$$R_c = 47.91 \text{ g}$$

- 11 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 3,5 (CuSO₄)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(5.8 \text{ g})}$$

$$R_c = 51.21 \text{ g}$$

- 12 Ensayo: Sulfato de Cobre Relaves o Colas (CuSO₄)

$$R_c = \frac{(297.03 \text{ g})}{(248.7 \text{ g})}$$

$$R_c = 1.19 \text{ g}$$

Tabla 21. Tabla de Razón de Concentración por cada ensayo

Tiempo (min)	Razón de concentración		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
1	8.69	7.46	10.80
2.5	55.01	55.01	47.91
3.5	61.88	66.01	51.21
Relaves o Colas	1.22	1.26	1.19

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 21 muestra la razón de concentración obtenida con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de razón de concentración expresados en gramos para cada uno.

6.2.6 Análisis de Relaves o Colas.

La fórmula previamente descrita se empleó para calcular los análisis de Relaves o Colas:

$$t_t = \frac{(A * ta) - (C * tc)}{T}$$

Dónde:

t_t = Concentración de oro en colas

A = Peso del alimento

ta = Tenor de Alimento

C = Peso del concentrado

tc = Tenor del Concentrado

T = Masa de Colas

- 1 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (34.2 \text{ g} * 30.55 \text{ g/t})}{243.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 3.45 \text{ g/t}$$

- 2 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 2,5 (Z – 6)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (5.4 \text{ g} * 15.5 \text{ g/t})}{243.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.40 \text{ g/t}$$

- 3 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 3,5 (Z – 6)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (4.8 \text{ g} * 16.88 \text{ g/t})}{243.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.41 \text{ g/t}$$

- 4 Ensayo: Xantato Amílico de Potasio Relaves o Colas (Z – 6)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (243.7 \text{ g} * 4.08 \text{ g/t})}{243.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 3.66 \text{ g/t}$$

- 5 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (39.8 \text{ g} * 17.67 \text{ g/t})}{235.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 5.02 \text{ g/t}$$

- 6 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2,5 (Z – 11)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (5.4 \text{ g} * 14.95 \text{ g/t})}{235.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.66 \text{ g/t}$$

- 7 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3,5 (Z – 11)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (4.5 \text{ g} * 6.19 \text{ g/t})}{235.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.88 \text{ g/t}$$

- 8 Ensayo: Xantato Isopropílico de Sodio Relaves o colas (Z – 11)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (235.7 \text{ g} * 3.68 \text{ g/t})}{235.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 4.32 \text{ g/t}$$

- 9 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO4)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (27.5 \text{ g} * 9.65 \text{ g/t})}{248.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 6.52 \text{ g/t}$$

- 10 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 2,5 (CuSO4)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (6.2 \text{ g} * 7.09 \text{ g/t})}{248.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.41 \text{ g/t}$$

- 11 Ensayo: Sulfato de Cobre en el minuto 3,5 (CuSO4)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (5.8 \text{ g} * 6.54 \text{ g/t})}{248.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 7.43 \text{ g/t}$$

- 12 Ensayo: Sulfato de Cobre Relaves o Colas (CuSO4)

$$t_t = \frac{(297.03 \text{ g} * 6.35 \text{ g/t}) - (248.7 \text{ g} * 5.5 \text{ g/t})}{248.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 2.08 \text{ g}$$

Tabla 22. Tabla de Relaves o Colas por cada ensayo

Tiempo (min)	Relaves o Colas		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
1	3.45	5.02	6.52
2.5	7.40	7.66	7.41
3.5	7.41	7.88	7.43
Relaves o Colas	3.66	4.32	2.08

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 22 muestra los resultados de relaves o colas obtenidas con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de relaves expresados en gramos para cada uno.

6.2.7 Recuperación Ideal.

La fórmula previamente descrita se empleó para calcular los análisis de Relaves o Colas:

$$R_i = \left[\frac{ta - tc}{tc - tt} \right] * \frac{tc}{ta}$$

Donde:

- R(i): Recuperación ideal (%).
- ta: Tenor de alimento.
- tc: Tenor de Concentrado.
- tt: Tenor de Colas o Relaves.

Se llevó a cabo una recuperación ideal utilizando el colector Z-6 en un rango de tiempo de 0 a 3,5. Utilizamos tres tiempos diferentes para realizar los ensayos y se interpoló el resto de los tiempos para obtener resultados precisos en esos momentos.

- 1 Tiempo: Xantato Anfílico de Potasio en el minuto 0 (Z – 6)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Xantato Anfílico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}}{30.55 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}} \right] * \frac{30.55 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.413 \%$$

- 3 Tiempo: Xantato Anfílico de Potasio en el minuto 2.5 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}}{28.497 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}} \right] * \frac{28.497 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.417 \%$$

- 4 Tiempo: Xantato Anfílico de Potasio en el minuto 3.5 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}}{27.190 \text{ g/t} - 4.08 \text{ g/t}} \right] * \frac{27.190 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.421 \%$$

Se llevó a cabo una recuperación ideal utilizando el colector Z-11 en un rango de tiempo de 0 a 3,5. Utilizamos tres tiempos diferentes para realizar los ensayos y se interpoló el resto de los tiempos para obtener resultados precisos en esos momentos.

- 1 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 0 (Z – 11)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}}{17.67 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}} \right] * \frac{17.67 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.531 \%$$

- 3 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2.5 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}}{17.345 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}} \right] * \frac{17.345 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.534 \%$$

- 4 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3.5 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}}{16.335 \text{ g/t} - 3.68 \text{ g/t}} \right] * \frac{16.335 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.543 \%$$

Se llevó a cabo una recuperación ideal utilizando el colector CuSO4 en un rango de tiempo de 0 a 3,5. Utilizamos tres tiempos diferentes para realizar los ensayos y se interpoló el resto de los tiempos para obtener resultados precisos en esos momentos.

- 1 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 0 (CuSO4)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO4)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}}{9.65 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}} \right] * \frac{9.65 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.311 \%$$

- 3 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 2.5 (CuSO4)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}}{9.170 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}} \right] * \frac{9.170 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.334 \%$$

- 4 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 3.5 (CuSO4)

$$R_i = \left[\frac{6.35 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}}{8.790 \text{ g/t} - 5.5 \text{ g/t}} \right] * \frac{8.790 \text{ g/t}}{6.35 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.358 \%$$

Tabla 23. Recuperación Ideal del Concentrado.

Tiempo (min)	Recuperación Ideal del Concentrado		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
0	0	0	0
1	0.413	0.531	0.311
2.5	0.417	0.534	0.334
3.5	0.421	0.543	0.358

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 23 muestra la recuperación ideal del concentrado obtenida con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de recuperación expresados en porcentaje para cada uno.

De igual manera, se efectuó la recuperación ideal de la ganga siguiendo los mismos parámetros utilizados en los cálculos previamente mencionados.

- 1 Tiempo: Xantato Amílico de Potasio en el minuto 0 (Z – 6)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Xantato Amflico de Potasio en el minuto 1 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}}{69.450 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}} \right] * \frac{69.450 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.128 \%$$

- 3 Tiempo: Xantato Amflico de Potasio en el minuto 2.5 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}}{71.503 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}} \right] * \frac{71.503 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.142 \%$$

- 4 Tiempo: Xantato Amflico de Potasio en el minuto 3.5 (Z – 6)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}}{72.810 \text{ g/t} - 98.692 \text{ g/t}} \right] * \frac{72.810 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.151 \%$$

Se llevó a cabo una recuperación ideal utilizando el colector Z-11 en un rango de tiempo de 0 a 3,5. Utilizamos tres tiempos diferentes para realizar los ensayos y se interpoló el resto de los tiempos para obtener resultados precisos en esos momentos.

- 1 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 0 (Z – 11)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 1 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}}{82.330 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}} \right] * \frac{82.330 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.263 \%$$

- 3 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 2.5 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}}{82.655 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}} \right] * \frac{82.655 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.270 \%$$

- 4 Tiempo: Xantato Isopropílico de Sodio en el minuto 3.5 (Z – 11)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}}{83.665 \text{ g/t} - 98.495 \text{ g/t}} \right] * \frac{83.665 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.292 \%$$

Se llevó a cabo una recuperación ideal utilizando el colector CuSO₄ en un rango de tiempo de 0 a 3,5. Utilizamos tres tiempos diferentes para realizar los ensayos y se interpoló el resto de los tiempos para obtener resultados precisos en esos momentos.

- 1 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 0 (CuSO₄)

$$R_i = 0 \%$$

- 2 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 1 (CuSO₄)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}}{90.350 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}} \right] * \frac{90.350 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.568 \%$$

- 3 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 2.5 (CuSO4)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}}{90.830 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}} \right] * \frac{90.830 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.608 \%$$

- 4 Tiempo: Sulfato de Cobre en el minuto 3.5 (CuSO4)

$$R_i = \left[\frac{93.65 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}}{91.210 \text{ g/t} - 98.382 \text{ g/t}} \right] * \frac{91.210 \text{ g/t}}{93.65 \text{ g/t}}$$

$$R_i = 0.643$$

Tabla 24. Recuperación Ideal de la Ganga.

Tiempo (min)	Recuperación Ideal de Ganga		
	Xantato Amílico de Potasio (Z – 6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
0	0	0	0
1	0.128	0.263	0.568
2.5	0.142	0.270	0.608
3.5	0.151	0.292	0.643

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 24 muestra la recuperación ideal de ganga obtenida con cada uno de los reactivos utilizados, indicando los resultados de recuperación expresados en porcentaje para cada uno.

6.2.8 Cinética de Flotación.

Podemos determinar la velocidad de flotación de las partículas de la mena de mineral aurífero y la ganga, como los silicatos o sulfuros, mediante el análisis de la cinética de flotación. Esta velocidad se obtuvo a partir de las curvas de recuperación, que se extienden hasta el infinito, y se calcula utilizando la ecuación descrita en el capítulo anterior. Luego, se representó la cinética de flotación del concentrado (K_c) y la cinética de flotación de la ganga (K_g) en relación con el modelo de García-Zúñiga. La cual se presenta los cálculos obtenidos en la tabla 25.

Tabla 25. Resultados de Cinética de Flotación aplicando el modelo de García - Zúñiga.

Tipo de Colector	Porcentaje de Solidos	Cinética		
		K_c	K_g	Unidad
Xantato Amílico de Potasio (Z6)	25 %	0.7191	0.7336	min ⁻¹
Xantato Isopropílico de Sodio (Z11)	25 %	0.9852	0.8477	min ⁻¹
Sulfato de Cobre (CuSO4)	25 %	1.1789	1.0837	min ⁻¹

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26. Cinética de Flotación con colector Xantato Amílico de Potasio (Z-6)

Tiempo	Au	Ganga	
min	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	$\ln[1-R(t)/R(\infty)]$	
0	0	0	
1	-2,77554480	-1,605165602	-2,7755448
1,5	-2,8335160	-1,758674594	-2,833516
2	-2,89505580	-1,940098478	-2,895056
2,5	-2,96063254	-2,16189703	-3,0376550
3	-3,037654971	-2,482720066	-3,0376550
3,5	-3,121108647	-2,9294068	-3,1211086

Concentrado	Rinf (Au)	0,440
Ganga	Rinf (Silicato)	0,16

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 26 de resultados del Xantato Amflico de Potasio, donde se mantuvo constante el porcentaje de sólidos, se observa una constante cinética Kc de 0.7191 y un coeficiente de distribución Kg de 0.7336. Al mencionar la constante cinética, se hace referencia al índice metalúrgico de recuperación, el cual indica que a medida que aumenta la recuperación, disminuye la selectividad. Es importante tener esto en cuenta.

Tabla 27. Cinética de Flotación con colector Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)

Tiempo	Au	Ganga	
min	ln[1-R(t)/R(∞)]	ln[1-R(t)/R(∞)]	
0	0	0	
1	-3,36946765	-2,10589269	-3,3694676
1,5	-3,4169093	-2,16673681	-3,41690929
2	-3,46671423	-2,23152415	-3,466714
2,5	-3,51913031	-2,30080146	-3,5191303
3	-3,843919014	-2,92083929	-3,8439190
3,5	-4,328002478	-3,60636616	-4,3280025

Concentrado	Rinf (Au)	0,550
Ganga	Rinf (Silicato)	0,30

Fuente: Elaboración propia.

De la tabla 27 se puede notar que la constante cinética del concentrado es de 0.9852 y la de la ganga es de 0.8477. Es evidente que, al mantener constante la cinética en los ensayos, se obtuvo una recuperación satisfactoria en el tiempo establecido y un enriquecimiento adecuado.

Tabla 28. Cinética de Flotación con Sulfato de Cobre (CuSO₄)

Tiempo	Au	Ganga	
min	ln[1-R(t)/R(∞)]	ln[1-R(t)/R(∞)]	
0	0	0	
1	-1,99962022	-2,075100241	-1,9996202
1,5	-2,1724091	-2,250268873	-2,172409074
2	-2,38142183	-2,462778063	-2,381422
2,5	-2,64598744	-2,732983715	-2,6459874
3	-3,250509418	-3,324821968	-3,2505094
3,5	-5,024686596	-4,476828245	-5,0246866

Concentrado	Rinf (Au)	0,360
Ganga	Rinf (Silicato)	0,65

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 28 muestra que la constante cinética del concentrado es de 1.1789 y la de la ganga es de 1.0837. Se puede observar que, en el primer minuto, la cinética de flotación es menor, lo que indica una recuperación más baja y un enriquecimiento mayor. Sin embargo, a medida que transcurre el tiempo, la recuperación aumenta y el enriquecimiento disminuye, como se puede notar en la tabla.

6.2.9 Resultados experimentales.

La tabla que se presenta a continuación detalla los resultados de recuperación en el tiempo, obtenidos mediante los ensayos realizados en los capítulos anteriores. Se tomaron mediciones desde el minuto 0 hasta el minuto 3.5 para evaluar la evolución de la recuperación a lo largo del tiempo.

Tabla 29. Resultados de Recuperación en el Tiempo.

Resultados de Recuperación en %					
Tipo	Tiempo	Recuperación (%)	Tipo	Tiempo	Recuperación (%)
Au (Z6)	0 min	0.000	Ganga	0 min	0.000
	1 min	0.413		1 min	0.128
	1.5 min	0.414		1.5 min	0.132
	2 min	0.416		2 min	0.137
	2.5 min	0.417		2.5 min	0.142
	3 min	0.419		3 min	0.147
	3.5 min	0.421		3.5 min	0.151
Au (Z11)	0 min	0.000	Ganga	0 min	0.000
	1 min	0.531		1 min	0.263
	1.5 min	0.532		1.5 min	0.266
	2 min	0.533		2 min	0.268
	2.5 min	0.534		2.5 min	0.270
	3 min	0.538		3 min	0.284
	3.5 min	0.543		3.5 min	0.292
Au (CuSO4)	0 min	0.000	Ganga	0 min	0.000
	1 min	0.311		1 min	0.568
	1.5 min	0.319		1.5 min	0.582
	2 min	0.327		2 min	0.595
	2.5 min	0.334		2.5 min	0.608
	3 min	0.346		3 min	0.627
	3.5 min	0.358		3.5 min	0.643

Fuente: Elaboración propia.

6.3 Cumplimiento del tercer objetivo.

6.3.1 Análisis de Resultados.

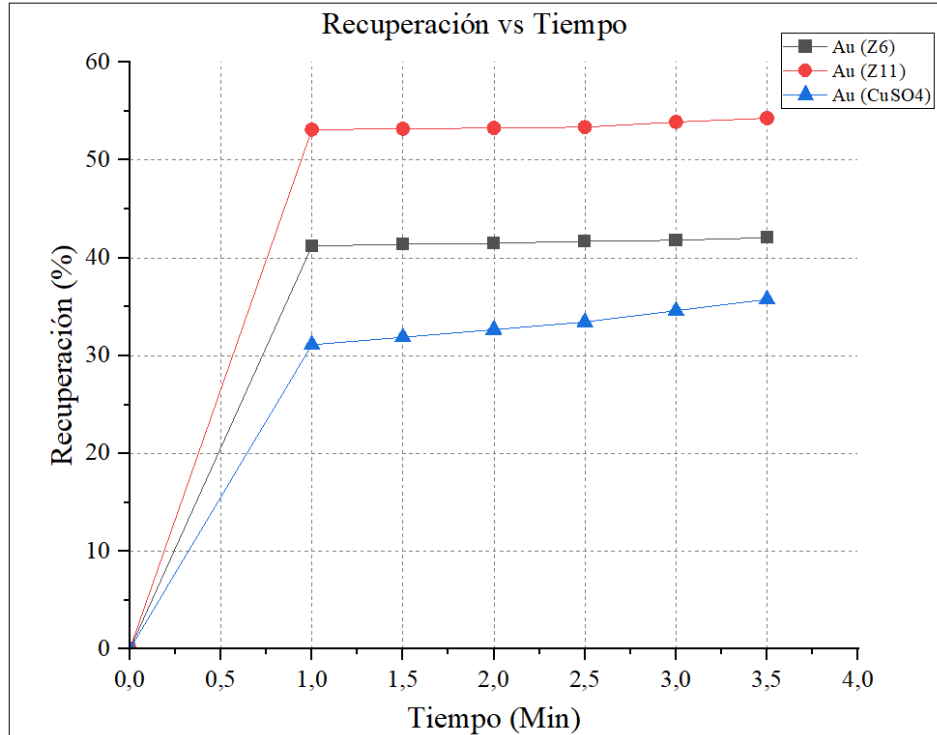
Las figuras que se presentan a continuación se observa los resultados de la recuperación, como el enriquecimiento, además de la cinética de flotación en el concentrado y en la ganga que se desarrollaron a partir de las tablas expuestas anteriormente.

En la celda de flotación, se observó que el colector xantato amfílico de potasio produjo una mayor recuperación, mientras que el sulfato de cobre resultó en una concentración muy baja. En las celdas de flotación tradicionales, el enriquecimiento se mantiene constante a lo largo del tiempo, lo que es ventajoso en una planta donde controlar el tiempo de concentración es difícil y se requieren tiempos prolongados para lograr la recuperación. Sin embargo, el enriquecimiento disminuye a medida que transcurre el tiempo, como se observó con los tres colectores utilizados.

Mediante el modelo de García-Zúñiga y manteniendo constante el porcentaje de sólidos, se obtuvo la cinética de flotación en el concentrado y la ganga. Se observó que la cinética disminuyó gradualmente con el tiempo, lo que está relacionado con la recuperación. A medida que las constantes aumentan, la cinética de recuperación también aumenta.

6.3.1.1 Resultados de Recuperación en el tiempo.

Figura 32. Comparación de resultados con curvas de recuperación vs tiempo.



Fuente: Elaboración propia.

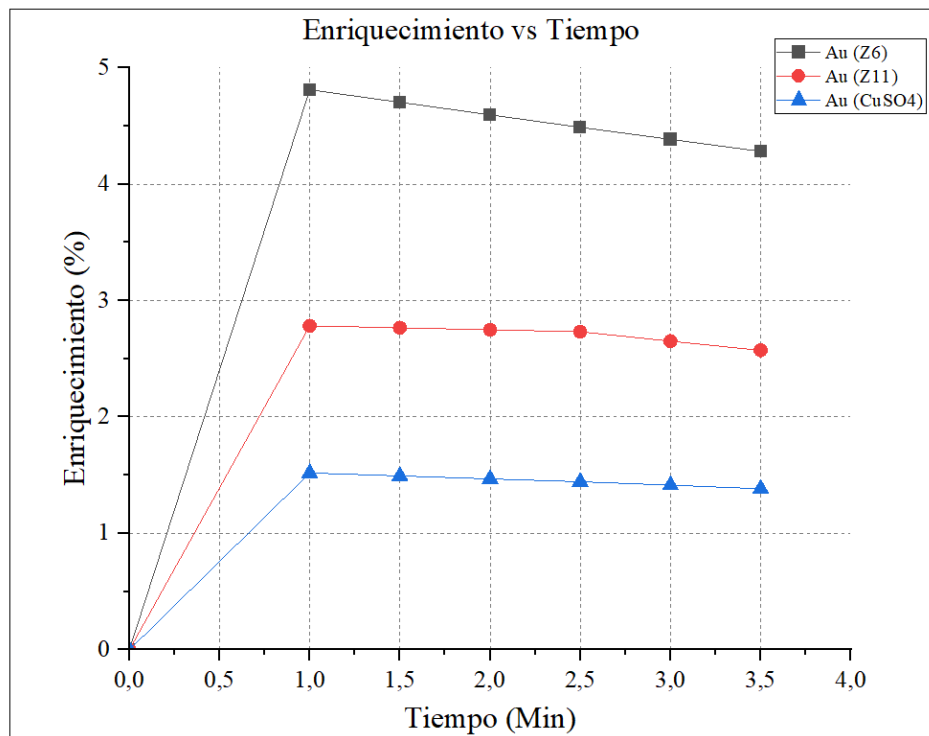
En la gráfica 36 se observa que el xantato isopropílico de sodio produjo la mayor recuperación, lo que indica que fue el colector más recomendado, con una recuperación del 54%. El xantato amílico de potasio fue el segundo colector más efectivo con una recuperación del 42%, mientras que el sulfato de cobre tuvo una recuperación del 35%. Sin embargo, todas las gráficas muestran una tendencia creciente en la recuperación, lo que sugiere una recuperación constante debido a que la celda convencional funciona como una flotación Rougher, lo que significa que el material se concentra en la primera flotación.

Este comportamiento es consistente con la teoría de que cuanto menor sea el porcentaje de sólidos, mayor será la recuperación posible. La granulometría también es un aspecto importante para considerar, ya que una granulometría más fina puede aumentar la recuperación en la escala de laboratorio.

En flotación, la recuperación se refiere a la cantidad de material que ingresa con respecto al material que sale. Una recuperación del 100% indica una inadecuada selectividad, lo que se produce cuando se realizan flotaciones durante tiempos prolongados o con exceso de colectores, lo que provoca que todo el material sea hidrofóbico.

6.3.1.2 Resultados de Enriquecimiento en el tiempo.

Figura 33. Comparación de resultados con curvas de enriquecimiento vs tiempo.



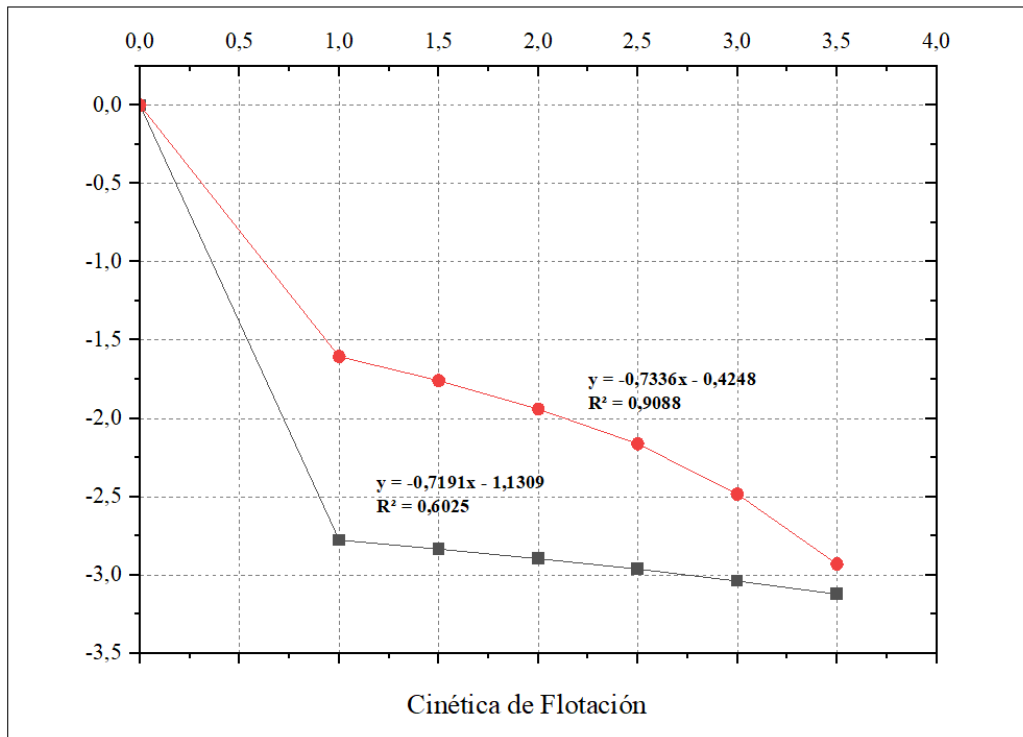
Fuente: Elaboración propia.

La selectividad o la cantidad de material de interés obtenido durante el proceso de flotación se refleja en la razón de enriquecimiento. En la figura 37, se observa que el Xantato Amílico de Potasio tiene un alto enriquecimiento inicial, pero disminuye con el tiempo. El Xantato Isopropílico de Sodio mantiene su enriquecimiento hasta el minuto 2,5, y luego comienza a disminuir, mientras que el sulfato de cobre mantiene su enriquecimiento constante. Si se aplica esto en una planta de beneficio, se recomienda recuperar el mineral en un tiempo corto ya que el

enriquecimiento disminuye mientras más tiempo se mantiene en la celda. Por lo tanto, un tiempo de concentración más corto resultará en un mayor enriquecimiento.

6.3.1.3 Resultados de Cinética de Flotación con Xantato Amílico de Potasio (Z6).

Figura 34. Gráfica de la cinética de flotación con Xantato Amílico de Potasio (Z6)



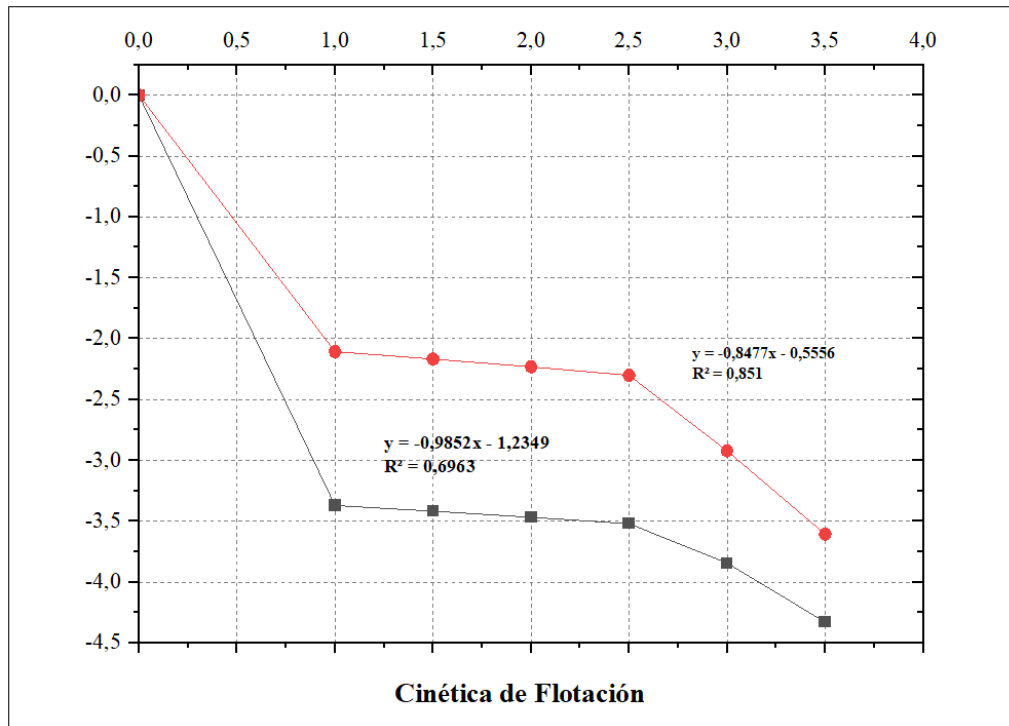
Fuente: Elaboración propia.

La figura 38 muestra que en la celda con un porcentaje de sólidos del 25%, se obtiene una constante cinética (K_c) de $0,7191 \text{ min}^{-1}$ y una constante de ganga (K_g) de $0,7336 \text{ min}^{-1}$, cuando se utiliza un tiempo óptimo de flotación de $0,652$ minutos.

En planta que busca maximizar la recuperación del concentrado y evitar la inclusión de ganga el tiempo es de $1,303$. Sin embargo, después de este tiempo, se observa una disminución en el enriquecimiento del concentrado, como se muestra en la figura 37.

6.3.1.4 Resultados de Cinética de Flotación con Xantato Isopropílico de Sodio (Z11).

Figura 35. Gráfica de la cinética de flotación con Xantato Isopropílico de Sodio (Z11)



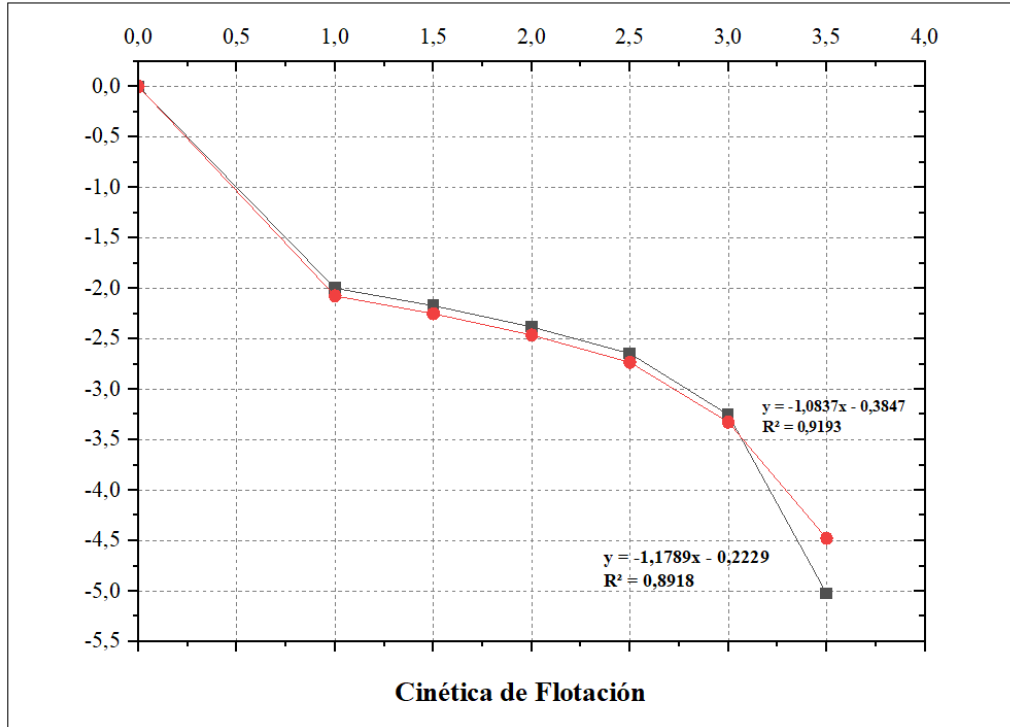
Fuente: Elaboración propia.

La figura 39 revela que la celda convencional con un 25% de sólidos produjo una constante cinética (K_c) de $0,9852 \text{ min}^{-1}$ y una constante de ganga (K_g) de $0,8477 \text{ min}^{-1}$, con un tiempo óptimo de flotación de $0,127$ minutos. Después de este tiempo, se observa que el enriquecimiento se mantiene constante hasta el minuto 3, momento en el que comienza a disminuir, cuando se utiliza el Xantato Isopropílico de Sodio (Z11).

Para lograr una mejor calidad en la recuperación en la planta, se ha determinado que el tiempo óptimo de flotación es de $0,253$ minutos, después del cual se debe evitar la inclusión de la ganga en el concentrado.

6.3.1.5 Resultados de Cinética de Flotación con Sulfato de Cobre (CuSO4).

Figura 36. Gráfica de la cinética de flotación con Sulfato de Cobre (CuSO4)



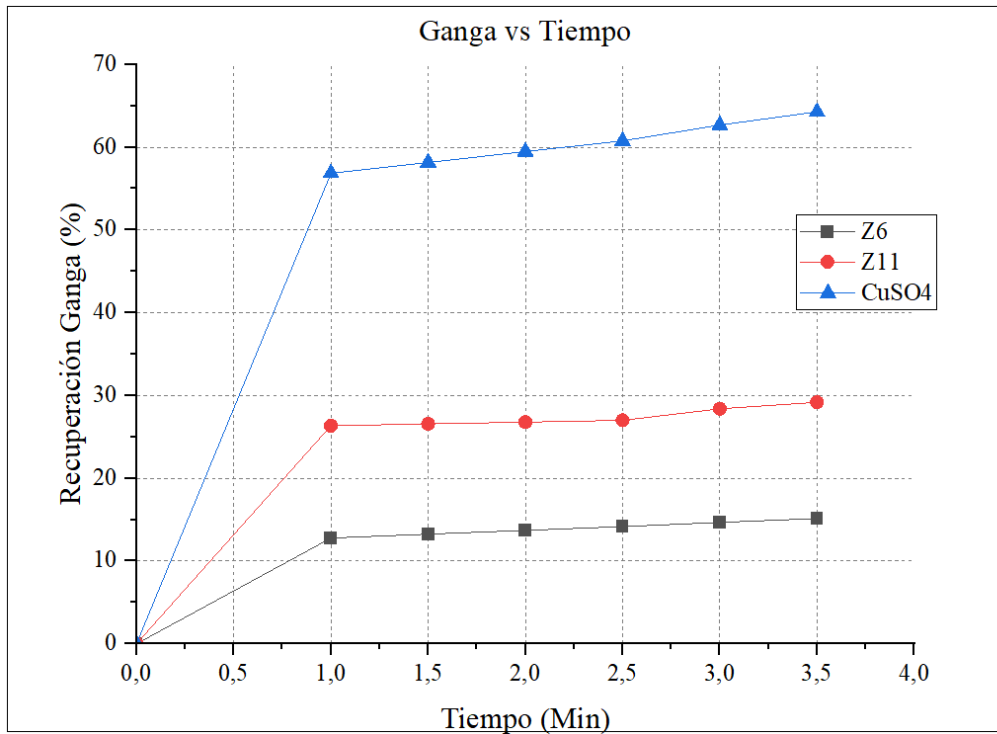
Fuente: Elaboración propia.

La celda que contiene un 25% de sólidos exhibe una constante cinética (K_c) de 1.1789 min^{-1} y una constante de ganga (K_g) de 1.0837 min^{-1} , según se puede observar en la figura 40 con un tiempo óptimo de 0.119 minutos manteniéndose constante el enriquecimiento hasta el minuto 3,5 y después comienza a disminuir, tal como se muestra en la figura 36.

Para lograr una recuperación óptima del concentrado y evitar la inclusión de ganga en el mismo, se ha determinado que el tiempo óptimo de flotación es de 0.239 minutos en planta.

6.3.1.6. Resultados de Recuperación en el tiempo de la ganga.

Figura 37. Comparación de resultados con curvas de ganga vs tiempo



Fuente: Elaboración propia.

Durante el proceso de flotación de minerales, la ganga, que es el mineral sin valor, y la mena, que es el mineral de interés económico a extraer, están estrechamente relacionados. Para analizar la ganga en el proceso de flotación, se debe considerar la cantidad de reactivos utilizados, el porcentaje de sólidos y los tiempos de flotación.

En la figura 41 se puede observar que a medida que transcurre más tiempo, la recuperación de ganga aumenta. Se ha obtenido una recuperación de ganga del 64% con el uso de Sulfato de Cobre, que es la más alta, mientras que con el Xantato Isopropílico de Sodio se ha obtenido una recuperación de ganga del 30%. El Xantato Amílico de Potasio ha producido la recuperación más baja, con solo un 15% de recuperación de ganga. En cuanto al enriquecimiento de la ganga, se mantiene constante a lo largo del tiempo.

6.3.1.7 Determinación de tiempos óptimos.

Se puede establecer constantes como K_c o K_{H-Fobo} y K_g o K_{H-Filo} para la cinética de concentrado y de ganga con el fin de determinar los ensayos de cinética de flotación. Utilizando un modelo matemático, se puede calcular el tiempo óptimo de flotación para diferentes colectores en el proceso de flotación. Además, se puede determinar el tiempo óptimo de flotación industrial que se puede aplicar en la planta.

El tiempo óptimo de flotación se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$t_{op} = \left(\frac{1}{k_{HFOBO} - k_{HFILO}} \right) * Ln \left(\frac{R_{\infty HFOBO} * k_{HFOBO}}{R_{\infty HFILO} * k_{HFILO}} \right)$$

- **Tiempo óptimo para el Xantato Amílico de Potasio.**

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.7191 - 0.7336} \right) * Ln \left(\frac{0.440 * 0.7191}{0.16 * 0.7336} \right)$$

$$t_{op} = 0.652 \text{ min}$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.652$$

$$\tau_{industrial} = 1.303 \text{ Min}$$

- **Tiempo óptimo para el Xantato Isopropílico de Sodio.**

$$t_{op} = \left(\frac{1}{0.9852 - 0.8477} \right) * Ln \left(\frac{0.550 * 0.9852}{0.3 * 0.8477} \right)$$

$$t_{op} = 0.127 \text{ min}$$

$$\tau_{industrial} = 2 * 0.127$$

$$\tau_{\text{industrial}} = 0.253 \text{ min}$$

- **Tiempo óptimo para el Sulfato de Cobre.**

$$t_{op} = \left(\frac{1}{1.179 - 1.0837} \right) * \text{Ln} \left(\frac{0.360 * 1.179}{0.65 * 1.0837} \right)$$

$$t_{op} = 0.119 \text{ min}$$

$$\tau_{\text{industrial}} = 2 * 0.119$$

$$\tau_{\text{industrial}} = 0.239 \text{ min}$$

Tabla 30. Tiempos óptimos de flotación.

Tiempos Óptimos		
Xantato Amílico de Potasio (Z6)	Xantato Isopropílico de Sodio (Z11)	Sulfato de Cobre (CuSO4)
0.652 min	0.127 min	0.253 min
Tiempos Industriales		
1.303 min	0.253 min	0.239 min

Fuente: Elaboración propia.

El tercer objetivo se enfocó en analizar los resultados obtenidos del segundo objetivo, el cual permito determinar si el porcentaje de sólidos afectaría la recuperación del mineral de interés, en este caso el oro. Se realizó un análisis detallado de los resultados obtenidos y se encontró que mantener un porcentaje de sólidos constante en la pulpa no era práctico, ya que no se lograba la recuperación de mineral esperada.

Después de varias pruebas, se logró una recuperación máxima del 54 % de oro utilizando xantato isopropílico de sodio, con una constante de pulpa de 25%, dicha constante no es suficiente para lograr una recuperación eficiente del oro de acuerdo con su ley. Por lo que se concluyó que era necesario ajustar el porcentaje de solidos para mejorar la recuperación de mineral que en la relación de menor cantidad de solidos es mayor recuperación a mayor cantidad de solidos es menor recuperación, para posteriormente aumentar la rentabilidad en la recuperación.

7. Discusión

7.1 Discusión del primer objetivo.

La caracterización del material obtenido de la veta San Salvador es un paso decisivo para evaluar su ley. Se realizó un análisis por difracción de rayos X el cual determino la composición química y la estructura mineralógica del material. En esta caracterización se encuentra la presencia de los siguientes elementos: silicio al 47,48%, aluminio al 12,31%, calcio al 8,006%, magnesio al 6,55% y azufre al 4,37% en muestras crudas. Del mismo modo se encontraron minerales como el cuarzo con una concentración de 48.3% Dolomita con 42,7% y Pirita con un 3.8% Y por el método de ensayo al fuego en la muestra que se recolecto se determinó que el porcentaje de oro fue de 6,35 gramos por tonelada.

En este sentido, es importante comparar los resultados obtenidos en esta característica con otros estudios relacionados con el área minera. En una tesis realizada por (Salazar Paspuezán, 2017), se realizaron análisis químicos y mineralógicos a muestras de oro del mismo sitio de Ponce Enríquez en la región polimetálica aurífera de Bella Rica. Los resultados mostraron la presencia de minerales de oro, plata y sulfuros como pirita y calcopirita. También se encontraron minerales como Arsenopirita con un 30%, cuarzo con un 24% Calcopirita con 9% y galena con 7%. Siendo estos resultados similares a los presentados en la presente investigación debido a la misma geología que se presenta en el cantón y la presencia de los minerales en el área de Ponce Enríquez.

Luego de esta comparación me permitió determinar que en la zona se encuentra una veta polimetálica la cual se encuentra oro, plata y sulfuros dentro de esta estructura geológica, también nos demuestra que esta es una veta rica en minerales preciosos por su alta ley.

7.2 Discusión del segundo objetivo.

En el caso de la veta analizada en el presente trabajo investigativo, se encontró que la mejor cinética de flotación fue con el reactivo Xantato amílico de potasio, lo que dio un muy buen tiempo óptimo de flotación con un tiempo óptimo de 0.652 y un buen enriquecimiento mineral el cual disminuyo gradualmente con el tiempo de acuerdo con los ensayos detallados en el capítulo anterior.

Realizando una comparación entre los reactivos utilizados, el xantato amílico de potasio y el xantato de isopropilo de sodio, el cual se pudo demostrar en los cálculos y las gráficas

anteriormente expuestas, el xantato isopropílico de potasio mantiene su nivel de enriquecimiento en el tiempo disminuyendo gradualmente hasta el minuto 2,5 el cual sería el tiempo máximo de recuperación ya que el tiempo óptimo para flotar este material fue de 0,127 y luego comienza a tener un descenso abrupto, lo que nos hace entender que el proceso de flotación adecuado de este material con este colector es demasiado corto para un óptima recuperación y enriquecimiento.

La cinética de flotación de la celda puede verse influenciada por factores como la composición mineralógica de los minerales, las partículas, la presencia de impurezas y la calidad del agua utilizada en el proceso de flotación.

El estudio titulado “Características y evaluación de la cinética de flotación de minerales sulfurados de cobre en tanques de flotación de laboratorio” se realizó para describir y evaluar la cinética de flotación de minerales sulfurados de cobre en tanques de flotación de laboratorio. Los resultados muestran que la cinética de flotación depende del tipo de mineral, pH de la pulpa, dosis de recolección y velocidad de agitación conforme lo he podido demostrar a través de los cálculos y análisis presentados en este trabajo investigativo.

7.3 Discusión del tercer objetivo.

El porcentaje de sólidos en el proceso de flotación de minerales es un factor crucial que afecta profundamente la recuperación del mineral deseado. Aunque mantener el porcentaje constante puede parecer una buena idea, el estudio de (Monteros Quichimbo & Ramón Patiño, 2022) muestra que una menor concentración de sólidos puede resultar una mayor recuperación tanto en el concentrado como en la ganga.

De acuerdo a los datos obtenidos en mi investigación se tiene una concentración menor o igual al 25% de sólidos lo que permite contrastar con lo señalado en el estudio realizado por (Monteros Quichimbo & Ramón Patiño, 2022) debido a que esta menor concentración de sólidos favorece a mi proceso en la dispersión de partículas minerales en la pulpa, lo que permite que más partículas sean absorbidas por burbujas de aire y floten hacia la pulpa, un mayor contenido de sólidos puede conducir a una menor concentración tanto en el concentrado como en la ganga. Sin embargo, un proceso con un mayor contenido de sólidos puede ser más selectivo y producir un concentrado con mayor enriquecimiento.

Se debe considerar cuidadosamente el impacto del porcentaje de sólidos en la recuperación del mineral objetivo. Según los autores (Bustamante Rúa y otros, 2008), aumentar la tasa de enriquecimiento no siempre es la mejor manera de lograr una mayor recuperación. en una investigación de 2008. Las tasas de recuperación y las proporciones de enriquecimiento suelen ser dos factores completamente diferentes en el proceso de concentración de minerales, por lo que es necesario evaluarlos por separado.

El estudio citado por (Bustamante Rúa y otros, 2008) El xantato amílico de potasio utilizado (Z6) logro una relación de enriquecimiento de 4,81 pero debido a la cantidad sustancial de material que tuvo que descartarse en la cola para lograr la alta concentración, la recuperación podría haber sido menor. Es crucial darse cuenta de que aumentar la proporción de enriquecimiento no siempre es el mejor curso de acción para lograr una mayor recuperación. Comprender como la tasa de recuperación y la tasa de enriquecimiento diferente entre sí es crucial. Con una alta relación de enriquecimiento denota una mayor concentración del mineral de interés en el concentrado, mientras que una alta recuperación denota una mayor cantidad de mineral de interés recuperado, para encontrar la mejor estrategia para maximizar la recuperación del mineral deseado sin sacrificar la calidad del concentrado, es necesario evaluar cuidadosamente tanto el índice de recuperación como la relación de enriquecimiento durante el proceso de concentración del mineral.

8. Conclusiones

Luego de haber completado el trabajo y analizado los resultados sobre la cinética de flotación, se llega a la conclusión de que:

- Durante la caracterización mineralógica de la veta "San Salvador", se identificó una mayor presencia de cuarzo en comparación con la dolomita y la pirita, que se encontraron en cantidades menores. Además, se determinó que la veta contenía un tenor de oro de 6,35 gramos por tonelada en la ley de cabeza.
- De acuerdo con la bibliografía para la dosificación de los reactivos, se siguieron las recomendaciones correspondientes. Luego de realizar cálculos para los tres tipos de reactivos, se determinó que, para los 297 gramos de material utilizado y con el porcentaje de sólidos constante del 25%, la concentración adecuada fue de 0.119 mililitros de Xantato Amílico de Potasio, 0.119 mililitros de Xantato Isopropílico de Sodio, 0.134 ml de Sulfato de Cobre y 0.089 mililitros de espumante.
- Después de analizar los resultados de la flotación, se determinó que el mejor colector para la recuperación de oro fue el xantato isopropílico de sodio, logrando una recuperación del 54%. En comparación, el xantato amílico de potasio produjo una recuperación del 42%, mientras que el sulfato de cobre resultó en una recuperación del 35%. Cabe destacar que la celda convencional tipo Denver desempeña la función de flotación rougher, es decir, la primera etapa de flotación donde el material ingresa y comienza a concentrarse.
- Aunque el enfoque principal de esta tesis es la cinética de flotación y su relación con la recuperación metalúrgica, también se considera importante analizar el enriquecimiento. Se ha observado que a medida que aumenta la recuperación, el enriquecimiento suele disminuir debido a la poca selectividad del proceso.
- El principal factor que contribuyó al enriquecimiento de la veta "San Salvador" fue la utilización del xantato isopropílico de sodio (Z-11) durante la fase de flotación. Este reactivo logró un alto nivel de enriquecimiento en el primer minuto, manteniéndose estable hasta el tercer minuto antes de disminuir gradualmente. Por otro lado, el xantato amílico de potasio (Z-6) produjo el nivel más alto de enriquecimiento, aunque su efectividad disminuyó de manera constante a medida que transcurría el tiempo. El Sulfato de Cobre,

en comparación con el Z-11, produjo un nivel de enriquecimiento similar, pero su efectividad disminuyó a medida que transcurría el tiempo.

- Se optó por utilizar el modelo de García - Zúñiga para analizar la cinética de flotación, ya que este modelo se enfoca en tiempos de flotación cortos, y en nuestro caso, el tiempo más prolongado utilizado fue de 3.5 minutos. Los resultados obtenidos a través de este modelo indicaron una cinética de 0.5 min^{-1} en el concentrado y de 0.6 min^{-1} en la ganga. Sin embargo, es importante tener en cuenta que el tiempo de flotación se define realmente en función de la recuperación obtenida.

9. Recomendaciones

Luego de haber completado el proyecto se recomienda lo siguiente:

- Se recomienda utilizar este trabajo de investigación como base para utilizar en el proceso de flotación de la planta de beneficio de la empresa.
- Aunque la granulometría en la planta es un parámetro estandarizado difícil de controlar, los ensayos realizados han demostrado que es un factor importante que influye en los resultados de recuperación de oro. Por lo tanto, se recomienda que en futuras investigaciones se realicen pruebas de flotación utilizando diferentes granulometrías para obtener una comprensión más completa del impacto de este parámetro en el proceso de concentración de oro.
- Se sugiere que en futuras investigaciones se considere utilizar distintos porcentajes de sólidos, dependiendo del objetivo que se quiera alcanzar. Considerando que se ha señalado que los porcentajes más bajos son más efectivos para la recuperación, los porcentajes más altos son más adecuados para el enriquecimiento.
- En este estudio se examinó la flotación del oro, no obstante, sería importante investigar también otros materiales presentes en la muestra que no poseen un alto valor económico. Determinar el comportamiento de estos materiales con relación al material aurífero analizado resultaría de gran utilidad.
- Se sugiere evitar el uso de Sulfato de Cobre en investigaciones futuras, ya que en este estudio produjo concentraciones muy bajas. No obstante, se debe considerar que tal vez al modificar la granulometría se puedan obtener recuperaciones significativamente mejores.
- En vista de los resultados obtenidos, se sugiere que en futuras investigaciones se varíen algunos parámetros como el porcentaje de sólidos, la granulometría del material, el tiempo de flotación, el pH o la elección de colectores. De esta manera, se podría lograr una recuperación óptima y establecer una nueva cinética de flotación.
- Antes de llevar a cabo el proceso de flotación en la planta, es imprescindible que se realice una caracterización del material entrante para determinar la cantidad y tipo de reactivos necesarios. Actualmente, en la planta se utilizan los mismos colectores para todo tipo de material, lo que suele resultar en un bajo enriquecimiento y una flotación deficiente en la mayoría de los casos.

- Es fundamental tener en cuenta el control del tiempo de concentración durante el proceso de flotación, caso contrario este factor podría afectar los resultados de manera significativa.
- Es esencial asegurarse de que no quede material en los recipientes después de finalizar el proceso de flotación, ya que cualquier remanente podría afectar los resultados al momento de enviar las muestras al laboratorio.
- Resulta crucial comprender qué factores contribuyen a la eficiencia del proceso de flotación, analizando las variables que lo conforman y el mineral que se va a tratar. Es necesario realizar un análisis detallado para determinar las principales características del mineral, ya que estos datos son fundamentales para lograr una buena cinética de flotación.

10. Bibliografía

- Abarca Rodríguez , J. J. (2011). *Flotación de Minerales*. Huacho: Universidad Nacional "Jose Faustino Sánchez Carrión".
- Adamson, A., & Gast, A. (1997). *Physical Chemistry of Surface* (6th ed ed.). New York, United States. Physical Chemistry of Surface.
- Allan, G., & Woodcock, J. (2001). *A Review of the Flotation of Native Gold and Electrum* . Melbourn : Elsevier Science Ltd.
- Álvarez Rodríguez, J. C. (2015). *Fenómenos relacionados con la Tensión Superficial*. Cuba: Holguín.
- ATRIA Innovation. (30 de Septiembre de 2019). *Hidrofobicidad de materiales*. Materiales y Ensayos - Materiales, Superficies Funcionales: <https://www.atriainnovation.com/hidrofobicidad-materiales/>
- Azgomi, F., Gómez, C. O., & Finch, J. A. (2007). Correspondence of Gas Holdup and Bubble Size in Presence of Different Frothers. *International Journal of Mineral Processing*, 83, 1-11.
- Bravo G., A. (2004). *Manual de Flotación*.
- Bulatovic, S. M. (2010). *Hanbbook of flotation reagents* (Vol. 2). ELSEVIER.
- Bustamante , M. (2017). Instituto de Minerales CIMEX. En *Apuntes de Flotación de Minerales - Cinética de Flotación Espumante* .
- Bustamante Rúa, O., Gaviria Cartagena, A. C., & Restrepo Baena, O. J. (2008). Concentración de Minerales. Medellín: INSTITUTO DE MINERALES CIMEX.
- Bustamante, O., & Gaviria, A. (2011). *Generalidades de la flotación de oro*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia. Instituto de minerales CIMEX - Universidad Nacional de Colombia.
- Castro, S., & García, J. A. (2010). *FLOTACIÓN Fundamentos y Aplicaciones*.
- CCM. (2020). *Procesamiento de Oro y Plata*. Consejo de Competencias Mineras Eleva: <https://www.ccm.cl/oro-y-plata/>
- Champa, O. (30 de Septiembre de 2011). *Informe Final Texto: Metalurgia Extractiva I*. Universidad Nacional del Callao: https://unac.edu.pe/documentos/organizacion/vri/cdcitra/Informes_Finales_Investigacion/Setiembre_2011/IF_CHAMPA%20HENRIQUEZ_FIQ/SEGUNDO%20TEXTO.pdf

- Cobos, C. (2018). *Flotacion Rougher de un Mineral Aurifero Complejo Asociado a Sulfuros Polimetálicos*. Universidad del Azuay.
- Company, A. C. (1986). *Manual de productos químicos para minería*. American Cyanamid.
- Construmine. (24 de Mayo de 2018). *Concentración de Minerales*. Concentración de Minerales: <https://construmine.webnode.cl/1/concentracion-de-minerales/>
- Contreras Sinchi , G. J. (2018). *Estudio De La Hidrofobicidad De Calcopirita - Hidrofobicidad Selectiva De Calcopirita Con Diferentes Colectores*. Cuenca: Universidad del Azuay. <https://doi.org/http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/7809>
- Correa Mendoza, C. J. (2019). *Evaluación del efecto del pH y de los reactivos en la recuperación de cobre en circuito de flotación colectiva Cu-Mo en minera Los Pelambres*. Concepcion: Universidad del Bio-Bio.
- Cuenca Romero , R. J. (2018). *Universidad del Azuay* . Concentracion de oro de la mina "San Alfonso" mediante flotación con variación de granulometría y colectores. : <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/7914/1/13654.pdf>
- Cytec Industries Inc. . (2002). *Mining Chemicals Handbook*. Cytec Industries Incorporated .
- Faúndez, L., & Díaz, P. (16 de Junio de 2015). *Concentración* . Gravitacional Aurífera: <https://www.slideshare.net/DaisySilva7/concentracion-gravitacional>
- Fuerstenau, M., & Han, K. (2009). *Principles of Mineral Processing*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME) .
- Gruner, H., & Lorig, C. (17 de Noviembre de 2006). *Mineral processing*. Encyclopædia Britannica: <https://www.britannica.com/technology/mineral-processing/Concentration>
- Guerrero Pérez, J. S. (Diciembre de 2012). *Universidad Del Valle*. Cinética de flotación de lodos finos de carbón de la mina Cerrejón (Guajira) utilizando celdas de flotación.
- Hanco Cari, O. M. (2018). *Reemplazo de los colectores convencionales (Xantatos) por colectores innovadores en el proceso de flotacion de minerales Cupriferos*. Separación por flotación: <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/8a79a806-b849-416a-820d-a689766eaa32/content>

- Hernández Vera, M. C., Arenas Fuentes, A., Cárcamo Gutiérrez, H., Conejeros Trujillo, V., & Coloma Alvarez, G. (1995). *La Cal en la Metalurgia Extractiva*. Inacesa - Universidad Católica del Norte - Soprocal.
- Hinojosa, O. (Julio de 2016). *Gravimetric concentration of ores of gold*. Revista Metalúrgica UTO: http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078-55932016000100006&script=sci_arttext
- Instituto Nacional de Investigación Geológico Minero Metalúrgico. . (2015). *Instituto Geográfico militar del Ecuador* . Hoja Geológica Machala .
- Japa Suquilanda, J. P., & Sanango Zaruma, H. L. (2022). *Recuperación de minerales mediante la utilización de un concentrador gravimétrico tipo Z*. Universidad del Azuay: <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/11605>
- Jimenez , M., & Elvis, J. (2017). *REACTIVOS USADOS EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN*. La Academia.
- Kelsey Rozon. (22 de Marzo de 2019). *Estudios de Mineralogía muestran Oro, Plata, Sulfuro de Oro y Plata, y Aleación de Oro y Plata en el Proyecto La Victoria, Ancash, Perú*. Retrieved 2021, from ELORO RESOURCES LTD.: <https://www.elororesources.com/es/news-media/news/mineralogy-studies-show-free-gold-free-silver-su-1759236/>
- Lenntech. (2021). *Propiedades químicas del Oro*. Lenntech Water Treatment Solutions: <https://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm>
- Linares Gutiérrez, N. (2016). *Procesamiento de Minerales – MINERALURGIA II*. Los Metalurgistas.
- Linares, N. (09 de Junio de 2011). *Cinética del Proceso de Flotación de Espumas - Capítulo III*. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann : <https://es.slideshare.net/Gamarra/capitulo-iii-cineticadelprocesodeflocaciondeminales-1>
- Loayza Torres, J. F. (2022). *Selección de tamaño de partícula y colector para maximizar la recuperación metalúrgica de oro en flotación espumante en la veta San Alfonso de la mina Promine, Camilo Ponce Enríquez-Azuay*. Universidad del Azuay: <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/12513>
- López Principe , P. H., & Ipanaqué Nizama , O. S. (2008). *Universidad Nacional Mayor de San Marcos* . Caracterización y optimización de flotación a nivel laboratorio del mineral de cobre de la minera Candelaria: <https://hdl.handle.net/20.500.12672/3272>

- López, Ibarra, Rangel, & Reyes. (23 de Octubre de 1999). *CONCENTRACION GRAVIMETRICA CENTRIFUGA DE ORO Y PLATA. SU IMPLEMENTACION EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA DE MINERA EL PILON*. Acapulco.
- López, V. (2017). *Mapeo geotécnico para diseñar la fortificación a aplicarse en la falla “Los Ratones” ubicada en la mina SOMINUR*. Quito: Quito UCE.
- Luna Méndez, E. A. (2016). *Elaboración de guías prácticas de procesos metalúrgicos para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay*. Universidad del Azuay: <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/6351>
- Luna Méndez, E. A. (2018). *ESTUDIO DE LA FLOTABILIDAD DEL CARBÓN EN COLUMNA DE FLOTACIÓN UTILIZANDO SALMUERAS COMO MEDIO ACUOSO*. UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA.
- Mardens, J., & House, L. (1992). *The Chemistry of Gold Extraction*. Ellis Horwood Limited.
- Martínez, & Pagán. (Diciembre de 2011). *OpenCourseWare de la Universidad Politécnica de Cartagena*. https://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5555/mod_resource/content/1/Tema_8_-_Concentracion_por_Gravedad_I_-_Pulsadoras.pdf
- Mercedes, C., & Suárez, T. (2014). *Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotacion Espumante Directa*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- Monteros Quichimbo, W. I., & Ramón Patiño, V. E. (2022). *Análisis de la cinética de flotación en celda convencional y en columna de material aurífero perteneciente a la planta Comincobos, Camilo Ponce Enríquez-Azuay*. Universidad del Azuay: <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/11598>
- Moya, D. (2014). *Diseño de una planta de concentracion por flotacion de calcopirita con depresores biodegradables de pirita*. Quito: Escuela Politecnica Nacional - Facultad de Ingenieria Quimica y Agroindustria.
- Naranjo, D. (2012). *FLOTACION DIRECTA DE ORO NATIVO GRUESO, COMO SUBSTITUTO DE LA AMALGAMACION TRADICIONA*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- Naranjo, D. (2012). *FLOTACION DIRECTA DE ORO NATIVO GRUESO, COMO SUBSTITUTO DE LA AMALGAMACION TRADICIONAL*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- Orozco López, Y. R. (Mayo de 2012). *Universidad de Chile*. Estudio del Efecto del tipo y Concentración de Espumante en la selectividad del Proceso de Flotación a Escala Laboratorio. :

- https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/111986/cf-oro-zco_yl.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Ospina, I. D. (05 de Mayo de 2020). *Distribuidora de Químicos Industriales S.A.*
<https://www.dqisa.com/wp-content/uploads/2020/12/XANTATO-AMILICO-DE-POTASIO-Z6.pdf>
- Pavez , O. (2013). *Apuntes Concentración de Minerales II.*
- Pávez, O. (2010). *Apuntes Concentración de Minerales I.*
- Romero Ramirez, M. M., & Llopiz Yurel , J. C. (2005). *Minería y Geología . Investigación Cinética del Carbonato Básico de Níquel Industrial Purificado.* :
<https://www.redalyc.org/pdf/2235/223516052003.pdf>
- Rondón, C. (2004). *Selección de equipos en sistemas de dosificación de reactivos a celdas de flotación.*
Concejo Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación Tecnológica:
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_248e8a9ab190f56ce0da81f3ccbe17fe
- Sacoto Campoverde, G. C. (2021). *Universidad del Azuay.* Optimización de recuperación de calcopirita mediante flotación en columna en función de la variación de fracción de sólidos. :
<http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/10593>
- Salager, J., & Forgiarini, A. (2007). *Cuaderno Firp S335-A Modulo De Enseñanza En Fenómenos Interfaciales (Vol. III).* Mérida, Venezuela: Universidad de los Andes.
- Salazar Paspuezán, A. M. (2017). *Universidad Central del Ecuador.* CARACTERIZACIÓN GEOMETALÚRGICA DEL MINERAL EXISTENTE EN LAS VETAS DEL SECTOR "LA LÓPEZ", UBICADO EN EL DISTRITO AURÍFERO-POLIMETÁLICO PONCE ENRÍQUEZ (BELLA RICA), PARA OPTIMIZAR EL BENEFICIO DE MINERALES EN LA PLANTA DE PROCESAMIENTO DE LA EMPRESA MINERE :
<http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/13263>
- Santander, J., Flores, C., Venegas, E., & Manzor, S. (2017). *Academia.* Colectores:
<https://www.academia.edu/25403191/Colectores>
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales.* Instituto de Investigaciones Tecnológicas.
- Tapia Bacovich, F. (2008). *Flotación, Fundamentos y Aplicaciones.* UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL NORTE.

Valdebenito Norambuena, F. (2011). *Pontificia Universidad Católica de Valparaíso*. *Ánalysis de Estrategia Operacional en Flotación Columnar Planta las Tórtolas, división los Bronces Anglo American* : http://opac.pucv.cl/pucv_txt/Txt-0500/UCF0783_01.pdf

Valverde Armas, P. E., & Galarza Romero, B. A. (09 de Julio de 2013). *Escuela Superior Politécnica del Litoral*. *Caracterización Geoquímica e isotópica del agua superficial y subterránea en el área de influencia del río Siete y de las actividades Mineras en el distrito minero de Ponce Enríquez*: <http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/24707>

Yianatos B., J. (2005). *Flotación de Minerales*.

11. Anexos

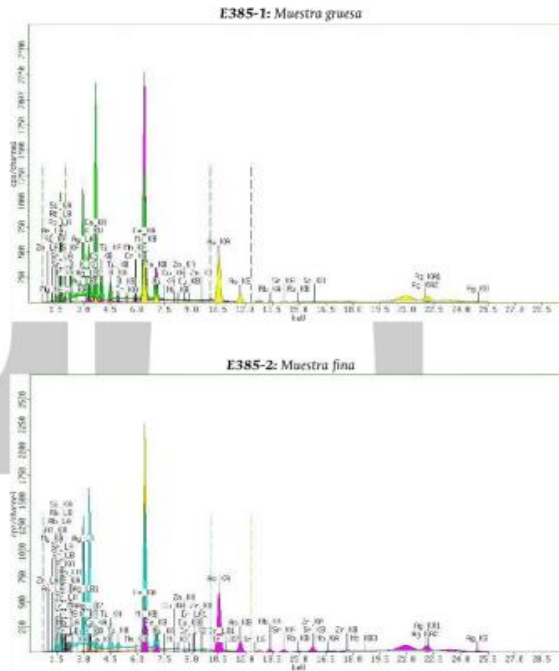
Anexo 1. Tamices Utilizados



Anexo 2. Análisis de difracción de rayos X.

Elemento*	Nombre elemento	Concentración [%]	
		E385-1	E385-2
		Muestra gruesa	Muestra fina
MgO	Magnesio	6,553	5,005
Al ₂ O ₃	Aluminio	12,319	21,803
SiO ₂	Silicio	47,484	49,803
P ₂ O ₅	Fosforo	0,721	0,821
SO ₃	Azufre	4,371	1,703
Cl	Cloro	0,207	0,275
K ₂ O	Potasio	1,999	6,017
CaO	Calcio	8,006	1,606
TiO ₂	Titanio	0,659	1,041
V ₂ O ₅	Vanadio	0,042	-
Cr ₂ O ₃	Cromo	0,027	-
MnO	Manganeso	0,097	0,044
Fe ₂ O ₃	Hierro	5,149	4,729
NiO	Níquel	0,012	0,009
CuO	Cobre	0,037	0,014
ZnO	Cinc	0,043	0,013
As ₂ O ₃	Arsénico	0,920	1,077
Rb ₂ O	Rubidio	0,004	0,025
SrO	Estroncio	0,007	0,016
ZrO ₂	Zirconio	-	0,039
Nb ₂ O ₅	Niobio	-	0,003

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



2.1.DRX, E385-1: Muestra gruesa

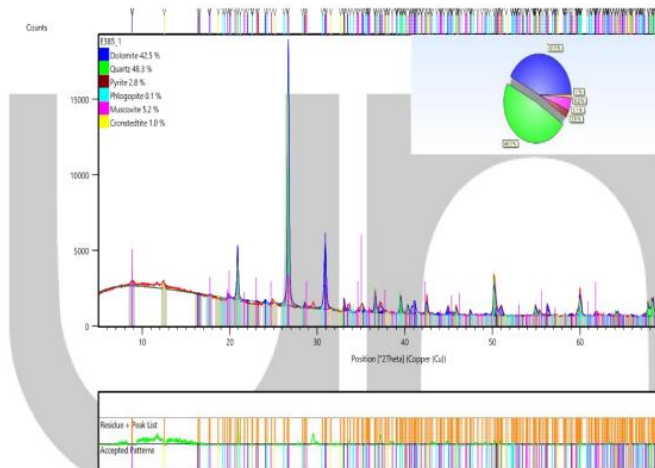


Figura 2. Difractograma análisis mineralógico, muestra analizada

Tabla 2. Concentración mineral, muestra analizada

Nombre componente	Formula química	Concentración [%]
Dolomita	Ca _{3,00} Mg _{3,00} C _{6,00} O _{18,00}	42,5
Cuarzo	Si _{3,00} O _{6,00}	48,3
Pirita	Fe _{4,00} S _{6,00}	3,8
Flogopita	K _{2,00} Mg _{4,34} Fe _{1,65} Si _{8,00} O _{24,00} H _{2,78}	0,1
Moscovita	K _{3,00} Al _{9,00} Si _{9,00} O _{36,00}	5,2
Cronstedtita	Fe _{3,52} Si _{1,48} O _{9,00} H _{4,00}	1,0

Anexo 3. Resultado de ley de cabeza por el método de ensayo al fuego elaborado por JV Metals.



Información del cliente	
Cliente :	Harman Leonardo Sanango
Telefono :	0990085704
Dirección :	Cuenca

Fecha de ingreso : 16/2/2023 15:27:48
 Fecha de ensayo : 17/2/2023 9:00
 Fecha de entrega : 17/2/2023 16:23



INFORME DE ENSAYO

Ref. N° 14012

Cod. Lab.	N° Bag	pmr (kg)	T. M.	Detalle de muestra	analito	Au
					unidad	g/t
					método	mjb FA
32132	1	0,10	Ar	X		6,35

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

Información de método

- mjb cc_FA(Nw) Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego aplicando el método Newmont (SGC-PEJV07-06)
- mjb cc_FA Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego (SGC-PEJV07-03)
- mjb FA Determinación de oro y plata en minerales y concentrados por ensayo a fuego (SGC-PEJV07-03).
- mjb FA* Determinación de oro en minerales y relaves ≤1,25 g/t por ensayo a fuego y AA (SGC-PEJV07-04).
- mjb EAA Determinación de Cu, Pb, Zn, As, Sb, Fe, Mo, Bi, por digestión ácida y espectroscopia de absorción atómica

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



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

pag 1 de 1
 Fin el informe

Vía principal, frente a la empresa eléctrica.
 EL PACHE - PORTOVELO - EL ORO
 lab.jvmetals@gmail.com



Diego Mora
 PROPIETARIO
 Ing. José Bueno Malla
 JEFE DE LABORATORIO

OFICINA: 2948 803
 0969 537170

Anexo 4: Trituradora de Mandíbulas y Trituradora de Rodillos utilizadas.



Anexo 5: Molino de Bolas y Pulverizadora utilizadas.



Anexo 6: Balanza utilizada para el peso de los ensayos.



Anexo 7: Bandejas usadas para el secado del material.



Anexo 8: Xantato Amílico de Potasio al 10%. (Z-6).



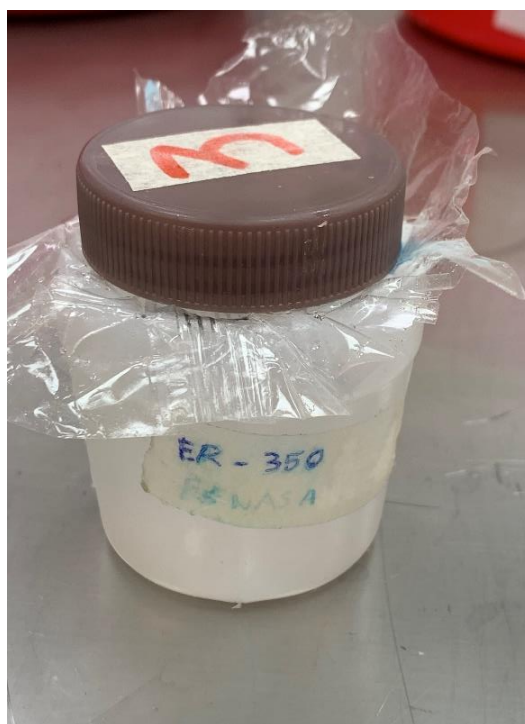
Anexo 9: Xantato Isopropílico de Sodio al 10%. (Z-11).



Anexo 10: Sulfato de cobre al 10% (CuSO₄).



Anexo 11: Espumante ER-350 (ER-350).



Anexo 12: Cal utilizada.



Anexo 13: Bandeja utilizada para almacenar las muestras.



Anexo 14: Peso utilizado para cada ensayo.



Anexo 15: Resultado de tenores de concentrado por el método de ensayo al fuego elaborado por JV Metals.



LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO

MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCIÓN

Información del cliente

Cliente : Harman Leonardo Sanango
 Telefono : 0990085704
 Dirección : Cuenca

Fecha de ingreso : 15/3/2023 9:33:34
 Fecha de ensayo : 16/3/2023 9:00
 Fecha de entrega : 16/3/2023 17:58



LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO

INFORME DE ENSAYO

Ref. N° 14313

Cod. Lab.	N° Bag	pmr (kg)	T. M.	Detalle de muestra	analito	Au
					unidad	g/Tm
32796	1	0,05	Ar	Cu SO4 Minuto 1	método:	9,65
32797	1	0,01	Ar	Cu SO4 Minuto 2.5		7,09
32798	1	0,01	Ar	Cu SO4 Minuto 3.5		6,54
32799	1	0,25	Ar	Cu SO4 Cola		5,50
32800	1	0,05	Ar	Z6 Minuto 1		15,50
32801	1	0,01	Ar	Z6 Minuto 2.5		30,55
32802	1	0,01	Ar	Z6 Minuto 3.5		16,68
32803	1	0,25	Ar	Z6 Cola		4,08
32804	1	0,05	Ar	Z11 Minuto 1		17,67
32805	1	0,01	Ar	Z11 Minuto 2.5		14,95
32806	1	0,01	Ar	Z11 Minuto 3.5		6,19
32807	1	0,25	Ar	Z11 Cola		3,68

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

Información de método

mjb cc_FA(Nw) Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego aplicando el método Newmont (SGC-PEJ07-06)

mjb cc_FA Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego (SGC-PEJ07-03)

mjb FA Determinación de oro y plata en minerales y concentrados por ensayo a fuego (SGC-PEJ07-03).

mjb FA* Determinación de oro en minerales y relaves ≤1,35 g/t por ensayo a fuego y AA (SGC-PEJ07-04).

mjb EAA Determinación de Cu, Pb, Zn, As, Sb, Fe, Mo, Bi, por digestión ácida y espectroscopia de absorción atómica

- > El ensayo fue realizado en la instalación del laboratorio, Sitio El Pache.
- > Los resultados obtenidos en este informe corresponden solamente a los items ensayados.
- > Los items de ensayos se almacenaran por un periodo de 30 días en el laboratorio.
- > Esta prohibida la reproducción parcial de este informe sin la autorización escrita del laboratorio JV metals.
- > JVmetals no se responsabiliza por el origen o toma de la muestra.



REPORTADO

Vía principal, frente a la empresa eléctrica.
 EL PACHE - PORTOVELO - EL ORO

lab.jvmetals@gmail.com



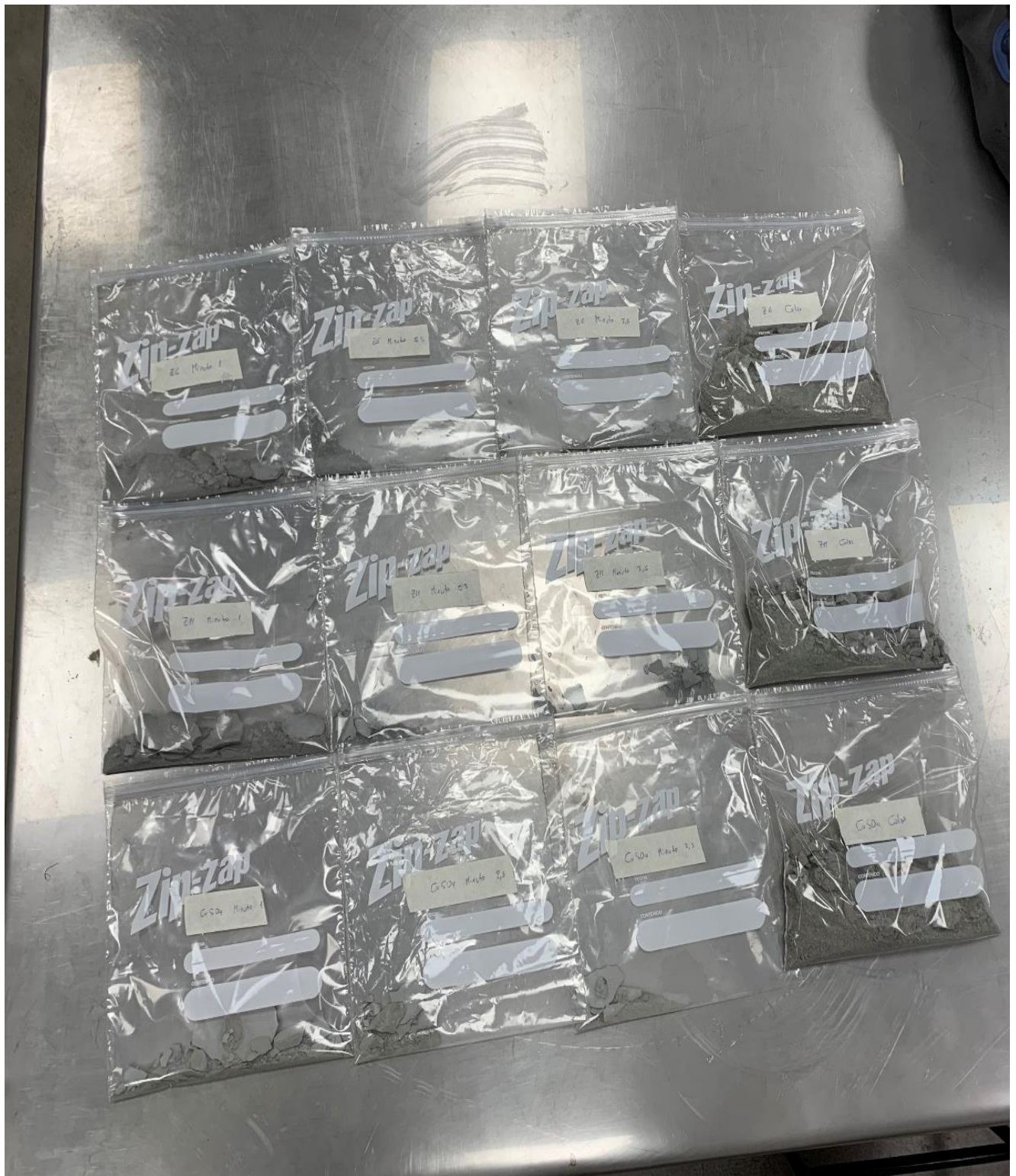
Diego Mora
 PROPIETARIO

Ing. José Bueno Malla
 JEFE DE LABORATORIO

OFICINA: 2948 803
 0969 537170

pag 1 de 1
Fin el informe

Anexo 16. Concentrados previos para analizar.



Anexo 17: Certificado de traducción del resumen.



Mg. Yanina Quizhpe Espinoza
Licenciada en Ciencias de Educación mención Inglés
Magister en Traducción y mediación cultural

Celular: 0989805087
Email: yaniges@icloud.com
Loja, Ecuador 110104

Loja, 5 de mayo de 2023

Yo, Lic. Yanina Quizhpe Espinoza, con cédula de identidad 1104337553, docente del Instituto de Idiomas de la Universidad Nacional de Loja, y certificada como traductora e interprete en la Senescyt y en el Ministerio de trabajo del Ecuador con registro MDT-3104-CCL-252640, certifico:

Que tengo el conocimiento y dominio de los idiomas español e inglés y que la traducción del resumen del trabajo de titulación **“Análisis de la cinética de flotación en celda convencional de material aurífero de la veta “San Salvador” de la mina PROMINE CIA LTDA, Camilo Ponce Enríquez – Azuay”**, de autoría del estudiante Harman Leonardo Sanango Zaruma, con cédula 1400813786, es verdadero y correcto a mi mejor saber y entender.

Atentamente

YANINA BELEN QUIZHPE ESPINOZA
Firmado digitalmente por YANINA BELEN QUIZHPE ESPINOZA
Fecha: 2023.05.05 08:56:19 -0500

Yanina Quizhpe Espinoza.

Traductora