

**5Universidad Nacional de Ingeniería**  
**Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica**



TESIS

**Estrategia operacional para aumentar la recuperación de cobre  
en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de  
pirita**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Raul Velasquez Palomino

 [0009-0000-3632-7089](https://orcid.org/0009-0000-3632-7089)

Asesor

MSc. David Pedro Martinez Aguilar

 [0000-0001-6942-8273](https://orcid.org/0000-0001-6942-8273)

LIMA – PERÚ

2025

---

Citar/How to cite	Velasquez Palomino [1]
Referencia/Reference	[1] R. Velasquez Palomino, <i>“Estrategia operacional para aumentar la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

---



---

Citar/How to cite	(Velasquez, 2025)
Referencia/Reference	Velasquez, R. (2025). <i>Estrategia operacional para aumentar la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

---

### ***Dedicatoria***

*La presente tesis va dedicada a mis padres Geronimo y Melchora y a mi esposa Yazmir e hijos Mathyas, Khaleesi y Antónella quienes me incentivaron a seguir creciendo como profesional, enseñaron a superarme, apoyaron en todo momento y brindaron consejos para ser la persona que soy actualmente.*

### **Agradecimientos**

Agradezco a mi querida Universidad Nacional de Ingeniería por recibirme en sus aulas y a mis profesores quienes con sus enseñanzas y experiencias lograron formarme como profesional.

Agradezco a mi asesor de tesis Ing. David Martínez y especialista Ing. Lily Ponce por el tiempo brindado para la revisión de la presente tesis.

## Resumen

En la presente tesis se analiza el impacto del contenido de pirita en la recuperación del concentrado de cobre en una planta concentradora de minerales sulfurados. A través de un análisis estadístico de la data histórica, se determinó que cuando el contenido de pirita en el alimento de flotación supera el 7.5%, la recuperación de cobre disminuye significativamente, afectando la eficiencia del proceso y la calidad del concentrado.

Se diseñó y ejecutó un plan de muestreo en planta, donde se comparó la operación con siete y cinco celdas de flotación en el circuito Rougher, con el objetivo de reducir la cantidad de pirita que ingresa al circuito Cleaner. Los análisis mineralógicos realizados mediante difracción de rayos X (XRD) evidenciaron incrementos en la proporción de pirita y especies sulfuradas de cobre en los concentrados, además de identificar especies de ganga como serpentina y cuarzo en mayor proporción.

Los resultados experimentales indicaron que operar con cinco celdas Rougher permitió una ligera mejora en la recuperación total de cobre, con un incremento promedio de 0.4%, y una leve reducción del contenido de hierro en el concentrado. La cinética de flotación mostró una mayor activación del hierro desde los primeros minutos, con constantes cinéticas ajustadas que permitieron modelar el comportamiento de cobre y hierro durante el proceso.

Además, la modificación operativa propuesta contribuye a mejorar la eficiencia metalúrgica con incrementos modestos en la recuperación y calidad del concentrado, aportando así a la mejora continua del proceso de flotación en condiciones de minerales con alta pirita.

Palabras claves — Flotación, recuperación de cobre, pirita, circuito Rougher, planta concentradora.

## Abstract

This thesis analyzes the impact of pyrite content on copper concentrate recovery in a sulfide mineral concentration plant. Through a statistical analysis of historical data, it was determined that when the pyrite content in the flotation feed exceeds 7.5%, copper recovery decreases significantly, affecting process efficiency and concentrate quality.

A plant sampling plan was designed and implemented, comparing operations with seven and five flotation cells in the Rougher circuit, with the goal of reducing the amount of pyrite entering the Cleaner circuit. Mineralogical analyses performed using X-ray diffraction (XRD) showed increases in the proportion of pyrite and copper sulfide species in the concentrates, in addition to identifying gangue species such as serpentine and quartz in greater proportions. The experimental results indicated that operating with five Rougher cells led to a slight improvement in total copper recovery, with an average increase of 0.4%, and a slight reduction in the iron content in the concentrate. Flotation kinetics showed greater iron activation from the first few minutes, with adjusted kinetic constants that allowed modeling the behavior of copper and iron during the process.

Furthermore, the proposed operational modification contributes to improved metallurgical efficiency with modest increases in concentrate recovery and quality, thus contributing to the continuous improvement of the flotation process under high-pyrite ore conditions.

Keywords — Flotation, copper recovery, pyrite, Rougher circuit, concentrator plant.

## Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen .....	v
Abstract .....	vi
Introducción .....	xi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo .....	1
1.1. Generalidades.....	1
1.1.1 Área de estudio .....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	2
1.3 Objetivos .....	2
1.3.1 Objetivo general .....	2
1.3.2 Objetivos específicos .....	3
1.4 Antecedentes Investigativos.....	3
1.4.1 Antecedentes Internacionales .....	3
1.4.2 Antecedentes nacionales .....	6
1.5 Hipótesis .....	7
1.5.1 Hipótesis general .....	7
1.5.2 Hipótesis específicas.....	8
1.6 Justificación de la Investigación .....	8
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	10
2.1. Marco teórico .....	10
2.1.1 Flotación de minerales sulfurados.....	10
2.1.2 Minerales de cobre asociados a pirita .....	15
2.1.3 Parámetros operacionales clave en la flotación.....	19
2.1.4 Fundamentos de la Estrategia Operacional.....	24
2.1.5 Interacción entre Estrategias Operacionales y Procesos de Flotación .....	28
2.2 Marco conceptual.....	29
2.2.1 Pirita (FeS <sub>2</sub> ) .....	29

2.2.2	Flotación de minerales .....	30
2.2.3	Activación y depresión en flotación .....	30
2.2.4	Influencia del tamaño de partícula (P80) .....	30
2.2.5	pH en el proceso de flotación .....	30
2.2.6	Circuito de flotación.....	30
2.2.7	Recuperación y calidad del concentrado .....	31
2.2.8	Modelo Cinético Klimpell .....	31
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación .....		32
3.1	Diagrama de flujo del proceso industrial.....	32
3.2	Análisis de variables críticas para recuperación de cobre .....	32
3.2.1	Análisis estadístico del contenido de pirita - recuperación de cobre .....	33
3.3	Muestreo del procesamiento de minerales con alto contenido de pirita .....	37
3.3.1	Compósito M1 .....	37
3.3.2	Compósito M2 .....	40
3.3.3	Compósito M3 .....	43
3.3.4	Compósito M4 .....	46
3.3.5	Compósito M5 .....	49
3.3.6	Compósito M6 .....	52
3.4	Análisis de la Recuperación y Grado de Cu y Fe en Circuito Rougher .....	55
3.5	Análisis de la Recuperación Total y Grado de Cu y Fe.....	57
3.6	Implementación de la estrategia operacional “Pirita – Tiempo” .....	58
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados .....		59
4.1.	Análisis de los resultados .....	59
4.2	Discusión de los resultados.....	62
Conclusiones .....		63
Recomendaciones .....		64
Referencias bibliográficas .....		65
Anexos .....		70

## Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Distribución volumétrica del mineral con alto contenido de pirita.....	34
Tabla 2 : Condiciones de operación.....	35
Tabla 3 : Balance metalúrgico de las pruebas de laboratorio .....	35
Tabla 4 : Ajuste de las constantes de flotación con el modelo cinético Klimpell .....	36
Tabla 5 : Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M1 .....	38
Tabla 6 : Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M1.....	40
Tabla 7 : Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M1 .....	40
Tabla 8 : Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M2 .....	41
Tabla 9 : Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M2.....	43
Tabla 10: Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M2 .....	43
Tabla 11: Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M3 .....	44
Tabla 12: Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M3.....	46
Tabla 13: Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M3 .....	46
Tabla 14: Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M4 .....	47
Tabla 15: Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M4.....	49
Tabla 16: Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M4 .....	49
Tabla 17: Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M5 .....	50
Tabla 18: Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M5.....	52
Tabla 19: Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M5 .....	52
Tabla 20: Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M6 .....	53
Tabla 21: Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M6.....	55
Tabla 22: Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M6 .....	55

## Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Esquema de la flotación.....	10
Figura 2 : Clasificación de reactivos colectores.....	12
Figura 3 : Variables de flotación.....	20
Figura 4 : Flowsheet de la planta concentradora.....	32
Figura 5 : Análisis de las variables críticas para la recuperación de Cu .....	33
Figura 6 : Recuperación total según el rango de pirita .....	34
Figura 7 : Cinética de flotación (Curva de Cu y Fe).....	36
Figura 8 : Circuito del proceso de flotación .....	37
Figura 9 : Distribución de especies mineralógicas del compósito M1 .....	39
Figura 10: Distribución de especies mineralógicas del compósito M2.....	42
Figura 11: Distribución de especies mineralógicas del compósito M3.....	45
Figura 12: Distribución de especies mineralógicas del compósito M4.....	48
Figura 13: Distribución de especies mineralógicas del compósito M5.....	51
Figura 14: Distribución de especies mineralógicas del compósito M6.....	54
Figura 15: Análisis de la recuperación de Cu y Fe en el concentrado rougher.....	56
Figura 16: Análisis del grado de Cu y Fe en el concentrado rougher .....	56
Figura 17: Análisis de la recuperación de Cu y Fe en el concentrado final.....	57
Figura 18: Análisis del grado de Cu y Fe en el concentrado final.....	57
Figura 19: Comparación de la recuperación rougher bulk fase 1 .....	60
Figura 20: Comparación de la recuperación total Cu .....	61
Figura 21: Comparación del concentrado final de Cu.....	61

## Introducción

La pirita ( $\text{FeS}_2$ ) es conocida como un mineral de sulfuro importante en depósitos de minerales de metales básicos. Se deprime en la flotación de cobre a menos que elementos preciosos como el oro (Au) y la plata (Ag) estén asociados con ella. La depresión de la pirita ha sido un desafío en la flotación de cobre, ya que la pirita puede ser activada por iones de cobre producidos a partir de la oxidación del sulfuro de cobre.

Tras la disminución de las leyes de cabeza de cobre a nivel mundial, la concentración de pirita en los minerales de cobre ha ido aumentando. Varios investigadores señalaron que el aumento del contenido de pirita en los minerales de cobre mejora la interacción galvánica entre los materiales conductores durante la molienda y la flotación, lo que crea una mayor concentración de iones de cobre en la pulpa y un entorno más reductor para mejorar la activación del cobre en la pirita y la flotación de pirita (Jie et al., 2022; Zanin et al., 2019).

Los efectos adversos derivados de la abundante pirita en los minerales se manifiestan en una disminución de la recuperación de cobre y en la calidad del concentrado final; además, la presencia de alto contenido de pirita puede incrementar el consumo de reactivos y energía durante el proceso de beneficio, lo que se traduce en mayores costos operativos para las compañías mineras y una menor eficiencia en la explotación de los recursos minerales (Mu et al., 2016).

El alto contenido de pirita en el proceso de flotación de cobre a nivel industrial hace que la separación selectiva de minerales de cobre de la pirita sea difícil de lograr, por lo tanto, se plantea la implementación de una estrategia operacional que permita identificar las variables que perjudican la recuperación total y reajustar el circuito de flotación para aumentar la selectividad de cobre en el alimento del circuito cleaner de Cu, este enfoque permitirá optimizar el proceso y reajustar de forma dinámica la gestión de variables operativas, de modo que se pueda responder en tiempo real a las fluctuaciones en la recuperación, calidad y características del mineral procesado.

# Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

## 1.1. Generalidades

En el contexto de la minería metálica, la flotación es uno de los procesos fundamentales para la concentración de minerales sulfurados de cobre. Este método permite separar minerales valiosos de la ganga mediante la adherencia selectiva de partículas a burbujas de aire. En las últimas décadas, las leyes de cobre en los yacimientos han disminuido, lo que ha incrementado la presencia de minerales denominados gangas, como la pirita ( $\text{FeS}_2$ ), un sulfuro de hierro de escaso valor comercial, pero de gran relevancia por su impacto en los procesos metalúrgicos (Kuranga et al., 2022).

La pirita, aunque no tiene valor económico directo en la mayoría de los casos, puede afectar negativamente la eficiencia de recuperación de cobre al activarse durante la flotación, especialmente cuando se encuentra en proporciones elevadas. Su presencia genera complejidades tanto en la etapa de molienda como en la flotación, debido a fenómenos de interacción electroquímica que pueden inducir su flotación junto con el cobre, reduciendo así la selectividad del proceso (Agheli et al., 2018).

Frente a este escenario, las plantas concentradoras se ven en la necesidad de replantear sus estrategias operativas para adaptarse a las nuevas condiciones mineralógicas y mitigar las pérdidas metalúrgicas (Aguilar & Corella, 2016). En este marco, la presente investigación se enfoca en desarrollar e implementar una estrategia operacional que permita mejorar la recuperación de cobre en minerales con alto contenido de pirita, tomando como caso de estudio una planta de flotación en la provincia de La Oroya.

### 1.1.1 Área de estudio

El área de estudio se sitúa en la provincia de Yauli, una región reconocida por su compleja geología y su larga tradición en actividades mineras. Se caracteriza por la presencia de minerales de cobre con diverso contenido de pirita como ganga, lo que genera desafíos operativos significativos en los procesos de flotación. La ubicación geográfica y

las condiciones mineralógicas propias de esta zona la convierten en el escenario ideal para aplicar y evaluar la estrategia operacional, orientada a mejorar la recuperación de cobre.

## **1.2 Descripción del problema de investigación**

La eficiencia operativa de un circuito de flotación depende de diversos factores, entre los cuales destacan la mineralogía, la morfología, el tamaño de partícula y las interacciones existentes entre estos elementos, así como las variables operativas e instrumentación empleadas en la planta de beneficio. En el caso de minerales con un contenido de pirita superior al 7,5%, se presentan complicaciones significativas que afectan el proceso. Durante el procesamiento, se generan reacciones superficiales y procesos electroquímicos que activan la pirita, provocando la liberación de iones de cobre, este fenómeno facilita la flotación de la pirita de manera no selectiva, lo que complica la separación efectiva del cobre deseado y altera el equilibrio del pH, afectando la carga superficial de las partículas y, en consecuencia, la eficacia de los reactivos empleados.

Además, la variabilidad en la composición mineralógica, junto con las diferencias en la morfología y tamaño de las partículas, genera incertidumbre en el control de la dosificación de reactivos como colectores y espumantes. Esta heterogeneidad se traduce en concentrados de menor pureza y en una recuperación reducida del cobre. Estudios de monitoreo han evidenciado que la abundancia de pirita no solo disminuye la recuperación del cobre en porcentajes que pueden llegar al 1%, sino que también afecta negativamente la calidad del concentrado final, comprometiendo la rentabilidad del proceso de una planta concentradora de cobre.

## **1.3 Objetivos**

### ***1.3.1 Objetivo general***

Aplicar una Estrategia Operacional para aumentar la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita

### **1.3.2 *Objetivos específicos***

- Analizar la data histórica de la planta para identificar las variables críticas que afectan la recuperación de cobre en la flotación de minerales con alto contenido de pirita.
- Definir las condiciones mineralógicas que afectan la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.
- Determinar la cinética de flotación de cobre y hierro para minerales con alto contenido de pirita a nivel de laboratorio.
- Modificar el circuito de flotación a nivel industrial para maximizar la recuperación total de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.

## **1.4 Antecedentes Investigativos**

### **1.4.1 *Antecedentes Internacionales***

Can et al. (2021) evaluaron la influencia de la pirita en la flotación de minerales de cobre sulfurados, empleando dos tipos de mineral (mineral A y mineral B) extraídos de diferentes zonas del mismo depósito; el mineral A, carente de pirita framboidal o alterada, respondió favorablemente a las condiciones base de flotación, mientras que el mineral B, que contenía pirita framboidal y marcasita alterada, logró una recuperación de cobre baja, lo cual evidenció su bajo rendimiento y, al mezclarse en una proporción 50:50 con el mineral A, afectó negativamente el comportamiento global del proceso. Ante estos resultados insatisfactorios, se desarrolló una química de flotación alternativa, se aplicó  $\text{Na}_2\text{S}$  para la limpieza de la superficie y Na-metabisulfito para la depresión de la pirita, reduciendo la oxidación de la pirita framboidal y elevando la recuperación de cobre hasta el 52 % en el mineral B y el 65 % en la muestra mixta, demostrando así la importancia de la caracterización mineralógica para identificar componentes problemáticos y desarrollar estrategias que mejoren significativamente el rendimiento del proceso.

Štirbanović et al. (2020) evaluaron el efecto del pH y el tamaño de grano en la flotación de productos de molienda, empleando fracciones con 55, 60, 65, 70 y 75 % de partículas menores a 74  $\mu\text{m}$  a pH 10 y 12, concluyendo que a pH 10 se alcanza una mayor

recuperación de cobre, aunque con concentrados de bajas leyes, mientras que a pH 12 la recuperación es ligeramente menor pero se obtienen leyes de cobre mucho superiores; asimismo, se observó que el efecto de la molienda es más pronunciado a pH 12, ya que las leyes de cobre en los concentrados disminuyen con el incremento del tiempo de molienda, y mediante pruebas de microscopía de minerales realizadas en concentrados con 55 y 75 % de tamaño  $<74 \mu\text{m}$  se determinó que el grado de liberación es mayor en los productos de molienda más finos, lo cual resalta la importancia de optimizar tanto el pH como la finura de molienda para mejorar el rendimiento global de la flotación.

Asghari et al. (2019) investigaron las causas de la pérdida de cobre en los relaves y propusieron métodos para mejorar el rendimiento del circuito de flotación en la planta de cobre de Sarcheshmeh, realizando un estudio en dos fases: en la primera, evaluaron la flotabilidad de dos tipos de mineral de cobre (sulfurados y mixtos, que comprenden minerales de sulfuro y óxido) y analizaron el fenómeno del del cobre perdido en los relaves; en la segunda, examinaron la influencia de la distribución del tamaño de partícula, del colector (Z11+R407) y de la dosificación del agente de sulfuración (NaHS) mediante experimentos de flotación por lotes. Los resultados mostraron que casi el 95 % de la pérdida total de cobre se produjo en el circuito bulk, siendo la recuperación de los minerales mixtos 8 % menor que en otros estudios, debido principalmente a un aumento en la proporción de óxido de cobre en la alimentación; además, se observó que la mayor pérdida de cobre sulfurado se daba en partículas gruesas ( $>74 \mu\text{m}$ ) y la de óxido en partículas finas ( $<9 \mu\text{m}$ ), concluyéndose que la optimización de las dosis del colector y del agente de sulfuración, junto con la reducción del tamaño de partículas gruesas, pudieron elevar la recuperación global de cobre del 79 % al 87 % sin disminuir la ley.

Molaei et al. (2018) evaluaron el efecto de diversos parámetros en el proceso de flotación para minimizar la recuperación de pirita activa en pórfidos de cobre, determinando mediante estudios ópticos y de molienda que 43 minutos de molienda son necesarios para alcanzar un grado de liberación de  $53 \mu\text{m}$ , se investigaron variables como el pH (7.3, 10, 10.5, 11, 11.5 y 12), el tipo y la concentración del colector (Nascol, Aero 407, Aero 3477 y

X231 a 12 y 25 mg/dm<sup>3</sup>), así como las concentraciones de depresante y espumante (0 y 25 mg/dm<sup>3</sup>), estableciéndose que las condiciones óptimas para la flotación de calcopirita eran un pH de 11.5, el uso de Aero 407 a 25 mg/dm<sup>3</sup>, Dowfroth 250 a 25 mg/dm<sup>3</sup> y Na<sub>2</sub>SO<sub>3</sub> a 25 mg/dm<sup>3</sup>; bajo estas condiciones se obtuvieron recuperaciones y leyes de 79.95% y 49% para la calcopirita, y 5.3% y 7.98% para la pirita, logrando que, tras tres etapas de limpieza, la ley del concentrado final se incrementara de 0.94% a 21.3%, para lo cual emplearon una celda determinaron que en un circuito Denver de 2.5 dm<sup>3</sup>.

Agheli et al. (2018) evaluaron el impacto de la pirita arrastrada en la flotación en el concentrador de cobre Sarcheshmeh, comparando dos tipos de alimentación: alta y baja pirita. Para ello, analizaron muestras de diversas corrientes del circuito de flotación rougher, examinando la estructura de la calcopirita y su asociación con la pirita y otros minerales de ganga en distintas fracciones de tamaño. Los resultados mostraron que, en las primeras cuatro celdas, se transfiere al concentrado un 72 % de la pirita flotada en la alimentación de baja pirita, mientras que en la alta pirita este porcentaje es del 56 %. Asimismo, en las últimas diez celdas se detectaron proporciones similares de SiO<sub>2</sub> flotado (72 % y 71 % para las alimentaciones baja y alta pirita, respectivamente). El análisis mineralógico indicó que, en fracciones finas (<38 µm), el mecanismo predominante es la activación y el arrastre de la superficie, permitiendo una liberación total de la calcopirita, mientras que en fracciones gruesas (>100 µm) la pirita se recupera principalmente como partículas bloqueadas, lo que afecta negativamente la ley y la recuperación del cobre. Además, se identificó que factores como el caudal de aire intensivo y la turbulencia en las celdas, junto con la adición de reactivos químicos únicamente en el tanque de acondicionamiento, pueden favorecer el arrastre de partículas bloqueadas hacia el concentrado, contribuyendo a la pérdida de cobre en las corrientes de relaves. Se sugiere que una optimización en la distribución de colector y espumador a lo largo del circuito podría recuperar entre el 15 y el 20 % del cobre perdido.

Owusu et al. (2014) analizaron el efecto del contenido de pirita en la flotación de minerales de cobre utilizando un sistema modelo mixto de calcopirita y pirita con contenidos

variables (20–80 % en peso), demostrando que el aumento de la pirita reducía la tasa de flotación, la recuperación y el grado de calcopirita, así como el potencial de oxidación de la pulpa, mientras que incrementaba la recuperación de pirita; a través de técnicas de análisis de superficie (XPS, ToF-SIMS y EDTA) se evidenció que la activación de la pirita por iones de cobre facilitaba su oxidación y la formación de especies hidrófilas en las superficies, afectando negativamente la flotabilidad de la calcopirita, lo que resalta la importancia de controlar parámetros críticos como la cantidad de oxígeno disuelto y el Eh para optimizar la adsorción de xantato y lograr una separación óptima, sugiriendo además la necesidad de desarrollar herramientas y procedimientos de caracterización que permitan ajustar las condiciones operativas en función de la mineralogía de la alimentación.

#### **1.4.2 Antecedentes nacionales**

Ramírez (2023) realizó un estudio teórico-experimental aplicado para seleccionar el reactivo depresor más eficiente en la flotación de cobre a partir de minerales polimetálicos con alta carga de piritas. Comparó dos depresores: una mezcla de bisulfito de sodio y sulfato de zinc y el bicromato de sodio, encontrando que la mezcla depresora presentaba mayor eficacia para deprimir plomo y zinc, mientras que con óxido de calcio se lograba deprimir la pirita. Los ensayos experimentales demostraron que la mezcla de bisulfito de sodio y sulfato de zinc, empleada a una concentración óptima de 60 mg/L en presencia del colector Z-11 (50 mg/L), el espumante MIBC (40 mg/L) y cal para mantener un pH de 10, permitió la recuperación completa del cobre (63,5 g equivalente al 100 %), confirmando la capacidad selectiva y eficiente del reactivo para mejorar la separación en sistemas polimetálicos con alta pirita.

Cárdenas & Huamán (2022) evaluaron la influencia del tamaño de partícula P80, el pH y la dosificación de los reactivos de flotación Z-6 y F-501 en la recuperación de cobre en la Compañía Minera Antapaccay S.A., mediante un estudio tecnológico y cuantitativo con diseño experimental y análisis de regresión múltiple. Los resultados indicaron que el rango óptimo de P80 para maximizar la recuperación de cobre se encuentra entre 240 y 255  $\mu\text{m}$ , con recuperaciones de 84 a 87 %, mientras que valores inferiores a 240  $\mu\text{m}$  o

superiores a 255  $\mu\text{m}$  ocasionaron disminución en la recuperación debido a partículas demasiado finas o gruesas, respectivamente. El punto óptimo reportado fue a un P80 de 242.8  $\mu\text{m}$ , pH 8.5 y dosis de reactivos Z-6 y F-501 de 20.13 g/TMS y 17.58 g/TMS, alcanzando una recuperación máxima del 86.65 %. Además, el análisis estadístico identificó al P80 como la variable con mayor influencia significativa en el proceso, y el estudio propuso una estrategia de control operacional basada en estos parámetros para optimizar la flotación de cobre en planta.

Ártica & Rivera (2015) estudiaron el efecto del contenido de pirita en la flotación de calcopirita utilizando un sistema mineralógico mixto con proporciones variables de pirita (20–80 % en peso), evaluando la influencia de este sulfuro acompañante en la química de la pulpa y en la recuperación de cobre. A través de pruebas de flotación y análisis de superficie mediante espectroscopia de fotoelectrones de rayos X (XPS), determinaron que tanto la recuperación como el grado de calcopirita disminuyen con el incremento de pirita, debido a una mayor activación superficial de este último mineral por iones de cobre disueltos en el medio. Asimismo, se observó que la cinética de flotación de la calcopirita se ve perjudicada tras una molienda fina tipo IsaMill, asociada a una reducción del potencial redox y del contenido de oxígeno disuelto en la pulpa. Los autores concluyen que la activación de la pirita por cobre y la formación de especies óxido/hidróxido sobre la superficie de la calcopirita reducen su flotabilidad, afectando la eficiencia del proceso, y sugieren que el control del Eh y del oxígeno disuelto es clave para optimizar la separación selectiva entre ambos sulfuros.

## **1.5 Hipótesis**

### ***1.5.1 Hipótesis general***

La implementación de una estrategia operacional permitirá aumentar la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.

### **1.5.2 Hipótesis específicas**

- El análisis de la data histórica identificará variables críticas que impactan significativamente la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.
- La microscopia XRD permitirá definir las condiciones mineralógicas que afectan la recuperación de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.
- La determinación de un tiempo de flotación óptimo a nivel de laboratorio permitirá evaluar la recuperación de cobre y hierro en el circuito actual, para evitar la activación excesiva de la pirita.
- La modificación del circuito de flotación a nivel industrial permitirá maximizar la recuperación total de cobre en la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de pirita.

### **1.6 Justificación de la Investigación**

La presente investigación resulta de alta relevancia tanto desde el punto de vista económico como ambiental y operativo, dado que aborda un problema crítico en la industria minera: la baja recuperación de cobre en presencia de altos contenidos de pirita. Al aplicar una estrategia operacional, se pretende sincronizar los procesos productivos, permitiendo ajustar dinámicamente los parámetros operativos en función de las variaciones en las condiciones mineralógicas.

Esta optimización contribuirá a reducir el consumo de insumos y energía, lo que se traduce en menores costos operativos y una mejora en la rentabilidad de la planta de beneficio. Además, la implementación de esta estrategia permitirá mejorar la calidad del concentrado final, al lograr una separación más selectiva entre la pirita y el cobre, lo que es fundamental en el contexto de la comercialización de los concentrados de cobre

Por otro lado, los resultados del estudio aportarán nuevos conocimientos en la caracterización de las condiciones mineralógicas y en la cinética de flotación de estos tipos

de minerales con alto contenido de pirita, lo que puede ser tomado en cuenta en otras operaciones mineras con desafíos similares.

## Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

### 2.1. Marco teórico

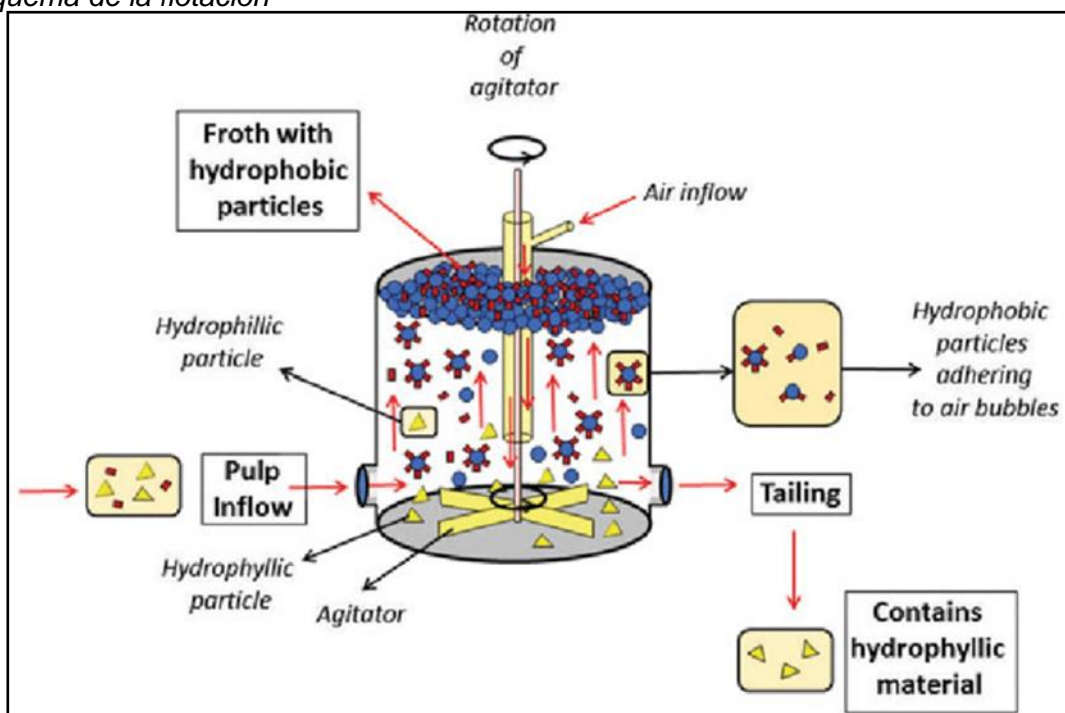
#### 2.1.1 Flotación de minerales sulfurados

**2.1.1.1 Principios fisicoquímicos de la flotación.** El proceso de flotación se basa en principios fisicoquímicos que explotan las diferencias en la afinidad de las superficies minerales por el agua (hidrofilicidad) o por el aire (hidrofobicidad). Los minerales hidrofóbicos se adhieren a las burbujas de aire y ascienden hasta la superficie de la celda de flotación, donde forman una espuma rica en minerales valiosos. Por el contrario, los minerales hidrofílicos permanecen en la pulpa y son descartados como relave.

Estos principios involucran la interacción de tres fases: sólida (mineral), líquida (agua y reactivos) y gaseosa (burbujas de aire). Las propiedades superficiales de las partículas minerales juegan un rol determinante, y su modificación mediante reactivos flotantes permite controlar el comportamiento del sistema (Bulatovic, 2007).

**Figura 1**

*Esquema de la flotación*



Fuente: Tomada del artículo de Voncken (2016).

**2.1.1.1.1 Interfaz Sólido-Líquido.** En contacto con agua, la superficie de los minerales desarrolla una doble capa eléctrica debido a la disociación de especies iónicas en su superficie. La estructura y carga de esta capa dependen del pH, el tipo de mineral, la presencia de impurezas y los reactivos presentes. El punto de carga cero (PCZ) de cada mineral define el pH en el cual la superficie es eléctricamente neutra. Por ejemplo, la calcopirita tiene un PCZ cercano a pH 5.5, mientras que la pirita presenta un PCZ inferior a pH 2.5. A pH mayores, las superficies tienden a cargarse negativamente, lo que influye en la adsorción de reactivos aniónicos como los xantatos (Park, 2022).

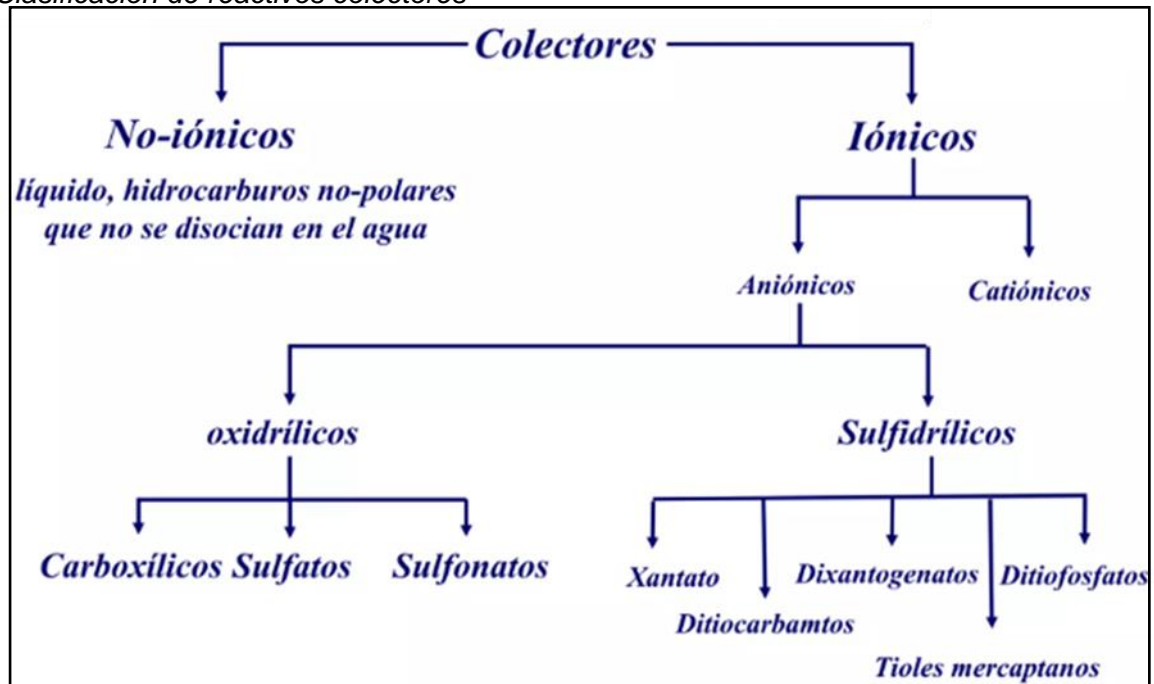
**2.1.1.1.2 Interfaz Líquido-Gas.** La tensión superficial entre el agua y el aire genera una barrera energética que solo las partículas con suficiente hidrofobicidad pueden superar para adherirse a las burbujas. Esta interacción depende del tamaño de burbuja, la energía cinética de colisión, el tiempo de contacto y el ángulo de contacto entre partícula y burbuja. Los colectores aumentan esta hidrofobicidad al formar una película orgánica sobre el mineral (Sayed et al., 2024).

**2.1.1.1.3 Interfaz Sólido-Gas.** Cuando se logra la adhesión partícula-burbuja, se forma un sistema estable si las fuerzas de adhesión superan a las de arrastre hidráulico. Este fenómeno es favorecido por una alta hidrofobicidad, la cual se potencia mediante la adsorción selectiva de colectores y la adecuada regulación del pH y Eh (Xing et al., 2019).

**2.1.1.2 Mecanismos de adsorción de reactivos sobre minerales sulfurados.** La eficiencia del proceso de flotación depende en gran medida de la acción de los reactivos flotantes, los cuales modifican selectivamente la superficie de los minerales. Estos reactivos se agrupan en cinco grandes tipos: colectores, espumantes, modificadores (reguladores de pH, activadores y depresores), dispersantes y floculantes. En el caso de minerales sulfurados, destacan los siguientes mecanismos (De la Sota, 2018):

**Figura 2**

*Clasificación de reactivos colectores*



Fuente: Tomada del trabajo de investigación de Delgado (2016).

**2.1.1.2.1 Adsorción de colectores.** Los colectores, como los xantatos, son surfactantes aniónicos que se adsorben sobre la superficie del mineral formando compuestos de tipo organometálico. Esta adsorción puede ser:

- Física (fisorción): basada en fuerzas electrostáticas débiles, es rápida y reversible. Ocurre principalmente cuando el mineral tiene una carga opuesta a la del colector.
- Química (quimisorción): implica la formación de enlaces covalentes entre el ion colector y el metal superficial. Esta es más lenta, pero más estable, y es esencial para flotaciones selectivas.

La calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), por ejemplo, reacciona con xantato formando  $\text{CuX}$  (xantato cúprico), que es hidrofóbico. La pirita ( $\text{FeS}_2$ ), en cambio, tiene menor reactividad hacia los xantatos, aunque a potenciales de oxidación elevados también puede activarse y flotar, lo cual es indeseado en el procesamiento de cobre (Bin et al., 2022).

**2.1.1.2.2 Adsorción de depresores.** Los depresores actúan inhibiendo la flotación de minerales no deseados. En presencia de pirita, se emplean depresores como el cianuro de sodio ( $\text{NaCN}$ ), bicarbonato de sodio ( $\text{NaHCO}_3$ ) y metabisulfito de sodio

( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ ). Estos modifican la superficie de la pirita, oxidándola o formando complejos solubles con iones férricos, lo cual reduce su hidrofobicidad. Esto permite que la pirita permanezca en la pulpa mientras la calcopirita flota (Yufan et al., 2016).

**2.1.1.2.3 Adsorción de activadores.** Los activadores, como el sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), son esenciales para inducir flotabilidad en minerales que naturalmente no flotan, como la esfalerita ( $\text{ZnS}$ ) o la galena oxidada ( $\text{PbSO}_4$ ). En el caso del cobre, el  $\text{Cu}^{2+}$  puede adsorberse en la superficie del mineral, reemplazando a los protones o formando sitios activos para la posterior adsorción de colectores (Ruíz, 2016).

**2.1.1.2.4 Regulación del pH.** El pH es una variable crítica en la flotación de sulfuros. En el caso de la pirita, un pH mayor a 10 facilita su depresión, ya que se forma una película de óxidos férricos sobre su superficie. Por otro lado, los sulfuros de cobre como la calcopirita pueden flotar adecuadamente en rangos de pH entre 8 y 10.5, donde los xantatos están en su forma aniónica activa (Kyaw et al., 2021).

### **2.1.1.3 Relevancia del pH, Potencial Eh, aireación y tiempo de residencia.**

**2.1.1.3.1 pH.** El pH afecta tanto la especiación de los reactivos como el comportamiento de la superficie mineral. Un pH alcalino favorece la flotación de sulfuros de cobre y la depresión de pirita. La flotación en medio ácido, por el contrario, puede inducir la activación de pirita por disolución parcial y exposición de sitios activos.

- En sistemas cobre–pirita, trabajar a pH entre 10–11 con NaOH o cal hidratada ( $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ) ayuda a obtener un concentrado de cobre limpio y con baja pirita.
- A pH bajos (<6), tanto calcopirita como pirita flotan con facilidad, disminuyendo la selectividad (Rabatho et al., 2011).

**2.1.1.3.2 Potencial Redox (Eh).** El potencial de oxidación-reducción (Eh) influye directamente en el estado superficial de los minerales. Una pirita oxidada superficialmente en presencia de oxígeno y agua puede formar compuestos como  $\text{FeOOH}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , o incluso ácido sulfúrico, que afectan su comportamiento flotante.

- En flotación de cobre, un Eh entre 100 y 250 mV es ideal.

- Un Eh muy alto puede oxidar el colector y reducir su efectividad, además de activar la pirita.
- Un Eh muy bajo puede reducir la superficie del mineral, volviéndola menos reactiva (Bulatovic, 2007).

**2.1.1.3.3 Aireación.** La cantidad, tamaño y distribución de burbujas de aire son determinantes para el éxito de la flotación. Una aireación óptima proporciona burbujas finas y estables que maximizan la adherencia de las partículas hidrofóbicas.

- Un exceso de aire puede generar turbulencia, arrastrar ganga o provocar la rotura de la espuma.
- Una aireación insuficiente reduce la cantidad de sitios disponibles para captura de partículas (Castro, 2003).

**2.1.1.3.4 Tiempo de residencia.** El tiempo que la pulpa permanece dentro de la celda de flotación afecta la recuperación y la ley del concentrado.

- **Tiempos cortos:**

Pueden resultar en pérdidas de cobre valioso al relave.

- **Tiempos largos:**

Aumentan la posibilidad de que partículas indeseadas (pirita u otras gangas) se adsorban a las burbujas por arrastre o flotación inducida.

La optimización del tiempo de residencia es fundamental para lograr el equilibrio entre recuperación y selectividad (Rabatho et al., 2011).

**2.1.1.4 Etapas de la flotación.** El proceso de flotación se organiza en varias etapas secuenciales, cada una con una función específica:

**2.1.1.4.1 Acondicionamiento.** Es la etapa inicial en la que el mineral se mezcla con agua y reactivos bajo condiciones controladas de agitación, tiempo y temperatura. Su objetivo es permitir una adsorción uniforme y eficaz de los reactivos sobre la superficie mineral. En esta etapa se agregan el colector, reguladores de pH, activadores o depresores según el esquema de flotación (Chen, 2021).

**2.1.1.4.2 Flotación Rougher.** Es la primera etapa efectiva de flotación, donde se separa la mayor parte del mineral valioso. Se trabaja con dosis altas de colectores y espumantes para maximizar la recuperación, aun sacrificando la ley del concentrado. El concentrado rougher contiene tanto cobre como impurezas (pirita, ganga), por lo que debe ser reprocesado (Agheli et al., 2018).

**2.1.1.4.3 Etapas de limpieza (Cleaning).** El concentrado rougher pasa por una o más etapas de limpieza para eliminar las impurezas y aumentar la ley de cobre. En esta fase se aplican depresores, se ajusta el pH y se controla finamente la dosificación de espumantes. El objetivo es optimizar la calidad del concentrado final, incluso si se pierde una pequeña fracción de cobre (Bulatovic, 2007).

**2.1.1.4.4 Flotación Scavenger.** Esta etapa trata los relaves del rougher, buscando recuperar las partículas valiosas que no flotaron inicialmente. Se utilizan reactivos económicos y dosificaciones más agresivas. El concentrado scavenger se reincorpora al circuito para aumentar la recuperación global (Castro, 2003).

## **2.1.2 Minerales de cobre asociados a pirita**

El procesamiento de minerales sulfurados de cobre constituye una actividad fundamental dentro de la metalurgia extractiva. Sin embargo, cuando estos minerales se encuentran asociados a pirita ( $\text{FeS}_2$ ), la eficiencia del proceso de concentración por flotación se ve significativamente comprometida. Esta sección aborda los principales minerales de cobre presentes en este tipo de depósitos, su comportamiento frente al proceso de flotación, y los desafíos que representa la presencia de pirita tanto desde el punto de vista mineralógico como operativo (López & Reyes, 2005).

**2.1.2.1 Minerales sulfurados de cobre.** Los minerales de cobre de interés económico suelen estar constituidos por sulfuros primarios y secundarios. Dentro de los sulfuros primarios, la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) es el mineral más abundante y representa la fuente principal de cobre a nivel mundial. Tiene una estructura tetragonal y contiene aproximadamente un 34.5% de cobre. Su recuperación por flotación es técnicamente viable, pero presenta ciertas dificultades debido a su flotabilidad moderada.

La bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), también conocida como “cobre púrpura”, es otro sulfuro primario que contiene un mayor tenor de cobre (alrededor del 63.3%) y presenta una flotabilidad superior a la de la calcopirita, siendo más reactiva frente a colectores como los xantatos. En condiciones óptimas de pH y potencial redox (Eh), su recuperación suele ser más eficiente.

Entre los sulfuros secundarios se encuentran la covelina (CuS) y la calcosina ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), minerales que se forman por procesos de enriquecimiento secundario. Estos sulfuros muestran una flotabilidad natural muy alta y responden rápidamente a los colectores tradicionales. Debido a esto, la flotación de estos minerales requiere menos energía y menor cantidad de reactivos.

Otros minerales menos comunes, como la enargita ( $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ ), digenita ( $\text{Cu}_9\text{S}_5$ ), y tetraedrita ( $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ ), también pueden estar presentes en pequeñas cantidades y complicar el proceso debido a su comportamiento variable y, en algunos casos, a la presencia de elementos penalizantes como el arsénico o antimonio (Can et al., 2021).

**2.1.2.2 Pirita como ganga sulfurada.** La pirita ( $\text{FeS}_2$ ) es uno de los minerales de ganga más frecuentes en yacimientos de sulfuros de cobre. Aunque no tiene valor económico en muchos contextos, su presencia influye de manera determinante en la eficiencia del proceso de flotación. Su fórmula química implica una alta proporción de azufre (53.4%), lo que, combinado con su reactividad superficial, la convierte en un mineral indeseable cuando entra al circuito de flotación y flota junto con los sulfuros de cobre.

Desde el punto de vista mineralógico, la pirita puede estar presente como cristales gruesos o finamente diseminada en la matriz del mineral. Esta distribución influye en la eficiencia de la liberación durante la molienda. En casos de intercrecimiento fino entre pirita y calcopirita, se requiere una molienda más fina, lo cual incrementa los costos operativos y puede llevar a problemas de sobre-molienda y generación de partículas ultrafinas (slimes), que afectan negativamente la recuperación por flotación.

La flotabilidad de la pirita es baja en condiciones alcalinas sin colectores, pero se incrementa significativamente en presencia de xantatos, sobre todo a pH neutro o ácido. Este comportamiento la hace peligrosa en operaciones donde se busca una flotación selectiva del cobre. Si no se controla adecuadamente, la pirita puede flotar junto con los sulfuros valiosos, reduciendo la ley del concentrado y provocando penalizaciones por exceso de hierro y azufre (Roman, 2018).

**2.1.2.3 Flotabilidad natural de los minerales de cobre y la pirita.** La flotabilidad natural se refiere a la capacidad que tiene un mineral de adherirse a las burbujas de aire en presencia de colectores, sin requerir condiciones extremas. Los sulfuros de cobre como calcosina, covelina y bornita poseen una flotabilidad natural elevada, lo que los convierte en minerales fáciles de recuperar. Por otro lado, la calcopirita, si bien es recuperable, necesita condiciones específicas como un pH controlado (9–11), suficiente aireación, y la presencia de activadores (como el  $\text{CuSO}_4$ ) para facilitar su flotación.

La pirita, en contraste, tiene una flotabilidad natural baja en condiciones alcalinas. No obstante, su comportamiento cambia drásticamente en ambientes ácidos o cuando se incrementa la concentración de colectores. A altos potenciales redox, la superficie de la pirita se activa y forma una capa de disulfuro que puede ser fácilmente recolectada por xantatos, generando problemas de flotación no selectiva. Este fenómeno complica la operación metalúrgica porque la pirita consume reactivos y reduce la eficiencia del proceso, flotando junto con el cobre (López & Reyes, 2005).

**2.1.2.3.1 Problemas metalúrgicos en la flotación.** La presencia de pirita en grandes cantidades en el mineral puede causar competencia por los reactivos de flotación. Este fenómeno ocurre cuando tanto los sulfuros de cobre como la pirita reaccionan con el colector (por ejemplo, el xantato), generando superficies hidrofóbicas en ambos tipos de partículas. Esto se traduce en una reducción de la selectividad y un aumento de la ganga en el concentrado.

Además, la pirita puede consumir depresores y modificadores del pH en mayor proporción, obligando a utilizar mayores cantidades de reactivos para lograr la depresión efectiva. Este consumo excesivo no solo representa un incremento en los costos operativos, sino también un mayor riesgo ambiental por la necesidad de manejar reactivos tóxicos como el cianuro de sodio (NaCN) o metabisulfito de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$ ).

Otro problema metalúrgico asociado es la oxidación superficial de la calcopirita en contacto con pirita. A nivel microgalvánico, la pirita puede actuar como cátodo y la calcopirita como ánodo, favoreciendo su oxidación superficial y reduciendo su capacidad de flotación. Este fenómeno electroquímico complica aún más la separación eficiente entre ambos minerales (Utepbaeva et al., 2023).

**2.1.2.3.2 Estrategias para mejorar la selectividad en presencia de pirita.** El desafío central en la flotación de sulfuros de cobre asociados a pirita es lograr una separación eficiente que maximice la recuperación de cobre y minimice la arrastre de pirita. Para ello, se han desarrollado diversas estrategias metalúrgicas, entre las que destacan:

- Uso de depresores específicos: Reactivos como el cianuro de sodio, metabisulfito de sodio y la cal son empleados para suprimir la flotación de la pirita sin afectar la flotabilidad de los sulfuros de cobre. La elección del depresor depende de la mineralogía, del pH y de los objetivos del proceso.
- Control estricto del pH: Operar a pH entre 10 y 11 favorece la depresión de la pirita, especialmente en combinación con cal. En estos rangos de alcalinidad, la superficie de la pirita se pasiva, lo que reduce su capacidad para reaccionar con los colectores.
- Secuenciación de reactivos: El orden y el momento de adición de los reactivos es crucial. Por ejemplo, se puede adicionar primero un depresor de pirita durante el acondicionamiento, seguido por el colector principal, para favorecer la flotación del cobre sin activar la pirita.
- Uso de colectores selectivos: Existen colectores de última generación que permiten una mayor selectividad hacia sulfuros de cobre. Algunos de ellos son colectores

modificados con grupos funcionales específicos que reaccionan de forma preferente con la calcopirita.

- Optimización de la aireación y del potencial Eh: Mantener un Eh moderado evita la activación de la pirita. De igual modo, un control adecuado de la aireación evita el exceso de oxidación superficial tanto en la pirita como en los sulfuros valiosos (López & Reyes, 2005).

**2.1.2.3.3 Implicancias operativas y comerciales.** Desde un punto de vista económico, la flotación no controlada de pirita representa un riesgo importante. La inclusión de pirita en el concentrado de cobre reduce la ley del producto y puede generar penalidades por contenidos excesivos de hierro o azufre en contratos de comercialización internacional. Además, el tratamiento posterior del concentrado (como la fundición) se ve dificultado por la presencia de pirita, debido a la formación de escorias y emisiones de SO<sub>2</sub>, lo cual implica mayores costos ambientales y de operación.

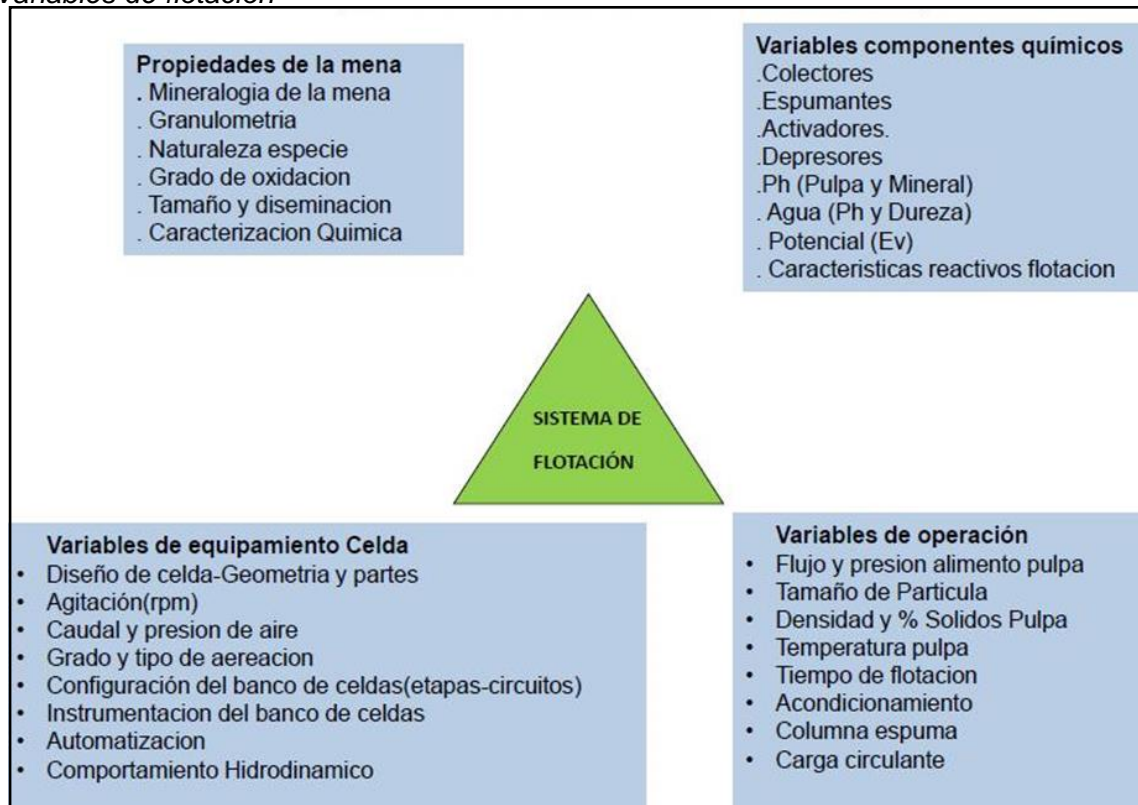
Por tanto, el desarrollo de una estrategia operacional específica para minerales de cobre asociados a pirita no solo mejora los indicadores metalúrgicos de recuperación y ley, sino que también fortalece la competitividad económica de la operación (Can et al., 2021).

### **2.1.3 Parámetros operacionales clave en la flotación**

En los procesos de concentración de minerales mediante flotación, los parámetros operacionales desempeñan un rol determinante en la eficiencia del proceso y en la calidad del concentrado final. Una adecuada comprensión y control de estos factores permite optimizar la recuperación de los minerales valiosos y minimizar las pérdidas en el relave. A continuación, se detallan los principales parámetros operacionales que condicionan el éxito del proceso de flotación (Bulatovic, 2007).

**Figura 3**

*Variables de flotación*



Fuente: Tomada del trabajo de Delgado (2016).

**2.1.3.1 Granulometría de molienda.** La flotación de minerales requiere una adecuada liberación de las especies minerales valiosas de su ganga, lo cual se logra a través de la molienda. La granulometría óptima es aquella que maximiza la exposición de las partículas útiles sin incurrir en sobremolienda, que generaría lamas o partículas ultrafinas con bajo rendimiento metalúrgico.

- Liberación mineralógica: La eficiencia de la separación depende en gran medida de la liberación de las especies valiosas. Una molienda insuficiente genera partículas compuestas o mixtas, dificultando la adherencia selectiva a las burbujas de aire. Por el contrario, la sobremolienda produce partículas finas (<20  $\mu\text{m}$ ) que tienen una baja respuesta a la flotación debido a fenómenos de aglomeración, aumento de la energía superficial y atrapamiento en la espuma.
- Tamaño óptimo de liberación: Este depende del tipo de mineral y su textura mineralógica. Por ejemplo, en minerales polimetálicos, como los que contienen

esfalerita, galena o calcopirita, los tamaños óptimos suelen oscilar entre 75 y 150  $\mu\text{m}$ . La determinación del tamaño de liberación óptimo se realiza mediante estudios de liberación (liberation analysis) utilizando técnicas como el análisis mineralógico automatizado (MLA o QEMSCAN).

- Distribución del tamaño de partícula: No solo es importante la granulometría media, sino también su distribución. Una distribución demasiado amplia puede generar diferentes cinéticas de flotación, afectando la recuperación selectiva. El control de la clasificación hidráulica y el uso de ciclones en el circuito de molienda permiten mejorar este aspecto (Štirbanović et al., 2020).

**2.1.3.2 Dosificación y secuencia de adición de reactivos.** La flotación depende de la interacción química entre los minerales y los reactivos, por lo tanto, su dosificación y secuencia de adición influyen directamente en el comportamiento del sistema.

- Tipo y función de los reactivos: Los colectores, espumantes, modificadores, activadores y depresores cumplen funciones específicas. Una dosificación inadecuada puede generar efectos no deseados como la flotación de ganga, arrastre de impurezas, baja selectividad o pérdidas de mineral valioso.
- Secuencia de adición: El orden en el cual se incorporan los reactivos modifica la química superficial de los minerales. Por ejemplo, la adición previa de un depresor como el cianuro o el sulfato de zinc en la flotación selectiva de Pb-Zn inhibe la flotación de esfalerita, permitiendo la recuperación preferencial de galena. La adición incorrecta de colectores antes del acondicionamiento de depresores puede provocar la activación no deseada de minerales.
- Interacciones químicas y tiempos de reacción: La secuencia de adición debe considerar el tiempo necesario para que se completen las reacciones químicas. Algunos reactivos requieren un tiempo de contacto para modificar el potencial redox del medio, o para formar complejos en la superficie mineral, por lo tanto, deben ser acondicionados con anticipación.

- Estudios de dosificación óptima: Se realiza mediante pruebas de flotación batch en laboratorio, variando las dosis y la secuencia. Estos ensayos permiten construir curvas de recuperación y definir las condiciones óptimas que serán escaladas a nivel planta (Mu et al., 2016).

**2.1.3.3 Tiempo de acondicionamiento.** El tiempo de acondicionamiento se refiere al período en el cual los reactivos interactúan con la pulpa antes del ingreso a la celda de flotación. Este parámetro garantiza una adecuada adsorción de los reactivos sobre las superficies minerales.

- Importancia en la activación/depresión: Algunos reactivos como el sulfato de cobre requieren tiempo para activar los sitios superficiales de minerales como la esfalerita. Lo mismo ocurre con depresores como el bicromato de sodio o los agentes de pH que deben estabilizar el entorno químico.
- Efectos de un acondicionamiento deficiente: Un tiempo insuficiente de acondicionamiento impide la adecuada interacción químico-física entre los reactivos y los minerales, generando flotación no selectiva, baja recuperación y arrastre de ganga. Por otro lado, un tiempo excesivo puede degradar los reactivos (especialmente espumantes y colectores) o provocar la re-adsorción de especies no deseadas.
- Parámetros de diseño: El tiempo de acondicionamiento varía entre 1 a 10 minutos según el reactivo y el tipo de mineral. Se utiliza generalmente en tanques de agitación mecánica o en celdas acondicionadoras previas al banco de flotación (Bulatovic, 2007).

**2.1.3.4 Densidad de pulpa.** La densidad de pulpa (expresada como % sólidos) es un factor crítico que influye tanto en la eficiencia cinética del proceso como en la interacción burbuja-partícula.

- Efecto en la cinética de flotación: A mayor densidad de pulpa, se incrementa la colisión entre partículas, lo cual puede favorecer la recuperación de minerales valiosos. Sin embargo, densidades elevadas también disminuyen la movilidad de

las burbujas, afectando la formación de espuma estable y reduciendo el contacto efectivo.

- Rangos operativos: En pruebas batch se suele trabajar con pulpas al 25–35% de sólidos. En plantas industriales, la flotación rougher puede realizarse al 30–40%, mientras que en etapas de limpieza se utiliza menor densidad (15–25%) para favorecer la selectividad.
- Interacción con reactivos: La concentración de reactivos por tonelada de mineral cambia con la densidad. Por ejemplo, a mayor densidad, se requiere mayor dosificación para mantener la concentración efectiva en la solución. Por eso, las pruebas de flotación deben considerar este parámetro al escalar condiciones de laboratorio a planta.
- Consecuencias de un control deficiente: Una densidad muy baja produce dilución de reactivos, baja recuperación y formación de espuma inestable. Una densidad demasiado alta dificulta el bombeo, aumenta el consumo energético y reduce el transporte de burbujas (Elizondo et al., 2021).

**2.1.3.5 Control del aire y agitación.** El suministro de aire y la agitación mecánica son esenciales para el transporte y adhesión de partículas minerales a las burbujas, que conforman el mecanismo básico de la flotación (Bulatovic, 2007).

#### **2.1.3.5.1 Aireación.**

- Tasa de aireación: Se refiere al volumen de aire introducido por unidad de tiempo. Un flujo óptimo permite la generación de burbujas de tamaño adecuado para favorecer la flotación de minerales finos y medianos.
- Tamaño y distribución de burbujas: Burbujas muy grandes arrastran poca carga mineral, mientras que burbujas muy pequeñas pueden colapsar o formar espuma excesiva. El diseño del sistema de dispersión de aire (difusores, rotores, inyector) es clave para asegurar una distribución homogénea.
- Sobreaireación y bajo flujo: Una aireación excesiva genera turbulencia y desestabiliza la espuma, mientras que un flujo deficiente limita la recuperación. El

control automatizado de aireación es una herramienta moderna aplicada en celdas columna y celdas mecánicas modernas como las tipo Outotec o Denver (Zhang et al., 2023).

#### **2.1.3.5.2 Agitación.**

- Función de la agitación: Favorece la suspensión de partículas, el mezclado de reactivos, el contacto burbuja-partícula y la renovación de interfaces. La velocidad de agitación debe ser controlada según el diseño de la celda y la etapa del proceso (rougher, scavenger o cleaner).
- Efectos negativos: Una agitación muy intensa puede provocar la desorción de reactivos, rompimiento de burbujas y arrastre de lamas, mientras que una agitación débil no mantiene la pulpa en suspensión ni promueve las colisiones necesarias (Castro, 2003).

### **2.1.4 Fundamentos de la Estrategia Operacional**

**2.1.4.1 Conceptos, orígenes y principios de la estrategia operacional.** La estrategia operacional se define como el conjunto de decisiones y acciones planificadas que permiten a una organización lograr la máxima eficiencia en sus procesos productivos, alineando sus recursos técnicos, humanos y materiales con los objetivos estratégicos del negocio. En el contexto industrial, esta estrategia ha evolucionado como una respuesta a la necesidad de incrementar la competitividad mediante la optimización continua de los procesos, el aprovechamiento de nuevas tecnologías y la reducción sistemática de pérdidas operativas.

Sus orígenes pueden rastrearse hasta las primeras formulaciones de la administración científica y la teoría de sistemas en la manufactura, pero ha adquirido un enfoque integral con la llegada de la cuarta revolución industrial. En el sector minero-metalúrgico, la estrategia operacional se orienta a la mejora de variables clave de proceso, garantizando una operación segura, rentable y sostenible en el tiempo (Li et al., 2023).

Entre los principios fundamentales de una estrategia operacional efectiva, se encuentran:

- Enfoque en la eficiencia de los procesos: Este principio prioriza la reducción de tiempos improductivos, minimización de pérdidas energéticas y optimización de los flujos de trabajo. Se busca garantizar que cada etapa del proceso contribuya al valor final del producto.
- Gestión basada en datos: La toma de decisiones debe basarse en información confiable, generada a partir de sensores, sistemas de monitoreo en tiempo real, reportes de desempeño y análisis estadístico. La trazabilidad de datos permite una evaluación continua del comportamiento operacional.
- Sincronización de operaciones interdependientes: Las operaciones dentro de una planta de procesamiento —como chancado, molienda, flotación y espesamiento— deben estar integradas bajo una planificación táctica que garantice el flujo óptimo de mineral y pulpa, evitando cuellos de botella y pérdidas metalúrgicas.
- Adaptabilidad y flexibilidad: En escenarios donde las condiciones del mineral pueden variar significativamente, como en los yacimientos con contenido de pirita, se requiere una capacidad de respuesta dinámica. Ajustes en dosificación de reactivos, tiempos de residencia o aireación deben realizarse de forma rápida y precisa.
- Calidad y control desde el origen: Todo proceso productivo debe incorporar sistemas de aseguramiento y control de calidad desde las etapas iniciales, como el muestreo representativo y la caracterización mineralógica. Esto permite prever comportamientos metalúrgicos adversos y tomar decisiones proactivas.
- Cultura de mejora continua: La estrategia operacional se apoya en la implementación de prácticas de mejora continua, donde los operadores, técnicos y jefaturas participan en la identificación y corrección de ineficiencias, promoviendo una cultura organizacional de innovación constante.

Estos principios han sido integrados progresivamente en la industria minera mediante la adopción de sistemas de planificación avanzada, automatización de procesos, softwares de simulación, modelos predictivos y plataformas de gestión digital. La estrategia

operacional moderna no se limita a aspectos técnicos, sino que también considera la sostenibilidad ambiental, la seguridad ocupacional y la rentabilidad económica como pilares interdependientes (Kannan & Choon, 2005).

**2.1.4.2 Aplicación de estrategias operacionales en la industria minera.** En la industria minera, la estrategia operacional tiene un rol determinante en la maximización de la eficiencia de las plantas concentradoras, especialmente en unidades donde el procesamiento de minerales complejos, como los que contienen pirita en altos niveles, requiere de ajustes precisos y en tiempo real. La interacción entre la mineralogía, la variabilidad de la alimentación y las condiciones del circuito de flotación impone la necesidad de una gestión operacional ágil y técnica, que permita alcanzar las metas de recuperación, calidad del concentrado y estabilidad del proceso (Magbool et al., 2020).

Los siguientes aspectos reflejan la aplicación práctica de estrategias operacionales en plantas de flotación modernas:

- Integración de procesos unitarios bajo una visión holística: La estrategia operacional establece una conexión entre cada etapa del proceso (desde la recepción del mineral hasta la obtención del concentrado final), asegurando que las condiciones operativas en molienda, clasificación, acondicionamiento y flotación estén alineadas para evitar pérdidas de cobre y diluciones por arrastre de pirita.
- Uso de plataformas de monitoreo y control avanzado: La recopilación de datos en tiempo real mediante sensores de pH, potencial redox, nivel de celda, flujo de aire y dosificación de reactivos permite identificar desviaciones del proceso, automatizar correcciones y generar reportes en línea para toma de decisiones rápida. Estas plataformas, combinadas con sistemas SCADA y modelos predictivos, fortalecen la estrategia de control operacional.
- Gestión eficiente de insumos críticos y recursos energéticos: Las estrategias modernas no se limitan a controlar la producción, sino también a reducir costos operativos mediante una dosificación optimizada de colectores, espumantes, depresores y modificadores. Esto es particularmente relevante cuando la pirita

requiere un control riguroso para evitar su flotación no deseada y su impacto en la ley del concentrado.

- Ajuste dinámico de parámetros metalúrgicos: Frente a una variabilidad mineralógica, como la presencia de sulfuros de hierro finamente diseminados, las estrategias operacionales deben incorporar protocolos de ajuste inmediato en la dosificación de reactivos, velocidad de agitación, tiempos de residencia y configuración de bancos de flotación. Esta capacidad de respuesta mejora la recuperación de cobre y reduce las penalidades por contenido de impurezas.
- Capacitación y empoderamiento del personal técnico: La efectividad de cualquier estrategia operacional depende del conocimiento, criterio y experiencia del personal de operación. La capacitación constante en análisis de datos, interpretación de resultados metalúrgicos y manejo de tecnologías avanzadas fortalece la toma de decisiones a nivel de planta.
- Optimización de mantenimiento y disponibilidad de equipos: A través de herramientas de gestión de mantenimiento preventivo y predictivo, se asegura la continuidad operativa sin interrupciones no programadas, lo que es crucial para mantener la estabilidad del sistema de flotación, sobre todo en minerales complejos.
- Cumplimiento de estándares de sostenibilidad y seguridad: Las estrategias operacionales actuales incluyen planes para la reducción del impacto ambiental, gestión eficiente del agua, disminución del consumo energético y cumplimiento de normativas de seguridad industrial, integrando la sostenibilidad como un componente del desempeño operativo.

En el caso específico de minerales con alto contenido de pirita, estas estrategias permiten afrontar las limitaciones tradicionales en la flotación diferencial, donde la pirita puede afectar tanto la recuperación como la ley del concentrado. Una estrategia operacional efectiva actúa sobre esta problemática mediante el uso de caracterización

mineralógica detallada, pruebas de flotación selectiva con variaciones de pH y reactivos, y control operacional automatizado.

De este modo, se consolida un enfoque técnico que prioriza la adaptabilidad, la eficiencia y la sostenibilidad de las operaciones, incrementando la recuperación de cobre sin comprometer la calidad del concentrado. Esta visión integrada representa una evolución necesaria en la gestión de plantas mineras modernas y constituye una herramienta clave para la mejora del desempeño metalúrgico en contextos desafiantes (Felsner, 2015).

### ***2.1.5 Interacción entre Estrategias Operacionales y Procesos de Flotación***

**2.1.5.1 Optimización de parámetros operativos en la planta de flotación.** La eficiencia del proceso de flotación depende en gran medida de la meticulosa optimización de diversos parámetros operativos, los cuales interactúan de manera compleja para influir en la recuperación y calidad del concentrado final. Entre estos parámetros destacan la dosificación de reactivos, el pH de la pulpa, el tiempo de residencia en las celdas, la intensidad y el régimen de agitación, así como la tasa de aireación y el tamaño de las burbujas generadas. Un ajuste fino en cada uno de estos factores puede marcar la diferencia en la eficiencia de separación, sobre todo cuando se trabaja con menas que contienen altos niveles de minerales problemáticos, como la pirita, la cual interfiere en la selectividad y recuperación del cobre.

Para lograr esta optimización, se han implementado sistemas de monitoreo en tiempo real que permiten la recolección continua de datos operativos, facilitando la identificación de cuellos de botella y la determinación de las variables críticas que afectan el proceso. Estos sistemas utilizan sensores y dispositivos de medición que evalúan parámetros como la concentración de reactivos, el pH, la temperatura, la densidad de pulpa y el flujo de aire, lo que posibilita la aplicación de modelos de simulación y análisis predictivo. Dichos modelos ayudan a prever el comportamiento del proceso ante variaciones en la alimentación mineral y en las condiciones ambientales, permitiendo

ajustes inmediatos en la dosificación de reactivos o en la configuración de las celdas de flotación (Felsner, 2015).

Adicionalmente, la optimización operacional abarca la gestión eficiente de los tiempos de mantenimiento y la coordinación interdepartamental, asegurando que cada etapa del proceso se ejecute en condiciones ideales. La integración de herramientas de planificación avanzada, tales como los sistemas de gestión de mantenimiento (CMMS), contribuye a minimizar las paradas no programadas y a maximizar la disponibilidad de equipos. De igual forma, la capacitación continua del personal y la adopción de protocolos estandarizados garantizan una operación consistente y de alta calidad, lo cual se traduce en una mayor productividad y en la reducción de costos operativos.

La aplicación de estos enfoques optimizados permite que la planta de flotación no solo se adapte a las variaciones en la composición mineralógica de la alimentación, sino que también mejore la eficiencia general del proceso, aumentando la recuperación de cobre y la ley del concentrado, mientras se mitigan los efectos adversos de minerales secundarios como la pirita. (López & Ipanaqué, 2008).

## **2.2 Marco conceptual**

En esta sección se presentan las definiciones y conceptos clave que sustentan la investigación sobre la estrategia operacional para aumentar la recuperación de cobre en la flotación de minerales con alto contenido de pirita en la provincia de La Oroya.

### **2.2.1 Pirita ( $FeS_2$ )**

La pirita es un mineral de sulfuro de hierro comúnmente presente en depósitos de minerales sulfurados metálicos, especialmente en yacimientos de cobre. Aunque no tiene valor económico directo en la mayoría de los procesos metalúrgicos, su presencia en altas concentraciones representa un reto debido a su comportamiento durante la flotación, ya que puede ser activada por iones de cobre y flotar junto con los minerales de cobre, afectando negativamente la selectividad del proceso y la calidad del concentrado (Mu et al., 2016).

### **2.2.2 Flotación de minerales**

La flotación es un proceso de concentración física de minerales que separa partículas valiosas de la ganga mediante la adherencia selectiva a burbujas de aire en una pulpa mineral. Es fundamental para el tratamiento de minerales sulfurados, permitiendo aumentar la concentración de cobre a partir del mineral molido (Jie et al., 2022).

### **2.2.3 Activación y depresión en flotación**

La activación en flotación se refiere al fenómeno por el cual un mineral que no es naturalmente flotable se vuelve susceptible a adherirse a las burbujas de aire, generalmente por la adsorción de iones metálicos en su superficie. En el caso de la pirita, la activación ocurre cuando iones de cobre, generados por la oxidación de minerales sulfurados, se adsorben en su superficie, promoviendo su flotación. Por otro lado, la depresión es la inhibición de la flotación de ciertos minerales para mejorar la selectividad (Zanin et al., 2019).

### **2.2.4 Influencia del tamaño de partícula (P80)**

El tamaño de partícula, frecuentemente expresado como P80 (el tamaño por debajo del cual se encuentra el 80% de las partículas), influye significativamente en la eficiencia de la flotación. Partículas demasiado finas o gruesas pueden reducir la recuperación debido a una menor adhesión a las burbujas o a problemas de liberación mineralógica (Cárdenas & Huamán, 2022).

### **2.2.5 pH en el proceso de flotación**

El pH de la pulpa mineral afecta la carga superficial de las partículas y la eficacia de los reactivos químicos (colectores, depresores y espumantes). El control del pH es vital para optimizar la selectividad y recuperación durante la flotación (Mu et al., 2016).

### **2.2.6 Circuito de flotación**

Es la configuración operativa en planta donde se realiza la flotación mediante varias etapas (celdas rougher, scavenger y cleaner) para maximizar la recuperación y la calidad del concentrado. El ajuste dinámico del circuito según la variabilidad mineralógica es clave para optimizar el proceso (Jie et al., 2022).

### **2.2.7 Recuperación y calidad del concentrado**

- Recuperación: Es el porcentaje de metal valioso extraído del mineral alimentado al proceso.
- Calidad del Concentrado: Se refiere al grado o ley del metal valioso en el producto concentrado final. Ambas variables dependen directamente del control efectivo de la flotación y de la selectividad frente a minerales como la pirita (Mu et al., 2016).

### **2.2.8 Modelo Cinético Klimpell**

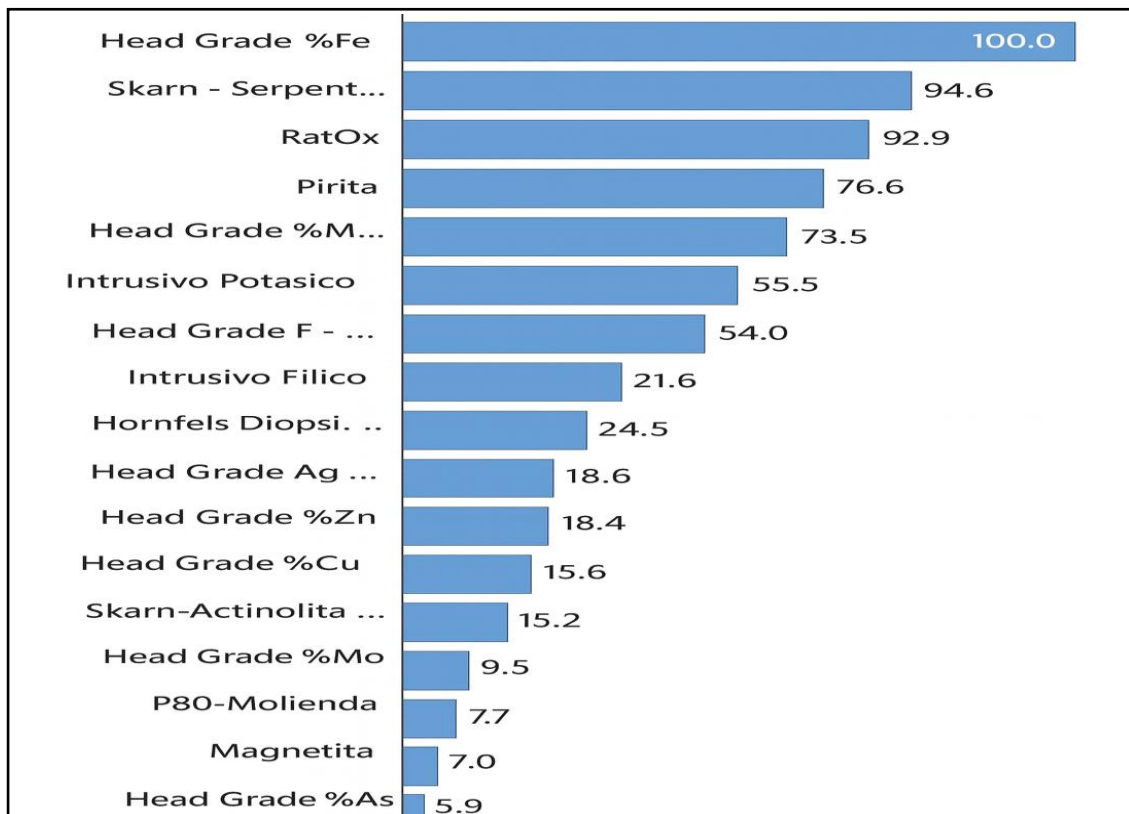
El modelo cinético de Klimpell es una formulación utilizada en la flotación de minerales para describir y predecir la recuperación de especies valiosas en función del tiempo. Este modelo considera que las partículas minerales presentan diferentes grados de flotabilidad y, por lo tanto, pueden agruparse en fracciones de alta, media y baja cinética de recuperación. Su aplicación permite interpretar la eficiencia del proceso y establecer estrategias operacionales más precisas para optimizar la recuperación y calidad del concentrado en sistemas con minerales complejos, como aquellos con alto contenido de pirita (Fornasiero & Filippov, 2017).



que el grado de hierro en la cabeza es la variable más determinante para la recuperación de cobre, seguido de la mineralogía tipo Skarn serpentina y el ratio de óxidos, los cuales mantienen un nivel de control establecido por la operación. La gráfica de la figura 5 representa el orden de importancia relativa del total de variables que fueron analizadas, observándose que el grado de pirita en la cabeza de mineral representa una importancia relativa de 76.6 %, por otro lado, no se cuenta con un control definido para procesar lotes de mineral con alto contenido de pirita.

**Figura 5**

*Análisis de las variables críticas para la recuperación de Cu*



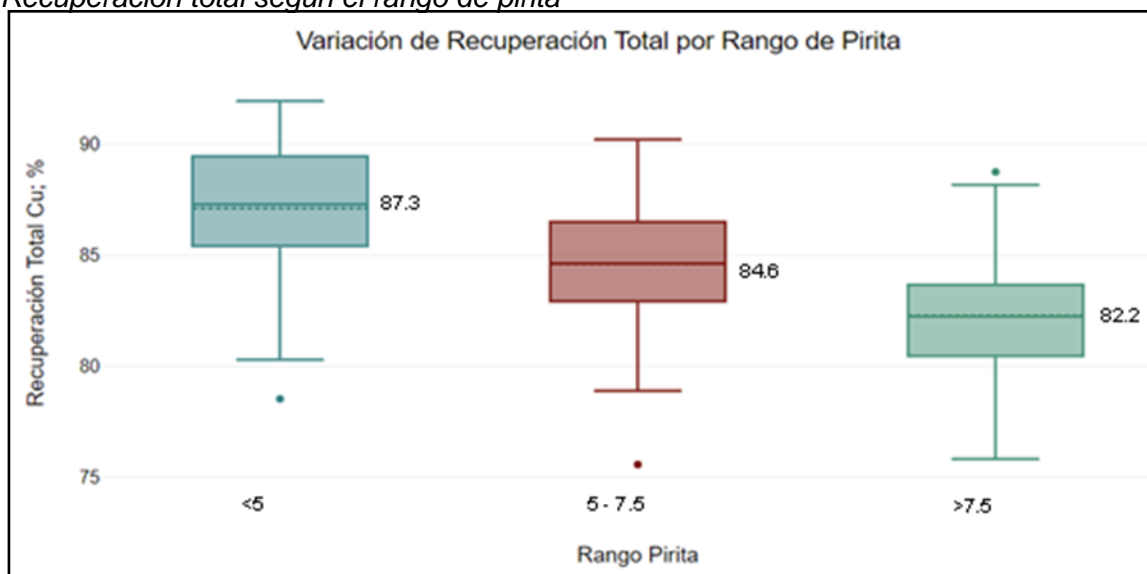
Fuente: Elaboración propia.

### **3.2.1 Análisis estadístico del contenido de pirita - recuperación de cobre**

Se analizó la data histórica de la recuperación de cobre en función del contenido de pirita, determinando que para un contenido de pirita mayor a 7.5% en el alimento fresco a planta, se evidenció un impacto negativo en la recuperación total de 87.3 % a 82.2 % como mediana, tal y como se puede observar en las gráficas de cajas de la figura 6.

**Figura 6**

*Recuperación total según el rango de pirita*



Fuente: Elaboración propia.

**3.2.1.1 Cinética de flotación de Cu – Fe.** Se realizaron pruebas de cinética de flotación de Cu y Fe a nivel de laboratorio para una muestra de mineral de proceso con alto contenido de pirita, cuyo análisis XRD determinó una distribución volumétrica de 17.80 % de Py, tal y como se observa en la Tabla 1.

**Tabla 1**

*Distribución volumétrica del mineral con alto contenido de pirita*

		MIN126M2 Alto Sk-Serp	MIN129M2 ALTO PY	MIN132M4 ALTO MAGNETITA
MINERALES		%	%	%
Sulf. Cu	Calcopirita	0.54	0.56	0.65
	Enargita	0.00	0.00	0.00
	Covelita	0.00	0.00	0.00
Sulf. Fe	Pirita	17.80	17.96	7.23
Sulf. Zn	Esfalerita	0.29	0.26	1.12
Sulf. Galena	Galena	0.00	0.00	0.15
Sulf. Mo	Molibdenita	0.00	0.00	0.05
Ox. Cu	Cuprita	0.00	0.00	0.00
Ox. Fe	Magnetita	4.95	1.87	7.53

Fuente: Elaboración propia.

Las condiciones de operación de las pruebas de laboratorio se describen en la

Tabla 2.

**Tabla 2**

*Condiciones de operación*

PARÁMETRO	VALOR
Peso seco	1292.14g
P80	180 $\mu$
% Sólidos	30
RPM	1200
Flujo de Aire	6 lt/min
pH	9.8
Cal	1.2 Kg/t
H-10042	12 g/t
H-521	10.7
SAX	1.2
H75	16 g/t

Fuente: Elaboración propia.

Para el desarrollo de las pruebas a nivel de laboratorio se tomó en cuenta el tiempo de flotación estándar de 16 minutos, y se analizaron los concentrados obtenidos en los tiempos de 1, 2, 4, 8, y 16 minutos de flotación, determinando una recuperación de 78.42% de Cu y 27.89% de Fe para un tiempo de 16 minutos de flotación, tal y como se puede observar en el balance metalúrgico de la Tabla 3.

**Tabla 3**

*Balance metalúrgico de las pruebas de laboratorio*

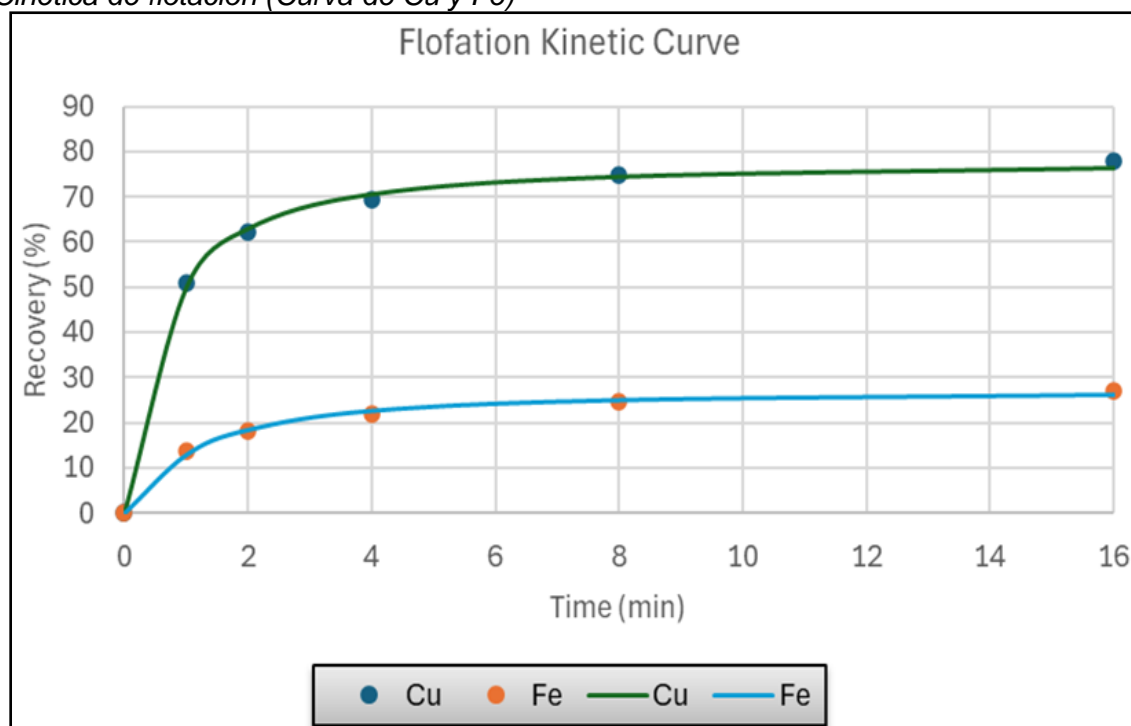
PRODUCTOS	Peso (g)	% Peso	Leyes (%)			Contenido Fino			Recuperación (%)		
			Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza (Assay)	1292.14	100.00	0.514	13.819	61.52						
Concentrado 1	62.49	4.84	5.12	37.31	11.66	0.25	1.80	0.56	50.98	13.58	0.93
Concentrado 2	21.46	6.50	4.65	37.35	12.04	0.05	0.62	0.22	62.16	18.27	1.30
Concentrado 3	17.01	7.81	4.31	37.25	12.56	0.03	0.48	0.20	69.26	21.91	1.63
Concentrado 4	14.06	8.90	4.09	36.91	13.50	0.03	0.38	0.22	74.88	24.74	1.99
Concentrado 5	13.54	9.95	3.80	36.21	15.04	0.01	0.32	0.29	77.75	27.12	2.48
Relave final	1163.58	90.05	0.12	10.75	65.31	0.11	9.68	58.81	22.25	72.88	97.52
Cabeza Calculada			0.486	13.28	60.31						

Fuente: Elaboración propia.

La figura 7 representa la cinética de flotación de Cu y Fe, y se observa mayor activación de Fe en el concentrado desde el primer minuto de flotación, alcanzando un grado de 37.31% de Fe y 5.12% de Cu en el concentrado, en el primer minuto de flotación.

**Figura 7**

*Cinética de flotación (Curva de Cu y Fe)*



Fuente: Elaboración propia.

Mediante el ajuste del modelo cinético de Klimpell se pudo determinar una constante de flotación de 2.54 y una recuperación en el infinito de 78.46 para Cu, y una constante de 1.45 para Fe con una recuperación en el infinito de 27.45, tal y como se puede observar en la Tabla 4.

**Tabla 4**

*Ajuste de las constantes de flotación con el modelo cinético Klimpell*

VALOR	Cu	Fe
R inf	78.46	27.45
k	2.54	1.45

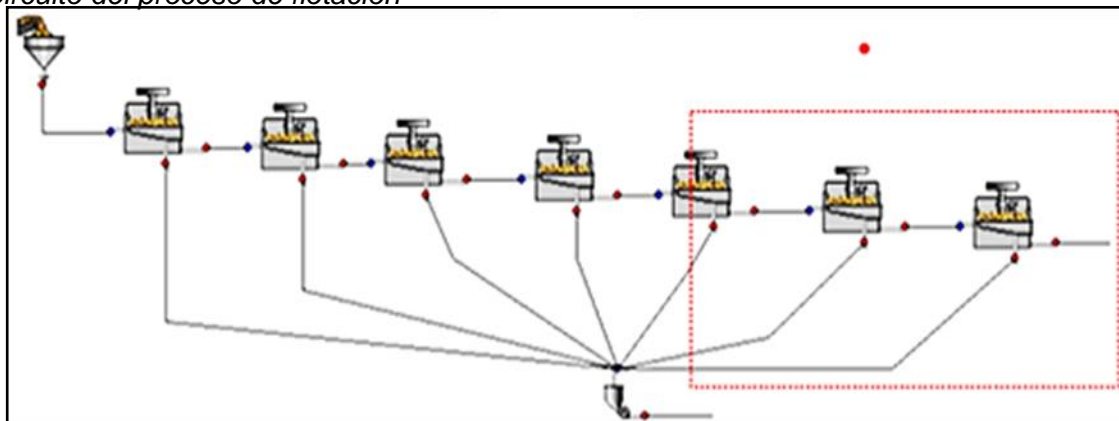
Fuente: Elaboración propia.

### 3.3 Muestreo del procesamiento de minerales con alto contenido de pirita

Se ejecutó un plan de muestreo en el circuito de flotación Bulk, y cleaner de Cu, para un periodo de 12 horas teniendo en cuenta que la ley de pirita en la cabeza fuera mayor a 7.5%, muestreando un compósito cada 2 horas. El primer compósito denominado M1 se realizó bajo la operación del circuito convencional (7 celdas), y los compósitos denominados M2, M3, M4, M5, y M6, se realizaron bajo la operación de 5 celdas, tal y como se denota la figura 8.

**Figura 8**

*Circuito del proceso de flotación*



Fuente: Elaboración propia.

El protocolo de muestreo aprobado por el área de procesos se realizó en coordinación con el área de mantenimiento, el cual garantizó una operación continua con analizadores en línea sin mantenimientos programados. El protocolo de muestreo se puede observar en el anexo 1.

#### 3.3.1 Compósito M1

**3.3.1.1 Condiciones mineralógicas del compósito M1.** El análisis XRD del compósito M1 determinó una distribución volumétrica de 9.91% de pirita en el alimento, 21.39% en el concentrado Bulk, y 25.66% en el concentrado final, tal y como se puede observar en la Tabla 5, la cual representa la distribución del total de las especies identificadas por XRD.

**Tabla 5***Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M1*

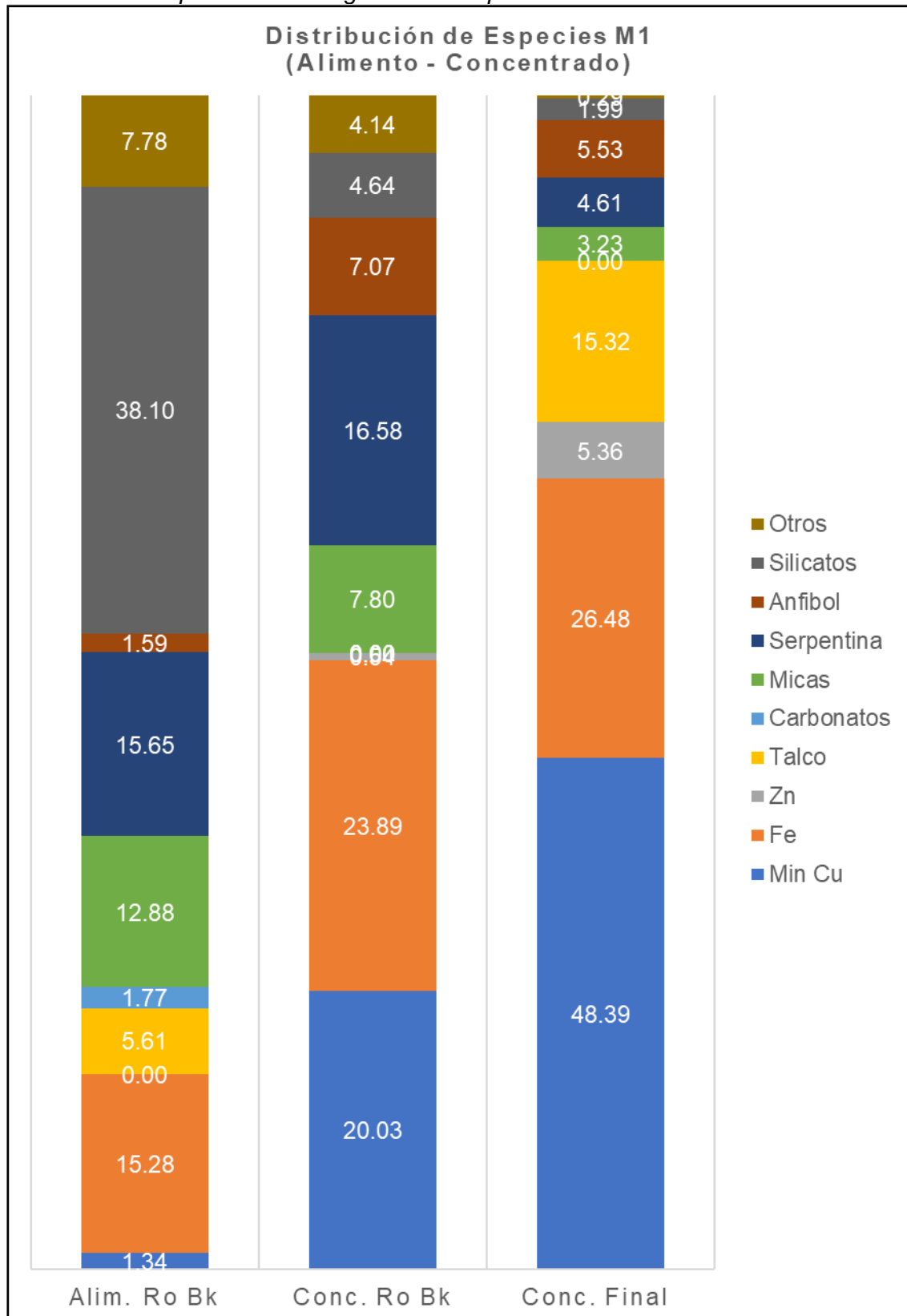
<b>MINERALES</b>	<b>ALIM. RO BK FASE1</b>	<b>CONC. RO BK FASE1</b>	<b>CONC. FINAL</b>
Calcopirita	1.34	16.37	41.13
Tennantita	0.00	0.55	1.94
Digenita	0.00	2.81	5.12
Covelita	0.00	0.30	0.21
Pirita	9.91	21.39	25.66
Esfalerita	0.00	0.54	5.36
Galena	0.00	0.00	0.00
Molibdenita	0.09	0.40	0.15
Cuprita	0.00	1.45	0.00
Magnetita	5.37	2.49	0.83
Siderita	1.77	0.00	0.00
Anfíbol (Actinolita)	1.59	7.07	5.53
Serpentina (Antigorita)	15.65	16.58	4.61
Talco	5.61	15.32	4.11
Clorita (Clinocloro)	7.58	2.29	0.14
Mica (Biotita)	2.79	4.30	0.97
Mica (Flogopita)	5.62	3.50	2.26
Mica (Muscovita)	4.47	0.00	0.00
Cuarzo	15.76	1.62	0.40
Feldespato (Microclina)	8.40	0.00	0.00
Feldespato - K (Ortoclasa)	9.24	0.76	1.60
Plagioclasa (Oligoclasa)	4.70	2.26	0.00
Brucita	0.11	0.00	0.00
Otros	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 9 se representa la distribución volumétrica por especies de minerales, observándose que los minerales de Fe representaron una distribución de 15.28% en el alimento del circuito de flotación bulk, 23.89% en el concentrado bulk, y 26.48% en el concentrado final. Así también, se determinó una distribución de 1.34% de minerales de cobre en el alimento, 20.03 % en el concentrado Bulk, y 48.39 % en el concentrado final.

**Figura 9**

*Distribución de especies mineralógicas del compósito M1*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.1.2 Balance metalúrgico del muestreo M1.

**3.3.1.2.1 Balance del circuito Rougher – Muestreo compuesto M1.** El balance metalúrgico del compuesto M1 determinó una recuperación de 76.42% de Cu y 8.39% de Fe en el circuito de flotación bulk, con una calidad de concentrado de 8.94% de Cu y 19.22% de Fe, además, el mass pull fue de 6.2, tal y como se observa en la Tabla 6.

**Tabla 6**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M1*

Componentes	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4755.70	0.73	14.27	62.73	34.62	678.54	2983.39			
Concentrado	296.03	8.94	19.22	44.63	26.46	56.91	132.12	76.42	8.39	4.43
Relave	4459.67	0.18	13.94	63.93	8.16	621.63	2851.24	23.57	91.61	95.57

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.1.2.1 Balance general – Muestreo compuesto M1.** El balance metalúrgico del concentrado de Cu final determinó una recuperación de 83.77% de Cu y 38.16% de Fe, con una calidad de 19.50% de Cu y 25.66% de Fe, con un mass pull de 39.5, tal y como se observa en la Tabla 7.

**Tabla 7**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M1*

Componentes	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	368.29	9.20	26.57	21.65	33.89	97.87	79.72			
Concentrado	145.57	19.50	25.66	18.60	28.39	37.35	27.08	83.77	38.16	33.97
Relave	222.72	2.47	27.17	23.64	5.50	60.52	52.64	16.23	61.84	66.03

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.2 Compósito M2

**3.3.2.1 Condiciones mineralógicas del compuesto M2.** El análisis XRD del compuesto M2 determinó una distribución volumétrica de 10.51% de pirita en el alimento, 21.30% en el concentrado Bulk, y 23.98% en el concentrado final, tal y como se puede observar en la Tabla 8, la cual representa la distribución del total de las especies identificadas por XRD.

**Tabla 8***Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M2*

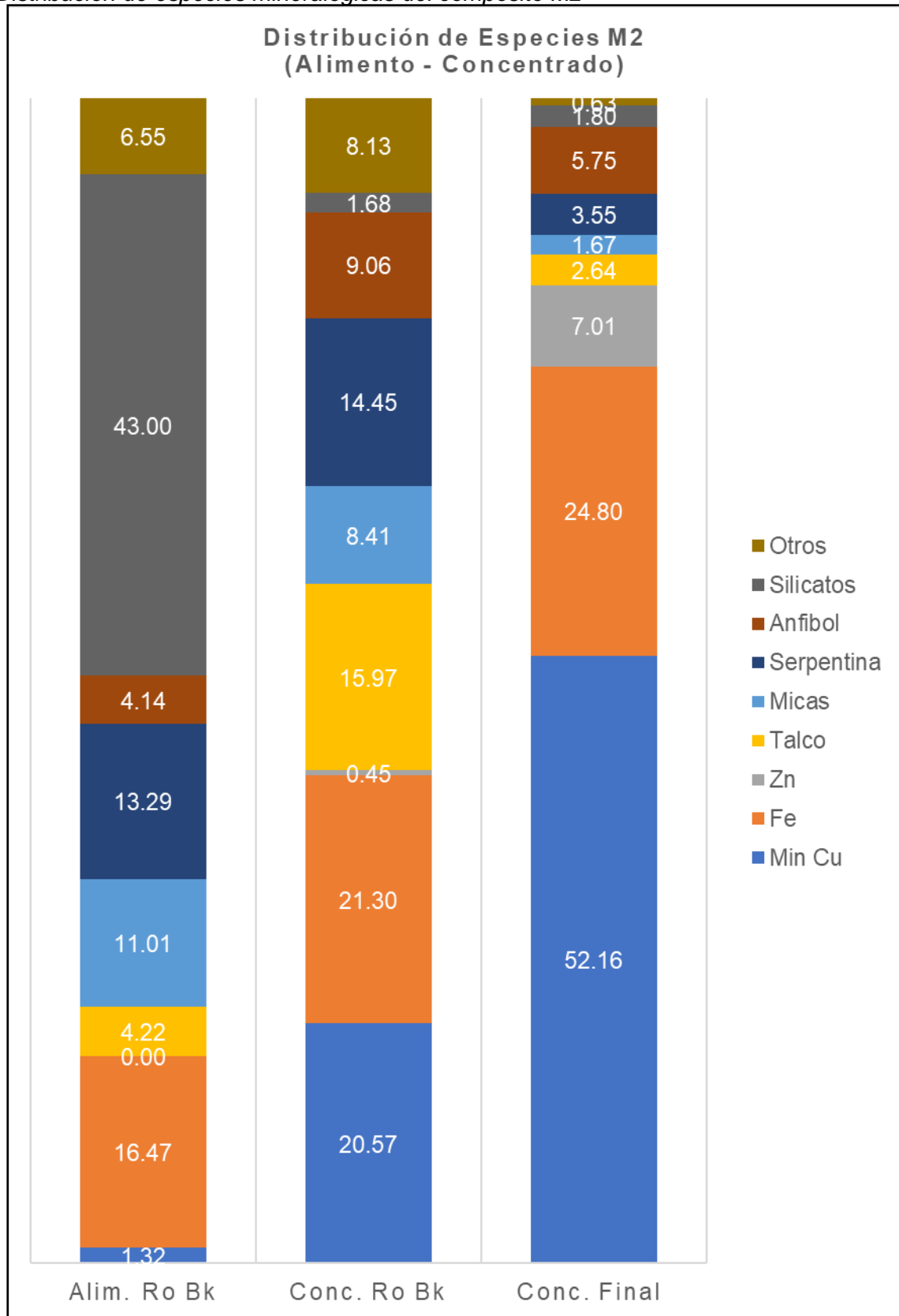
<b>MINERALES</b>	<b>Alim. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Final</b>
Calcopirita	1.32	16.91	44.97
Tennantita	0.00	1.18	2.37
Digenita	0.00	2.48	4.59
Covelita	0.00	0.00	0.23
Pirita	10.51	21.30	23.98
Esfalerita	0.00	0.45	7.01
Molibdenita	0.08	0.14	0.20
Cuprita	0.00	1.01	0.00
Magnetita	5.96	0.00	0.82
Anfibol (Actinolita)	4.14	9.06	5.75
Serpentina (Antigorita)	13.29	14.45	3.55
Talco	4.22	15.97	2.64
Clorita (Clinocloro)	4.60	6.99	0.43
Mica (Biotita)	1.89	3.13	0.90
Mica (Flogopita)	5.26	5.27	0.77
Mica (Muscovita)	3.86	0.00	0.00
Cuarzo	18.29	1.68	0.33
Feldespató (Microclina)	2.72	0.00	0.00
Feldespató - K (Ortoclasa)	16.57	0.00	1.47
Plagioclasa (Oligoclasa)	5.42	0.00	0.00
Brucita	0.06	0.00	0.00
Ludwigite	1.82	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 10 se observa la distribución volumétrica por especies de minerales del compuesto M2, observándose que los minerales de Fe representaron una distribución de 16.47 % en el alimento del circuito de flotación bulk, 21.296% en el concentrado bulk, y 24.796% en el concentrado final. Así también, se determinó una distribución de 1.319% de minerales de cobre en el alimento, 20.572 % en el concentrado Bulk, y 52.16 % en el concentrado final.

**Figura 10**

*Distribución de especies mineralógicas del compuesto M2*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.2.2 Balance metalúrgico del muestreo M2.

**3.3.2.2.1 Balance del Circuito Rougher – Muestreo compósito M2.** El balance metalúrgico del compósito M2 determinó una recuperación de 78.53% de Cu y 8.66% de Fe en el circuito de flotación bulk, con una calidad de concentrado de 9.35% de Cu y 19.16% de Fe, además, el mass pull fue de 6.2, tal y como se observa en la Tabla 9.

**Tabla 9**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M2*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4900.65	0.74	13.70	64.50	36.12	671.34	3160.72			
Concentrado	303.24	9.35	19.16	41.92	28.37	58.11	127.11	78.53	8.66	4.02
Relave	4597.41	0.17	13.34	65.99	7.77	613.20	3033.60	21.51	91.34	95.98

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.2.2.2 Balance general – Muestreo compósito M2.** El balance metalúrgico del concentrado de Cu final determinó una recuperación de 85.61% de Cu y 45.64% de Fe, con una calidad de 18.83% de Cu y 25.98% de Fe, con un mass pull de 49.5, tal y como se observa en la Tabla 10.

**Tabla 10**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M2*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	318.35	10.90	28.19	22.44	34.69	89.76	71.45			
Concentrado	157.70	18.83	25.98	17.66	29.70	40.97	27.84	85.61	45.64	38.97
Relave	160.65	3.11	30.37	27.14	4.99	48.79	43.61	14.39	54.36	61.03

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.3 Compósito M3

**3.3.3.1 Condiciones mineralógicas del compósito M3.** El análisis por difracción de rayos X de una muestra representativa del compósito, determinó una distribución volumétrica de 10.66% de pirita en el alimento, 28.74% en el concentrado Bulk, y 21.26% en el concentrado final, tal y como se puede observar en la Tabla 11, la cual representa la distribución del total de las especies identificadas por XRD.

**Tabla 11***Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M3*

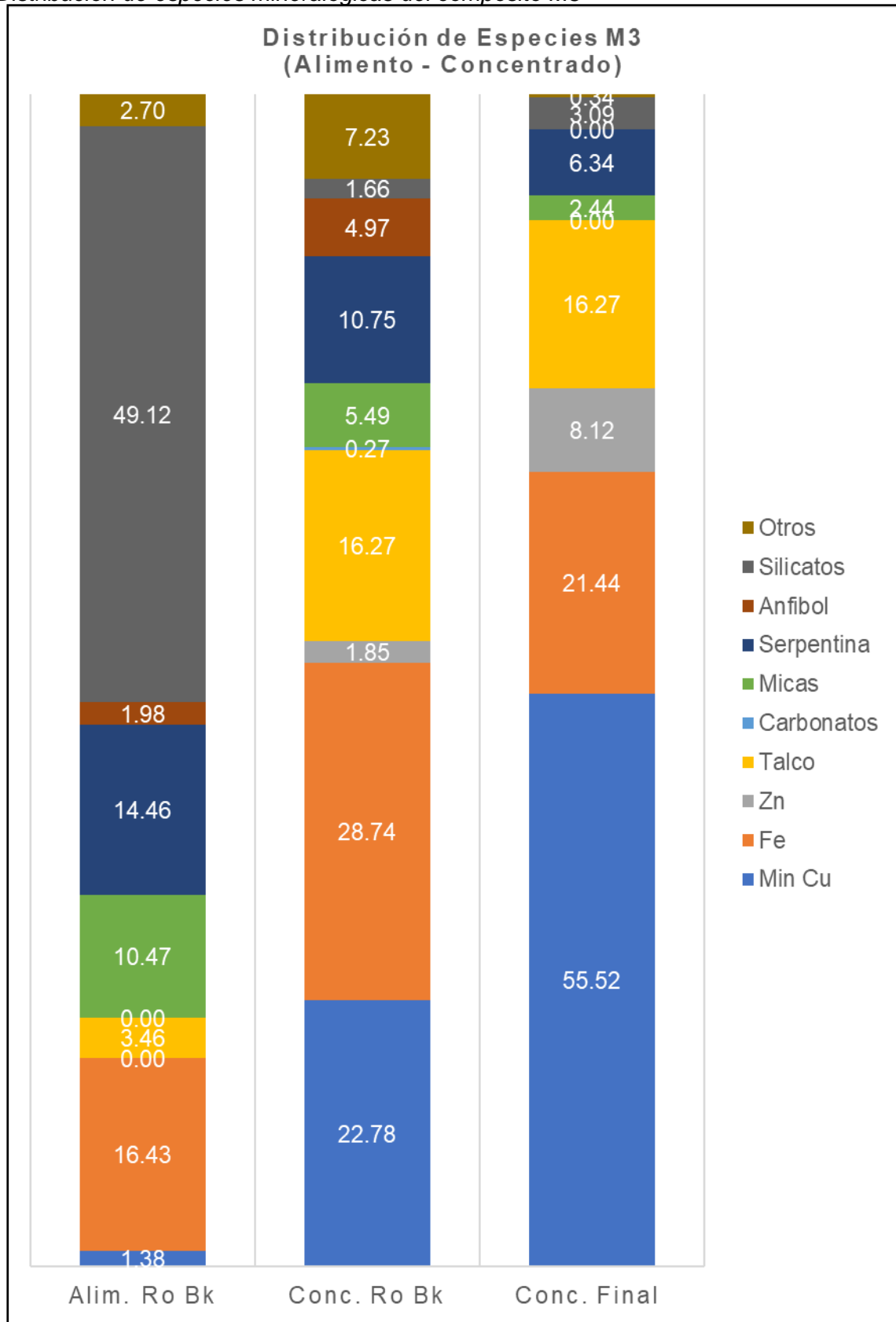
MINERALES	ALIM. RO BK FASE1	CONC. RO BK FASE1	CONC. FINAL
Calcopirita	1.38	18.78	47.82
Tennantita	0.00	1.09	2.91
Digenita	0.00	2.91	4.50
Covelita	0.00	0.00	0.30
Pirita	10.66	28.74	21.26
Esfalerita	0.00	1.85	8.12
Molibdenita	0.15	0.24	0.10
Cuprita	0.00	0.68	0.00
Magnetita	5.77	0.00	0.18
Siderita	0.00	0.27	0.00
Anfíbol (Actinolita)	1.98	4.97	0.00
Serpentina (Antigorita)	14.46	10.75	6.34
Talco	3.46	16.27	2.72
Clorita (Clinocloro)	2.40	6.31	0.24
Mica (Biotita)	2.16	1.77	0.82
Mica (Flogopita)	5.53	3.72	1.62
Mica (Muscovita)	2.79	0.00	0.00
Cuarzo	21.70	1.66	0.89
Feldespato (Microclina)	2.29	0.00	0.00
Feldespato - K (Ortoclasa)	19.21	0.00	2.21
Plagioclasa (Oligoclasa)	5.92	0.00	0.00
Brucita	0.16	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 11 se observa la distribución volumétrica por especies de minerales de una muestra representativa del compuesto M3, observándose que los minerales de Fe representaron una distribución de 16.43 % en el alimento del circuito de flotación bulk, 28.74% en el concentrado bulk, y 29% en el concentrado final. Así también, se determinó una distribución de 1.38% de minerales de cobre en el alimento, 22.78 % en el concentrado Bulk, y 55.52 % en el concentrado final.

**Figura 11**

*Distribución de especies mineralógicas del compósito M3*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.3.2 Balance metalúrgico del muestreo M3.

**3.3.3.2.1 Balance del Circuito Rougher – Muestreo compósito M3.** El balance metalúrgico del compósito M3 determinó una recuperación de 81.60% de Cu y 9.76% de Fe en el circuito de flotación bulk, con una calidad de concentrado de 8.98% de Cu y 21.15% de Fe, con un porcentaje mass pull de 6.0, tal y como se observa en la Tabla 12.

**Tabla 12**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M3*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4875.34	0.66	12.99	67.15	32.18	633.45	3273.94			
Concentrado	292.28	8.98	21.15	37.88	26.26	61.82	110.71	81.60	9.76	3.38
Relave	4583.06	0.13	12.47	69.02	5.96	571.65	3163.23	18.52	90.24	96.62

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.3.2.2 Balance general – Muestreo compósito M3.** El balance metalúrgico del concentrado de Cu final del muestreo M3, determinó una recuperación total de 82.78% de Cu y 37.15% de Fe, con una calidad de 20.44% de Cu y 25.95% de Fe, con un porcentaje mass pull de 41.5, tal y como se observa en la Tabla 13.

**Tabla 13**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M3*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	331.04	10.24	28.98	20.93	33.91	95.94	69.27			
Concentrado	137.32	20.44	25.95	15.96	28.07	35.64	21.92	82.78	37.15	31.65
Relave	193.72	3.01	31.13	24.44	5.84	60.30	47.35	17.22	62.85	68.35

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.4 Compósito M4

**3.3.4.1 Condiciones mineralógicas del compósito M4.** El análisis por difracción de rayos X de una muestra representativa del compósito M4, determinó una distribución volumétrica de 8.911% de pirita en el alimento, 22.64% en el concentrado Bulk, y 14.021% en el concentrado final, tal y como se puede observar en la Tabla 14, la cual representa la distribución volumétrica del total de las especies identificadas por XRD.

**Tabla 14***Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M4*

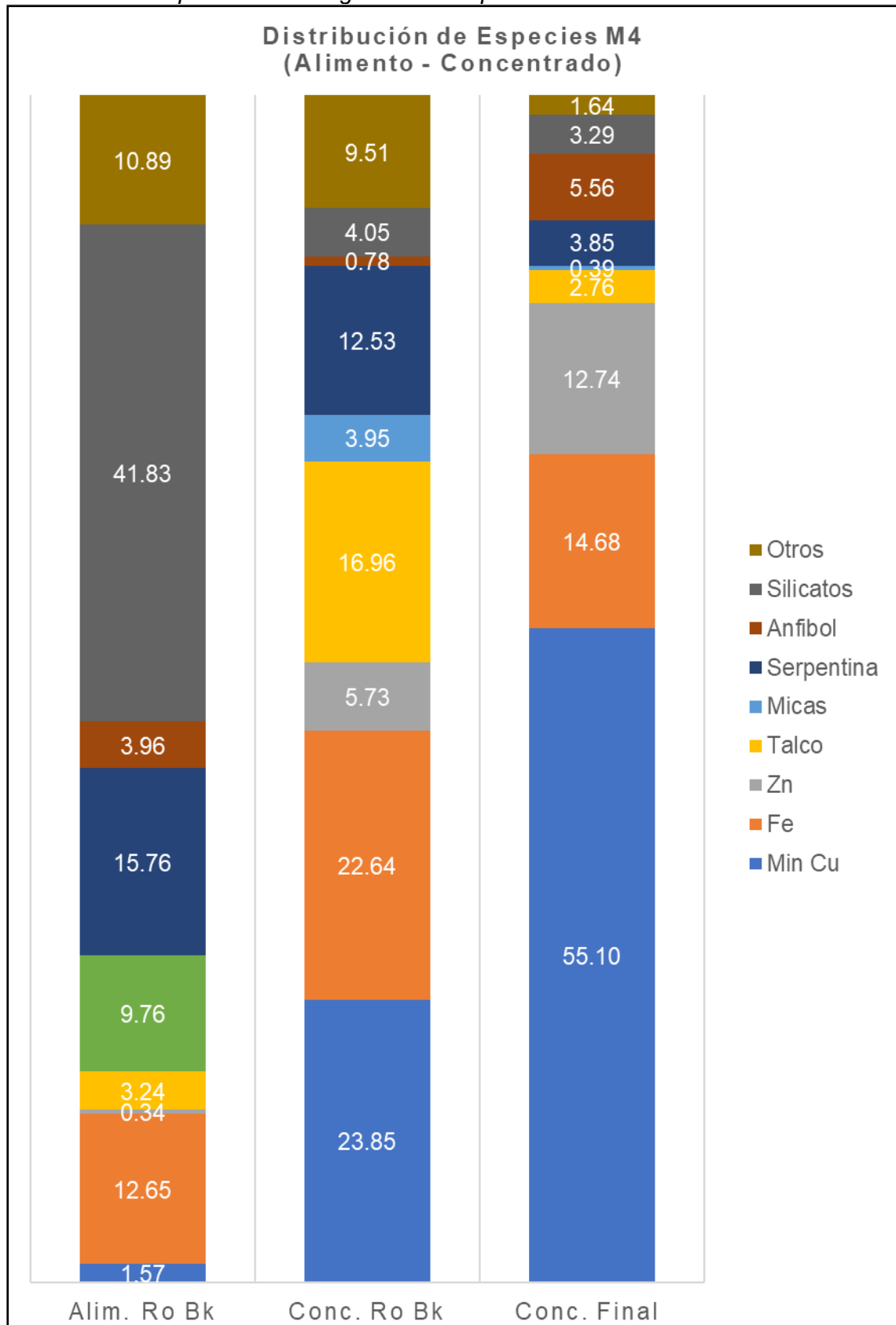
<b>MINERALES</b>	<b>Alim. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Final</b>
Calcopirita	1.10	19.12	46.41
Tennantita	0.47	1.88	3.42
Digenita	0.00	2.85	4.92
Covelita	0.00	0.00	0.35
Pirita	8.91	22.64	14.02
Esfalerita	0.34	5.73	12.74
Molibdenita	0.06	0.20	0.09
Cuprita	0.00	0.99	0.00
Magnetita	3.74	0.00	0.66
Anfíbol (Actinolita)	3.96	0.78	5.56
Serpentina (Antigorita)	15.76	12.53	3.85
Talco	3.24	16.96	2.76
Clorita (Clinocloro)	8.76	4.80	0.23
Mica (Biotita)	2.07	3.51	1.32
Mica (Flogopita)	5.43	3.95	0.39
Mica (Muscovita)	4.33	0.00	0.00
Cuarzo	18.48	2.84	0.34
Feldespató (Microclina)	1.55	0.00	0.00
Feldespató - K (Ortoclasa)	15.65	1.21	2.95
Plagioclasa (Oligoclasa)	6.16	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 12 se observa la distribución volumétrica por especies de minerales de una muestra representativa del compuesto M4, observándose que los minerales de Fe representaron una distribución de 12.65 % en el alimento del circuito de flotación bulk, 22.64% en el concentrado bulk, y 14.68% en el concentrado final. Así también, se determinó una distribución de 1.57% de minerales de cobre en el alimento, 23.85 % en el concentrado Bulk, y 55.10 % en el concentrado final.

**Figura 12**

*Distribución de especies mineralógicas del compuesto M4*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.4.2 Balance metalúrgico del muestreo M4.

**3.3.4.2.1 Balance del Circuito Rougher – Muestreo compósito M4.** El balance metalúrgico del compósito M4 determinó una recuperación de 80.62% de Cu y 8.74% de Fe en el circuito de flotación bulk, con una calidad de concentrado de 9.46% de Cu y 18.58% de Fe, con un porcentaje mass pull de 5.2, tal y como se observa en la Tabla 15.

**Tabla 15**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M4*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4672.93	0.61	11.03	67.24	28.41	515.19	3141.89			
Concentrado	242.18	9.46	18.58	40.51	22.91	45.01	98.10	80.62	8.74	3.12
Relave	4430.75	0.12	10.61	68.70	5.49	470.18	3043.79	19.34	91.27	96.88

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.4.2.2 Balance general – Muestreo compósito M4.** El balance metalúrgico del concentrado de Cu final del muestreo M4, determinó una recuperación total de 90.28% de Cu y 50.27% de Fe, con una calidad de 18.79% de Cu y 25.17% de Fe, con un porcentaje mass pull de 57.8, tal y como se observa en la Tabla 16.

**Tabla 16**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M4*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	213.82	12.03	28.95	19.28	25.73	61.90	41.23			
Concentrado	123.61	18.79	25.17	18.90	23.23	31.12	23.37	90.28	50.27	56.68
Relave	90.21	2.77	34.13	19.80	2.50	30.79	17.86	9.72	49.73	43.32

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.5 Compósito M5

**3.3.5.1 Condiciones mineralógicas del compósito M5.** El ensayo por difracción de Rayos X de una muestra representativa del compósito M5 indicó una distribución volumétrica de 11.58% de pirita en el alimento de flotación bulk, 21.98% en el concentrado, y 8.75 % en el concentrado de Cu final, valores que se denotan en la Tabla

17, la cual representa la distribución volumétrica del total de los minerales identificados por el equipo de difracción de rayos.

**Tabla 17**

*Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M5*

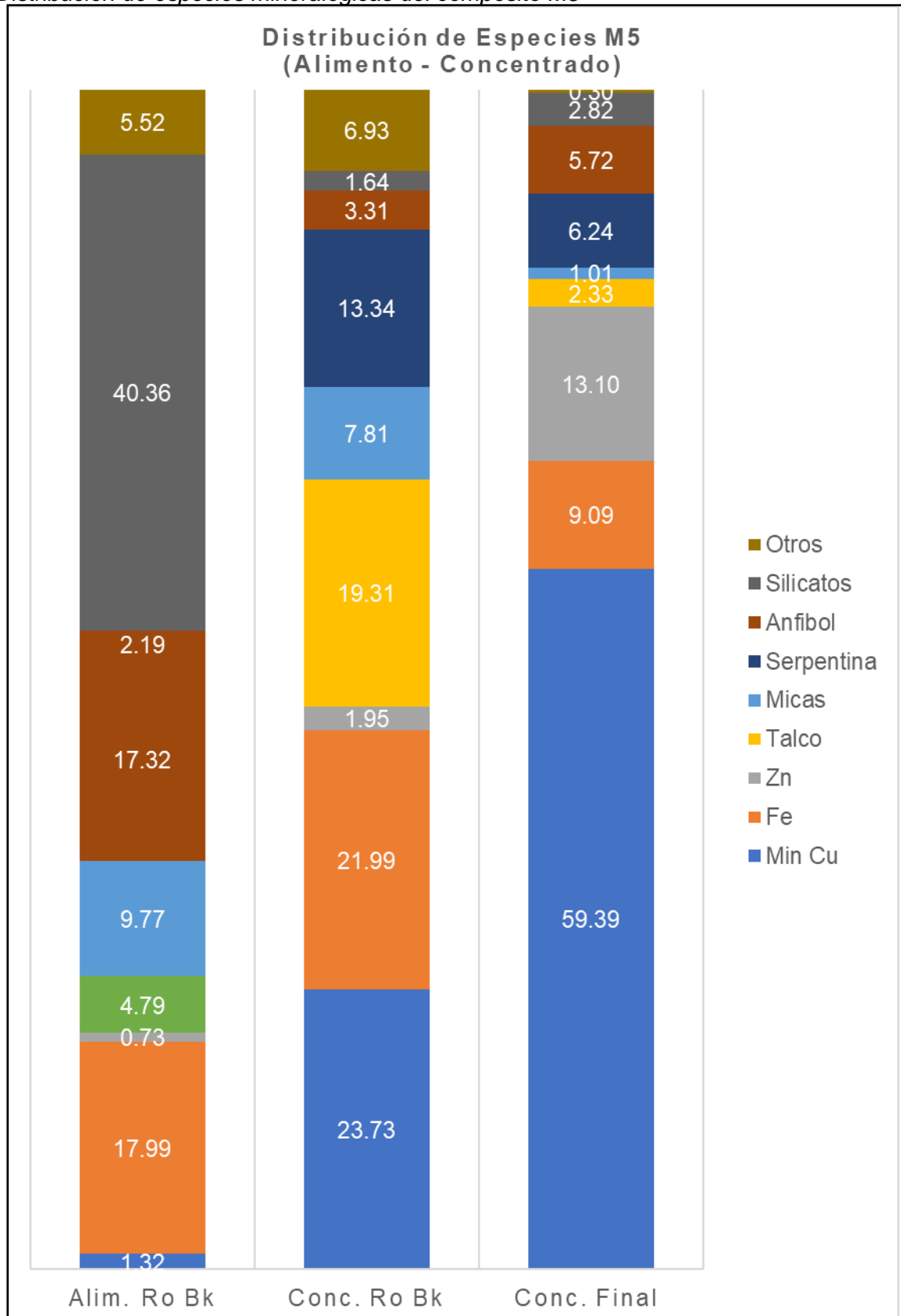
<b>MINERALES</b>	<b>Alim. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Final</b>
Calcopirita	1.32	19.95	50.67
Tennantita	0.00	1.12	3.79
Digenita	0.00	2.67	4.60
Covelita	0.00	0.00	0.33
Pirita	11.58	21.99	8.75
Esfalerita	0.73	1.95	13.10
Galena	0.00	0.32	0.00
Molibdenita	0.12	0.24	0.00
Cuprita	0.00	1.53	0.00
Magnetita	6.41	0.00	0.35
Anfibol (Actinolita)	2.19	3.31	5.72
Serpentina (Antigorita)	17.32	13.34	6.24
Talco	4.79	19.31	2.33
Clorita (Clinocloro)	5.14	4.85	0.30
Mica (Biotita)	2.44	3.05	1.01
Mica (Flogopita)	5.71	4.75	0.01
Mica (Muscovita)	1.62	0.00	0.00
Cuarzo	18.72	1.64	0.00
Feldespato (Microclina)	1.67	0.00	0.00
Feldespato - K (Ortoclasa)	13.96	0.00	2.82
Plagioclasa (Oligoclasa)	6.05	0.00	0.00
Brucita	0.26	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 13 se puede observar que los minerales de hierro en el alimento representaron una distribución volumétrica de 17.99% en el alimento de flotación bulk, 21.99 % en el concentrado bulk, y 34.64% en el concentrado de Cu final, y con respecto a los minerales de cobre, se identificaron 1.32% en el alimento de flotación, 23.73% en el concentrado bulk, y 59.39% en el concentrado final.

**Figura 13**

*Distribución de especies mineralógicas del compuesto M5*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.5.2 Balance metalúrgico del muestreo M5.

**3.3.5.2.1 Balance del circuito Rougher – Muestreo compósito M5.** El balance metalúrgico del muestreo compósito M5 determinó una recuperación de 80.12% de Cu y 8.27% de Fe, con una calidad de concentrado bulk de 8.28% de Cu, 17.38% de Fe, y un % de mass pull de 6.2, tal y como se puede observar en la Tabla 18.

**Tabla 18**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M5*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4627.18	0.64	13.07	62.26	29.75	604.73	2881.07			
Concentrado	287.76	8.28	17.38	45.00	23.84	50.02	129.49	80.12	8.27	4.49
Relave	4339.41	0.14	12.78	63.41	5.90	554.71	2751.58	19.84	91.73	95.51

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.5.2.2 Balance general – Muestreo compósito M5.** El balance de cobre en el concentrado final, en la Tabla 19, determinó una recuperación de 90.32% de Cu y 55.04% de Fe, con una calidad de concentrado de 17.87% de Cu, 25.79% de Fe, y un mass pull de 61.1.

**Tabla 19**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M5*

Componentes	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	220.07	12.09	28.63	18.94	26.60	63.01	41.67			
Concentrado	134.45	17.87	25.79	18.42	24.03	34.68	24.76	90.32	55.04	59.42
Relave	85.62	3.01	33.08	19.75	2.58	28.33	16.91	9.68	44.96	40.58

Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.6 Compósito M6

**3.3.6.1 Condiciones mineralógicas del compósito M6.** El ensayo por difracción de Rayos X de una muestra representativa del compósito M6 indicó una distribución volumétrica de 9.36% de pirita en el alimento de flotación bulk, 17.64% en el concentrado, y 15.27 % en el concentrado de Cu final, valores que se denotan en la Tabla

20, la cual representa la distribución volumétrica del total de los minerales identificados por el equipo de difracción de rayos X.

**Tabla 20**

*Distribución volumétrica según fase del proceso del compuesto M6*

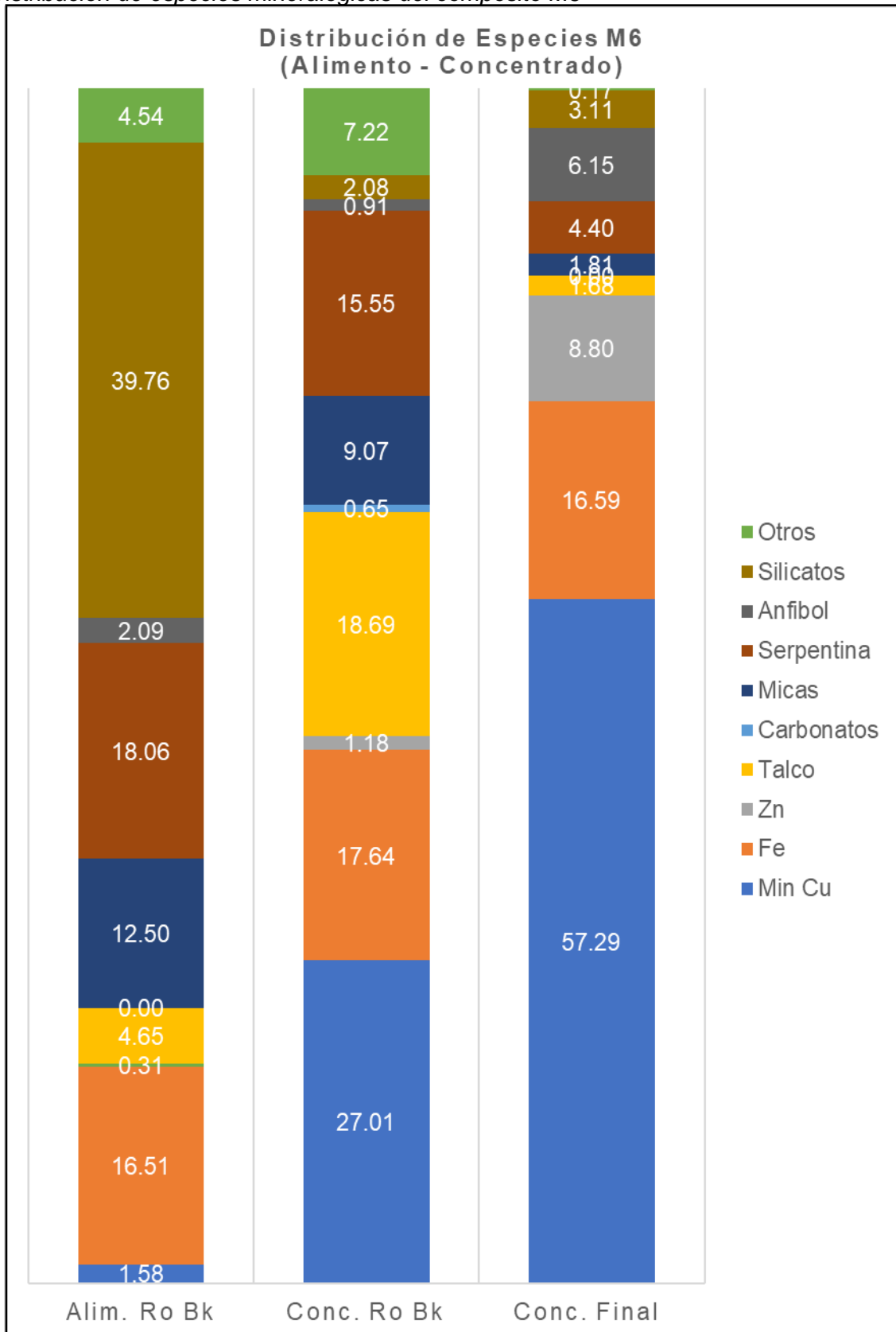
<b>MINERALES</b>	<b>Alim. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Ro Bk Fase1</b>	<b>Conc. Final</b>
Calcopirita	1.58	23.90	50.59
Tennantita	0.00	1.11	2.84
Digenita	0.00	2.00	3.57
Covelita	0.00	0.00	0.29
Pirita	9.34	17.64	15.27
Esfalerita	0.31	1.18	8.80
Molibdenita	0.10	0.19	0.00
Cuprita	0.00	1.64	0.00
Magnetita	7.17	0.00	1.32
Siderita	0.00	0.65	0.00
Anfibol (Actinolita)	2.09	0.91	6.15
Serpentina (Antigorita)	18.06	15.55	4.40
Talco	4.65	18.69	1.68
Clorita (Clinocloro)	4.28	5.39	0.17
Mica (Biotita)	4.01	2.52	0.63
Mica (Flogopita)	5.07	6.55	1.18
Mica (Muscovita)	3.42	0.00	0.00
Cuarzo	18.95	2.08	0.44
Feldespató (Microclina)	6.58	0.00	0.00
Feldespató - K (Ortoclasa)	7.08	0.00	2.67
Plagioclasa (Oligoclasa)	7.15	0.00	0.00
Vermiculita	0.00	0.00	0.00
Brucita	0.17	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico de barras de la figura 14 se puede observar que los minerales de hierro en el alimento representaron una distribución volumétrica de 16.51% en el alimento de flotación bulk, 17.64 % en el concentrado bulk, y 16.59% en el concentrado de Cu final, y con respecto a los minerales de cobre, se identificaron 1.58% en el alimento de flotación, 27.01% en el concentrado bulk, y 57.29% en el concentrado final.

**Figura 14**

*Distribución de especies mineralógicas del compuesto M6*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.3.6.2 Balance metalúrgico del muestreo M6.

**3.3.6.2.1 Balance del Circuito Rougher – Muestreo compuesto M6.** El balance metalúrgico del muestreo compuesto M6 determinó una recuperación de 74.64% de Cu y 5.81% de Fe, con una calidad de concentrado bulk de 10.12% de Cu, 16.56% de Fe, y un % de mass pull de 5.2, tal y como se puede observar en la Tabla 21.

**Tabla 21**

*Balance metalúrgico del circuito Ro – Compósito M6*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido Fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	4886.13	0.70	14.80	61.53	34.40	723.10	3006.58			
Concentrado	253.83	10.12	16.56	46.23	25.68	42.04	117.34	74.64	5.81	3.90
Relave	4632.30	0.19	14.70	62.37	8.71	681.09	2889.21	25.32	94.19	96.10

Fuente: Elaboración propia.

**3.3.6.2.2 Balance general – Muestreo compuesto M6.** El balance de cobre en el concentrado fina, en la Tabla 22, determinó una recuperación de 90.90% de Cu y 66.67% de Fe, con una calidad de concentrado de 19.94% de Cu, 26.75% de Fe, y un mass pull de 51.

**Tabla 22**

*Balance metalúrgico del concentrado final – Compósito M6*

COMPONENTES	Peso (Ton)	Leyes (%)			Contenido Fino			% Recuperación		
		Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins	Cu	Fe	Ins
Cabeza	236.13	14.73	26.94	18.78	34.78	63.61	44.34			
Concentrado	158.55	19.94	26.75	14.18	31.61	42.41	22.48	90.90	66.67	50.70
Relave	77.58	4.08	27.32	28.18	3.16	21.20	21.86	9.10	33.33	49.30

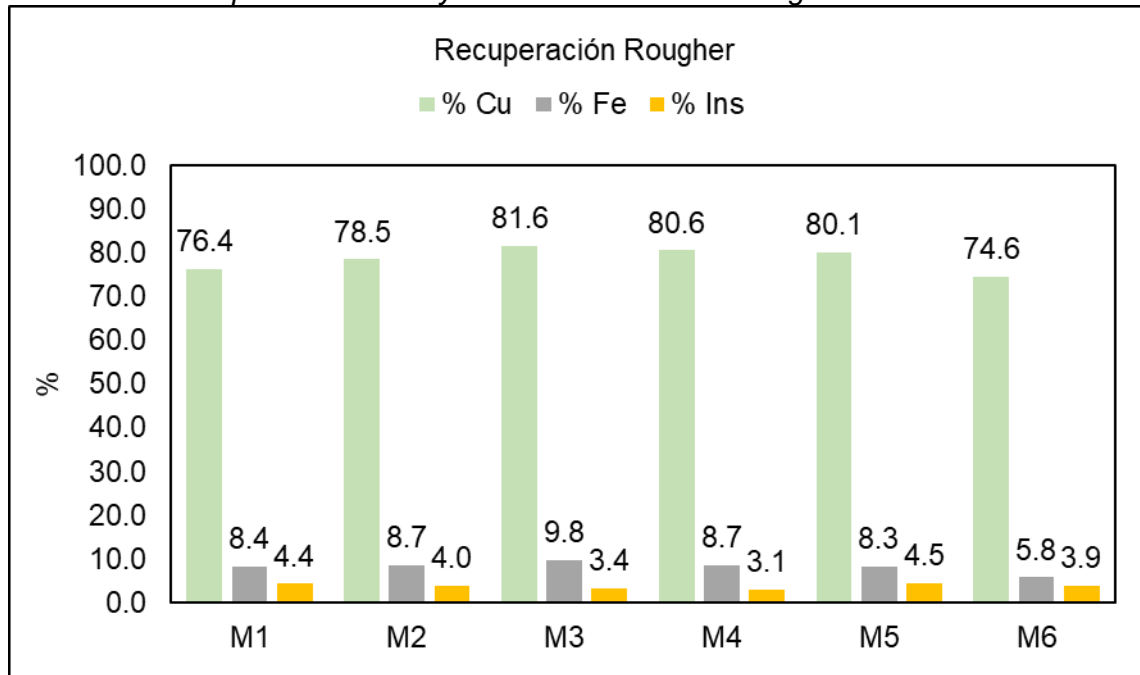
Fuente: Elaboración propia.

### 3.4 Análisis de la Recuperación y Grado de Cu y Fe en Circuito Rougher

La figura 15 representa las recuperaciones de Cu, Fe, e insolubles, en los muestreos realizados, determinándose una media de recuperación de Cu de 79.06%, y 8.26% de Fe.

**Figura 15**

*Análisis de la recuperación de Cu y Fe en el concentrado rougher*

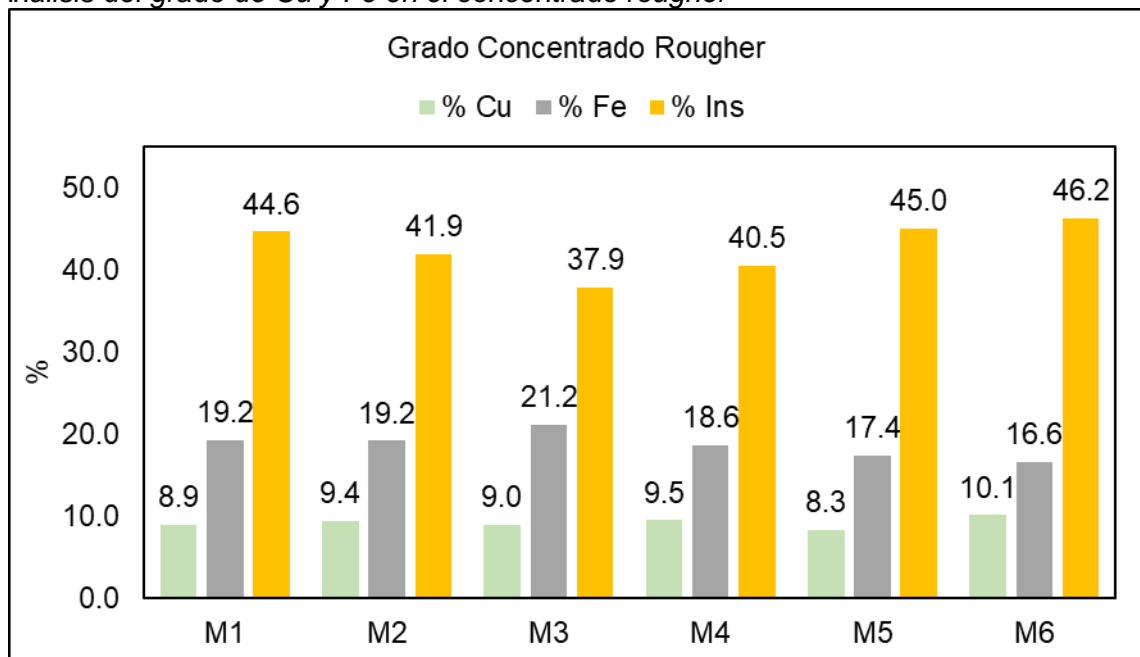


Fuente: Elaboración propia.

La figura 16 representa los grados de Cu, Fe, e insolubles, en el concentrado bulk, del total de muestreos realizados, determinándose una media de grado de concentrado rougher de 9.26% de Cu, y 18.60% de Fe.

**Figura 16**

*Análisis del grado de Cu y Fe en el concentrado rougher*



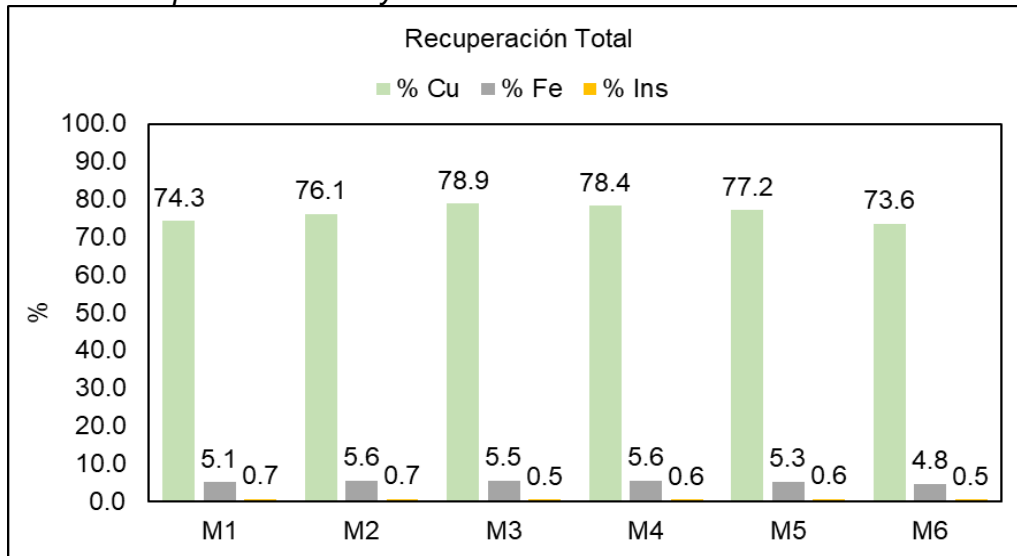
Fuente: Elaboración propia.

### 3.5 Análisis de la Recuperación Total y Grado de Cu y Fe

La figura 17 representa las recuperaciones totales de Cu, Fe, e insolubles, en los muestreos realizados, determinándose una media de recuperación total de Cu de 76.84%, y 5.36% de Fe.

**Figura 17**

*Análisis de la recuperación de Cu y Fe en el concentrado final*

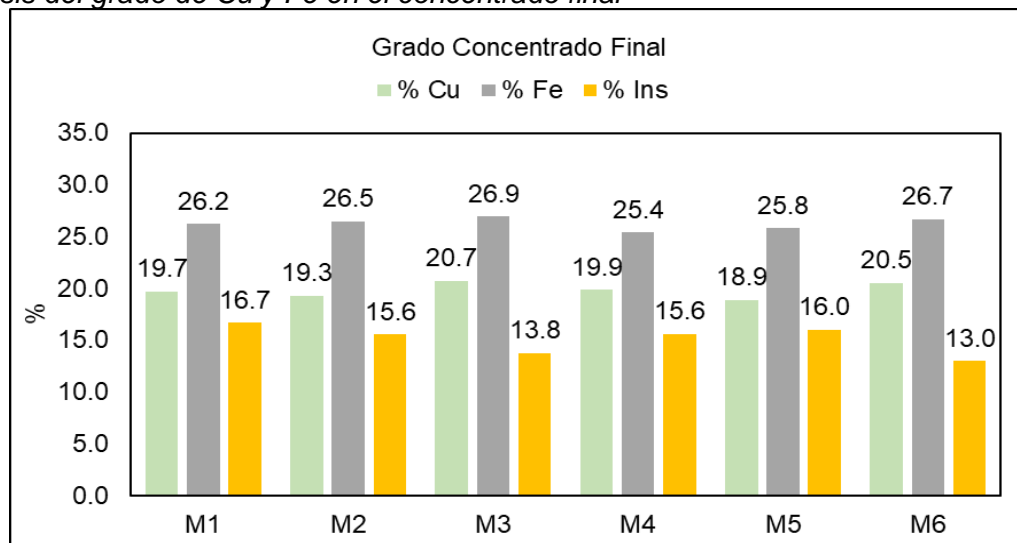


Fuente: Elaboración propia.

La figura 18 representa los grados de Cu, Fe, e insolubles, en el concentrado final del total de muestreos realizados, determinándose una media de grado de concentrado final de 19.86% de Cu, y 26.26% de Fe.

**Figura 18**

*Análisis del grado de Cu y Fe en el concentrado final*



Fuente: Elaboración propia.

### **3.6 Implementación de la estrategia operacional “Pirita – Tiempo”**

Para controlar el efecto de la pirita sobre la recuperación de Cu, se implementó el monitoreo en línea del contenido de Pirita que ingresa a planta haciendo uso del ODIJT para la toma de decisiones y aplicar la estrategia denominada “Pirita a tiempo”.

En base a los resultados obtenidos de la prueba industrial, para escenarios con alta presencia de pirita (>7.5%), se procede a operar con las cinco primeras celdas por línea en el circuito rougher, manteniendo las dos últimas celdas como celdas de paso para evitar mayor arrastre de pirita y así poder disminuir su impacto a los circuitos de limpieza.

## Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

### 4.1. Análisis de los resultados

En la producción de concentrados de cobre, la presencia de hierro como contaminante puede tener impactos negativos tanto en la eficiencia del proceso metalúrgico como en la calidad del producto final, por tal razón, se realizó un análisis estadístico de la data histórica de recuperación de Cu en función del contenido de pirita en una planta concentradora de flotación de minerales sulfurados en la provincia de Morococha, determinando que para un contenido de pirita mayor a 7.5 % la recuperación de Cu disminuye. Habiendo definido el contenido de pirita máximo en el alimento de flotación para no tener inconvenientes con la recuperación de Cu, se elaboró un plan de muestreo en la planta de flotación, teniendo como requisito que el contenido de pirita en el alimento a flotación sea mayor a 7.5%, además, se verificó que no exista algún mantenimiento programado que pueda interrumpir la ejecución del plan de muestreo. Las muestras recolectadas fueron 6, el primer compósito denominado M1 fue realizado bajo la operación de 7 de celdas de flotación en el circuito Rougher, y los compósitos denominados M2, M3, M4, M5, y M6, se realizaron con la operación de 5 celdas de flotación Rougher en el mismo circuito. Esto tuvo la finalidad de disminuir la cantidad de pirita que se alimentaba al circuito de flotación cleaner y para ello, las últimas 2 celdas solo sirvieron de paso.

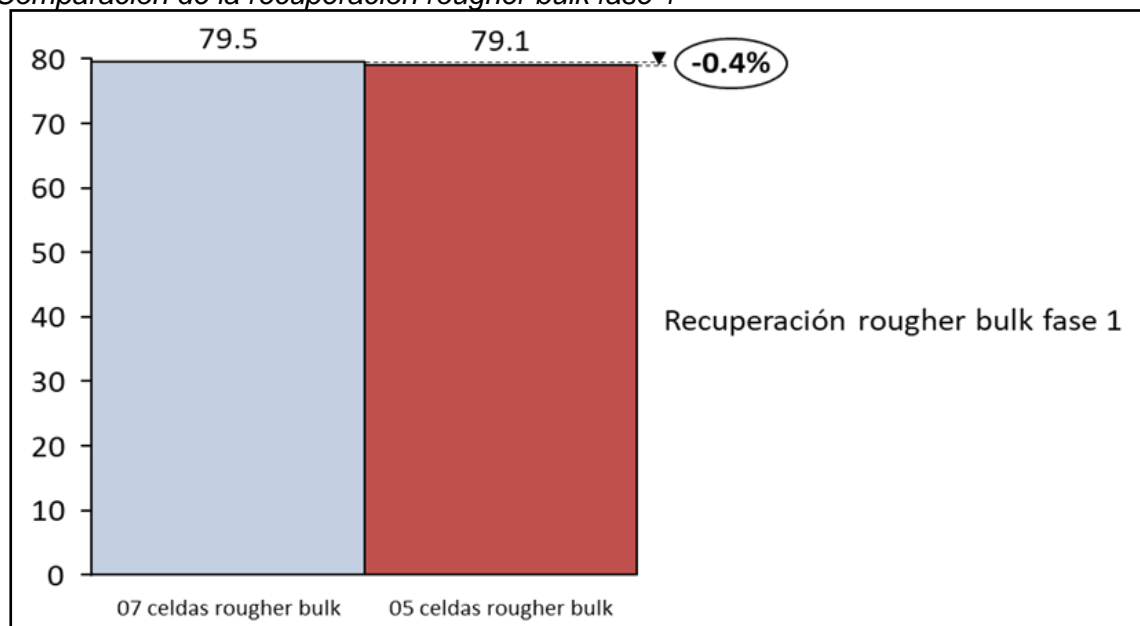
El análisis XRD del muestreo M1 determinó una distribución volumétrica de 9.91% de pirita y 1.34% de calcopirita en el alimento, 21.39% de pirita y 16.37% de calcopirita en el concentrado Bulk, y 25.66% de pirita y 41.13% en el concentrado final, así también, el balance metalúrgico del muestreo indicó una recuperación Rougher de Cu de 76.42% de Cu y 8.39% de Fe en el circuito de flotación bulk, con una calidad de concentrado de 8.94% de Cu y 19.22% de Fe, además, el mass pull fue de 6.2; y en el circuito de flotación cleaner se determinó una recuperación de 83.77% de Cu y 38.16% de Fe, con una calidad de 19.50% de Cu y 25.66% de Fe, con un mass pull de 39.5.

Este muestreo fue el blanco para el análisis comparativo de recuperación de Cu en función del contenido de pirita, operando solo con 5 celdas de flotación Rougher.

Con respecto a los muestreos M2, M3, M4, M5, y M6, la recuperación promedio de Cu fue de 79.08%, y 8.26% de Cu, de tal manera que se pueda observar una disminución de -0.4% en la recuperación rougher bulk fase 1, operando cada banco rougher bulk fase 1 con 5 celdas, tal y como se observa en el gráfico comparativo de la figura 19.

**Figura 19**

*Comparación de la recuperación rougher bulk fase 1*

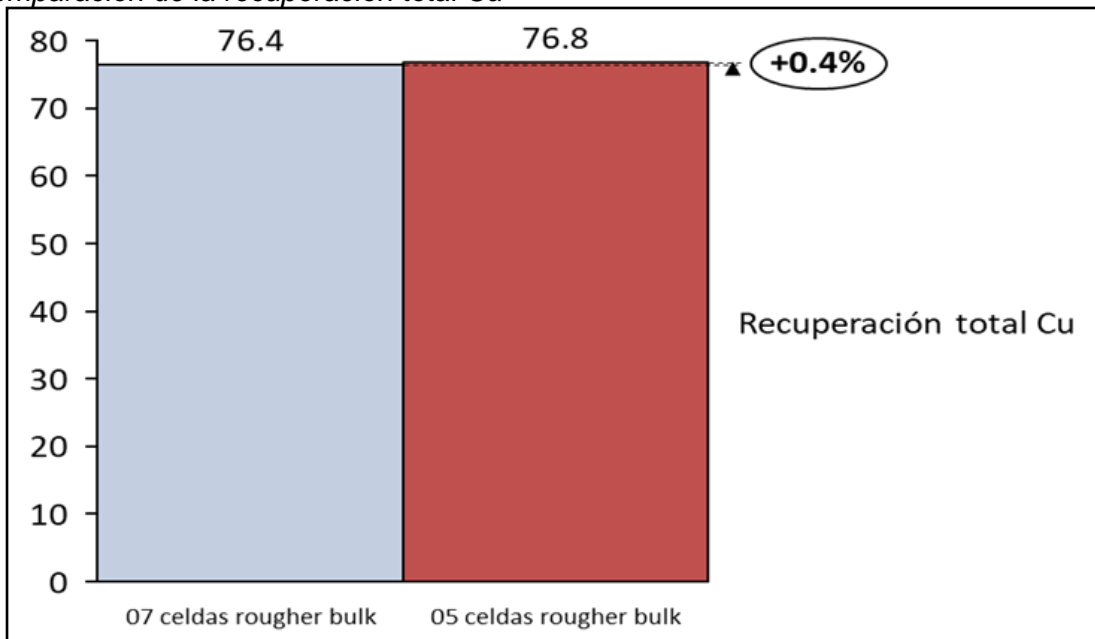


Fuente: Elaboración propia.

En los muestreos con la operación de 5 celdas se pudo determinar un valor mínimo de recuperación Rougher de 74.6% de Cu, y 73.6% de recuperación de Cu total, por otro lado, los resultados más altos de recuperación fueron de 81.6% de recuperación de Cu en Rougher, y 78.9% de recuperación total en el circuito. En la gráfica 20, se aprecia un incremento de +0.4% en la recuperación total, operando cada banco rougher bulk fase 1 con 5 celdas.

**Figura 20**

*Comparación de la recuperación total Cu*

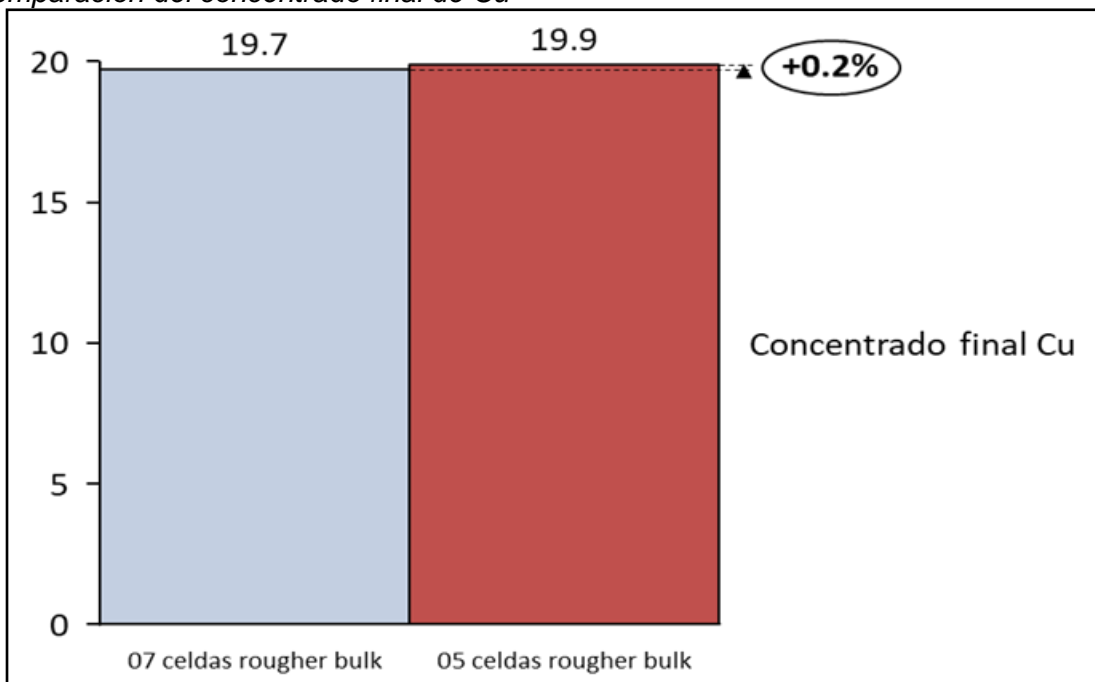


Fuente: Elaboración propia.

En la gráfica 21, se aprecia un incremento mínimo de +0.2% en el concentrado final, operando cada banco rougher bulk fase 1 con 5 celdas.

**Figura 21**

*Comparación del concentrado final de Cu*



Fuente: Elaboración propia.

## 4.2 Discusión de los resultados

Se pudo identificar especies sulfuradas de cobre como la digenita, tennantita y covelita, en los concentrados Rougher y final, por otro lado, en el alimento no pudo ser detectable por XRD, por otro lado, se pudo identificar óxidos de cobre como la cuprita en el concentrado Rougher, que ya no se pudo identificar en el concentrado final. Como especies de ganga, se pudo identificar serpentina, y cuarzo, con distribuciones volumétricas superiores al 15%, y especies como la magnetita y feldespatos se identificaron con distribuciones volumétricas mayores al 5%, otras especies como la siderita, Actinolita, Talco, Clorita, micas, Vermiculita, y Brucita, se identificaron en menor proporción.

Con respecto a la investigación de Can et al. (2021) se alcanzó mejores recuperaciones de cobre, sin embargo, dichos autores evaluaron la dosificación de metabisulfito de sodio como solución a la depresión de pirita. Otra de las principales diferencias se debe al enfoque operacional del presente trabajo, dado que las variables de dosificación de reactivos ya fueron evaluadas y optimizadas en la planta de procesamiento.

Un enfoque similar a la presente investigación es la de Agheli et al. (2018), quienes evaluaron el impacto de la pirita arrastrada en la flotación de cobre, caracterizando mineralógicamente los productos obtenidos en planta, siendo la principal diferencia en que dichos autores identificaron que el caudal de aire intensivo y la turbulencia en las celdas de flotación, junto con la adición de reactivos químicos favorecen el arrastre de pirita en el concentrado de cobre. Con respecto a los resultados obtenidos, los autores indicaron mantener una recuperación Rougher de Cu de 88 %, siendo mayor que los valores alcanzados aun con la modificación del circuito de flotación Rougher, en el escenario de procesar minerales con alta pirita.

## Conclusiones

El análisis estadístico de la data histórica de las variables independientes para la recuperación de cobre en el proceso de flotación determinó que el grado de pirita en la cabeza de mineral representa una importancia relativa de 76.6 %.

Se determinó que con un contenido de pirita mayor a 7.5 % en el alimento fresco a planta, se genera un impacto negativo en la recuperación total de 87.3 % a 82.2 %.

En las pruebas de cinética de flotación de Cu y Fe, y se evidencia una mayor activación de Fe en el concentrado desde el primer minuto de flotación, alcanzando un grado de 37.31% de Fe y 5.12% de Cu en el concentrado. Mediante el ajuste del modelo cinético de Klimpell se pudo determinar una constante de flotación de 2.61 y una recuperación en el infinito de 79.68 para Cu, y una constante de 1.51 para Fe con una recuperación en el infinito de 28.26.

En la etapa rougher bulk, se presenta una mínima reducción de la depresión de Fe de 9.1% a 8.2%, incremento del grado de Cu en el concentrado de 9.0% a 9.2% y reducción de tonelaje en el concentrado de 320 ton (Masspull: 6.7%) a 275.9 ton (Masspull: 5.8%). Los resultados del concentrado final obtenidos durante el protocolo de prueba de operación en base a los muestreos indicaron un incremento en la recuperación total de +0.4 %Cu (76.4% a 76.8%).

## Recomendaciones

Se recomienda realizar estudios detallados sobre la cinética de flotación de la pirita para comprender mejor su activación temprana y desarrollar estrategias específicas que permitan su depresión efectiva en etapas iniciales del proceso.

Es fundamental investigar el efecto de variables operativas como la dosificación y tipo de reactivos, así como la intensidad del aire y la turbulencia en las celdas, para optimizar la selectividad y minimizar el arrastre de pirita en el concentrado de cobre.

Se sugiere profundizar en el análisis mineralógico y químico del mineral alimentado, concentrados intermedios y finales para identificar variaciones en las especies sulfuradas y óxidos de cobre que puedan afectar la eficiencia del proceso y la calidad del concentrado.

Además, se recomienda desarrollar modelos predictivos basados en la data histórica y resultados experimentales para anticipar el comportamiento del proceso ante diferentes contenidos de pirita, permitiendo una mejor toma de decisiones operativas.

Finalmente, es importante evaluar nuevas configuraciones de circuito y tecnologías complementarias, como la flotación selectiva o el uso de reactivos específicos, que puedan incrementar la recuperación de cobre en minerales con alto contenido de pirita.

## Referencias bibliográficas

- Agheli, S., Hassanzadeh, A., Vaziri, B., & Hasanzadeh, M. (2018). *Effect of pyrite content of feed and configuration of locked particles on rougher flotation of copper in low and high pyritic ore types*. International Journal of Mining Science and Technology, 28(2), 167-176. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.12.002>
- Aguilar, M., & Corella, J. (2016). *Diseño y construcción de una mesa concentradora para la optimización del proceso in a mining company Gold of Zaruma*. Tesis de licenciatura, Universidad Politécnica Salesiana del Ecuador, Guayaquil.
- Artica, M., & Rivera, J. (2015). *Optimización del proceso de flotación de la calcopirita en presencia de la pirita en la pulpa en la Concentradora Amistad Cía. Minera Argentum*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/4547>
- Asghari, M., Nakhaei, F., & VandGhorbany, O. (2019). *Copper recovery improvement in an industrial flotation circuit: A case study of Sarcheshmeh copper mine*. Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 41(6), 761-778. <https://doi.org/10.1080/15567036.2018.1520356>
- Bin, X., Shouguo, Z., Jintian, W., Yujuan, Z., Yongbin, Y., Qian, L., & Tao, J. (2022). *A Comprehensive Recovery Process for Selective Separation and Enrichment of Copper, Zinc and Iron Minerals from a Polymetallic Ore and the Adsorption Mechanism of Collector Z-200*. Minerals, 12(3). <https://doi.org/10.3390/min12030384>
- Bulatovic, S. (2007). *Handbook of Flotation Reagents, Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores*. Petersborough: Elsevier Science. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-53029-5.X5009-6>
- Can, İ., Özçelik, S., & Ekmekçi, Z. (2021). *Effects of Pyrite Texture on Flotation Performance of Copper Sulfide Ores*. Minerals, 11(11). <https://doi.org/10.3390/min11111218>

- Cardenas, M., & Huaman, E. (2022). *Optimizar la recuperación de cobre por la influencia de P80, el PH y la dosificación de reactivos de flotación en la Cia. Minera Antapaccay S.A.* Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. <http://hdl.handle.net/20.500.12918/6363>
- Castro, S. (2003). *Flotación, fundamentos y aplicaciones.* Concepción: Universidad de Concepción.
- Chen, J. (2021). *The interaction of flotation reagents with metal ions in mineral surfaces: A perspective from coordination chemistry.* Minerals Engineering, 171. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107067>
- De la Sota, J. (2018). *Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para el mejoramiento del concentrado de plomo y zinc en la sociedad minera el Brocal s.a.a. – Pasco - 2018.* Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Delgado, G. (2016). *Operaciones en planta concentradora de mineral polimetálico y óxidos de plomo-plata-cobre de Sociedad Minera Corona S.A.* Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Elizondo, M., Uribe, A., & Bello, S. (2021). *Chemical stability of xanthates, dithiophosphinates and hydroxamic acids in aqueous solutions and their environmental implications.* Ecotoxicology and Environmental Safety, 207. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.ecoenv.2020.111509>
- Felsner, A. (2015). *Operational Excellence and the Applications in Mining Operations.* Estiria: Montanuniversitaet Leoben.
- Jie, R., Chen, X., & Peng, Y. (2022). *Flotation performance of chalcopyrite in the presence of an elevated pyrite proportion.* Minerals Engineering, 177(107387). <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107387>
- Kannan, V., & Choon, K. (2005). *Just in time, total quality management, and supply chain management: understanding their linkages and impact on business performance.* Omega, 33(2), 153-162. <https://doi.org/10.1016/j.omega.2004.03.012>

- Kuranga, A., Alafara, B., Fausat, A., Amos, A., & Folahan, A. (2022). *Assessment of a Nigerian chalcopyrite ore dissolution in sulfuric acid medium*. Bulletin of the Chemical Society of Ethiopia, 36(1). <https://doi.org/10.4314/bcse.v36i1.15>
- Kyaw, Z., Tiagalieva, Z., Htet, Z., & Phyto, K. (2021). *Improvement of reagent flotation modes of sphalerite and pyrite from deposits of copper-zinc pyrite, polymetallic copper-zinc pyrite and polymetallic ores*. IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci., 942. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/942/1/012004>
- Li, X., Zhao, S., Shen, Y., Li, G., & Zhu, H. (2023). *Integrated parameter optimization approach: Just-in-time (JIT) operational control strategy for TBM tunnelling*. Tunnelling and Underground Space Technology, 135(105040). <https://doi.org/10.1016/j.tust.2023.105040>
- López, A., & Reyes, J. (2005). *Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos*. Chillán: X Simposio sobre Procesamiento de Minerales.
- López, P., & Ipanaqué, O. (2008). *Caracterización y optimización de flotación a nivel laboratorio del mineral de cobre de la minera Candelaria*. Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Magbool, N., Huang, B., Espejo, A., Zelmer, L., Xu, F., & Gulbransen, L. (2020). *Just-in-time learning for the prediction of oil sands ore characteristics using GPS data in mining applications*. The Canadian Journal of Chemical Engineering, 98(10), 2125-2136. <https://doi.org/10.1002/cjce.23742>
- Molaei, N., Sadat, F., & Rezai, B. (2018). *A study on the effect of active pyrite on flotation of porphyry copper ores*. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 54(3), 922-933. <https://doi.org/10.5277/ppmp1894>
- Mu, Y., Peng, Y., & Lauten, R. (2016). *The depression of copper-activated pyrite in flotation by biopolymers with different compositions*. Minerals Engineering, 96-97, 113-122. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.06.011>

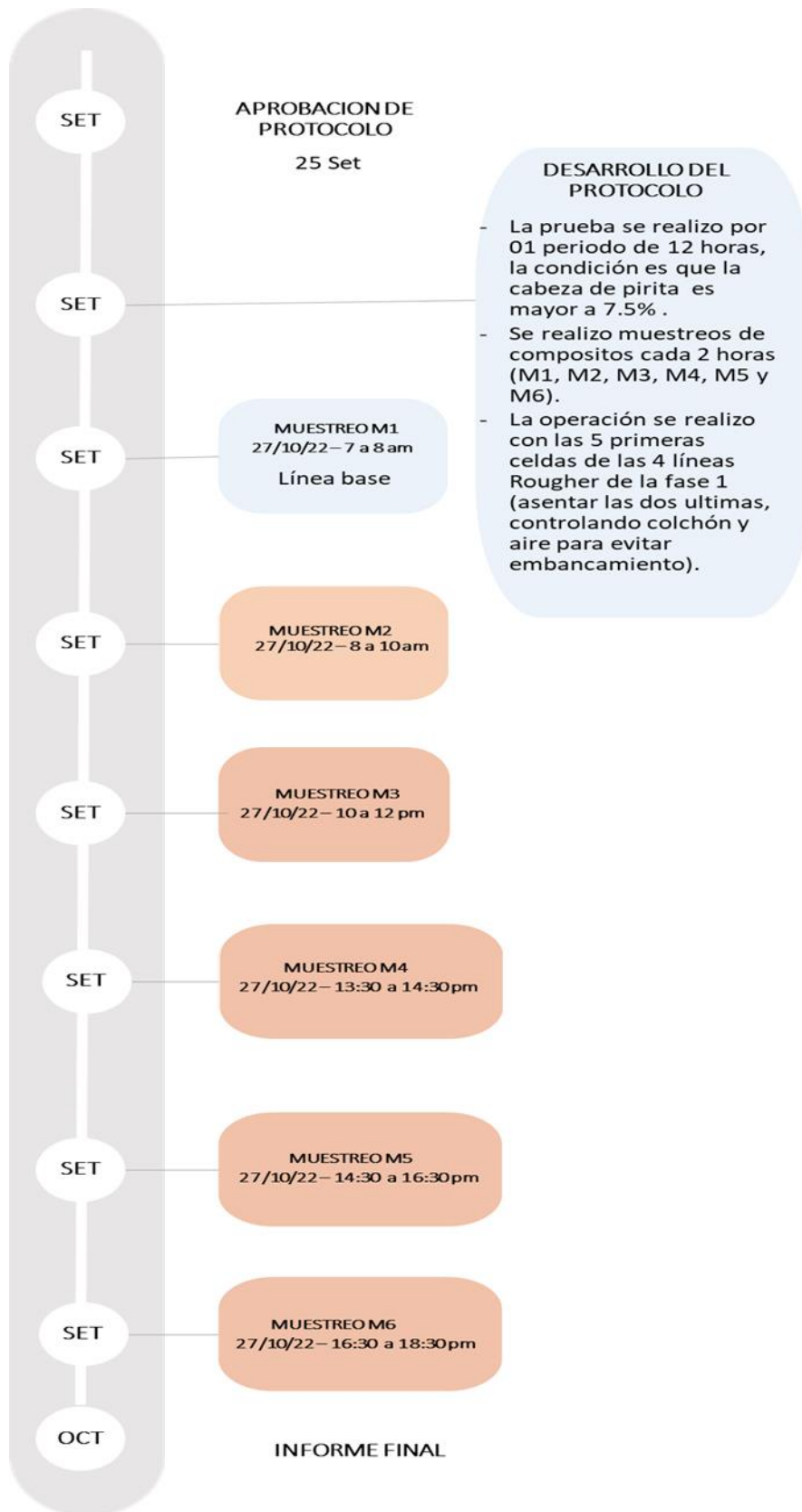
- Mu, Y., Peng, Y., & Lauten, R. (2016). *The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems – A Literature review*. Minerals Engineering, 96-97, 143-156. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.06.018>
- Owusu, C., Brito, S., Skinner, W., Addai, J., & Zanin, M. (2014). *The influence of pyrite content on the flotation of chalcopyrite/pyrite mixtures*. Minerals Engineering, 55, 87-95. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.09.018>
- Park, I. (2022). *Advances in Selective Flotation and Leaching Process in Metallurgy*. Metals, 12(1), 144. <https://doi.org/https://doi.org/10.3390/met12010144>
- Rabatho, J., Tongamp, W., Kato, J., & Haga, K. (2011). *Effect of Flotation Reagents for Upgrading and Recovery of Cu and Mo from Mine Tailing by Flotation*. Resources Processing, 58(1), 14-21. <https://doi.org/https://doi.org/10.4144/rpsj.58.14>
- Ramirez, C. (2023). *Selección del reactivo depresor para flotar cobre a partir de minerales polimetálicos con alta carga de piritas*. Arequipa: Universidad Nacional San Luis Gonzaga. <https://hdl.handle.net/20.500.13028/5395>
- Rivera, M. (2016). *Optimización a nivel laboratorio del reemplazo total del depresor cianuro de sodio en la flotación de calcopirita-molibdenita mediante un colector selectivo*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Roman, E. (2018). *Optimización del proceso de flotación rougher zinc en minerales m4b (mineral de cobre (calcopirita) y zinc) sobre selectividad y recuperación de minerales. Mediante el uso de reactivos alternativos diamond*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Ruíz, C. (2016). *Activación-depresión en la flotación selectiva de sulfuros de zinc-plomo en presencia de reactivos naturales (taninos quebracho)*. Ciudad de México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Sayed, A., Guislain, B., & Ata, S. (2024). *Coarse particle flotation: A review*. Minerals Engineering, 206(108499). <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108499>

- Štirbanović, Z., Sokolović, J., Marković, I., & Đorđević, S. (2020). *The effect of degree of liberation on copper recovery from copper-pyrite ore by flotation*. *Separation Science and Technology*, 55, 3260-3273.  
<https://doi.org/10.1080/01496395.2019.1676260>
- Utepbaeva, S., Urazbayeva, S., Joldasbaeva, J., & O'telbayev, A. (2023). *Foam flotation process, stages and technological parameters*. *Science and Innovation*, 2(2), 136-140. <https://doi.org/https://doi.org/10.5281/zenodo.7641035>
- Voncken, J. (2016). *A Special Group of Metals*. *The Rare Earth Elements*, 1-13.  
[https://doi.org/10.1007/978-3-319-26809-5\\_1](https://doi.org/10.1007/978-3-319-26809-5_1)
- Xing, Y., Xu, M., Gui, X., Cao, Y., Rudolph, M., Butt, H., & Kappi, M. (2019). *The role of surface forces in mineral flotation*. *Current Opinion in Colloid & Interface Science*, 44, 143-152. <https://doi.org/10.1016/j.cocis.2019.11.005>
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Universidad Técnica Federico Santa María.
- Yin, W., Sun, Q., Li, D., Tang, Y., Fu, Y., & Yao, J. (2019). *Mechanism and application on sulphidizing flotation of copper oxide with combined collectors*. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 29(1), 178-185. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(18\)64926-X](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(18)64926-X)
- Yufan, M., Yongjun, P., & Rolf, L. (2016). *Depression of pyrite in the flotation of chalcopyrite using biopolymer depressants*. *XXVIII International Mineral Processing Congress Proceedings*, 11-15. <https://espace.library.uq.edu.au/view/UQ:409216>
- Zanin, M., Lambert, H., & Plessis, C. (2019). *Lime use and functionality in sulphide mineral flotation: A review*. *Minerals Engineering*, 143(105922).  
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.105922>
- Zhang, W., Chen, J., Xu, S., Jin, X., Sun, W., & Gao, Z. (2023). *Advanced collector-free flotation of typical sulfide minerals using a novel heterocyclic depressant*. *Minerals Engineering*, 199(108120).  
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108120>.

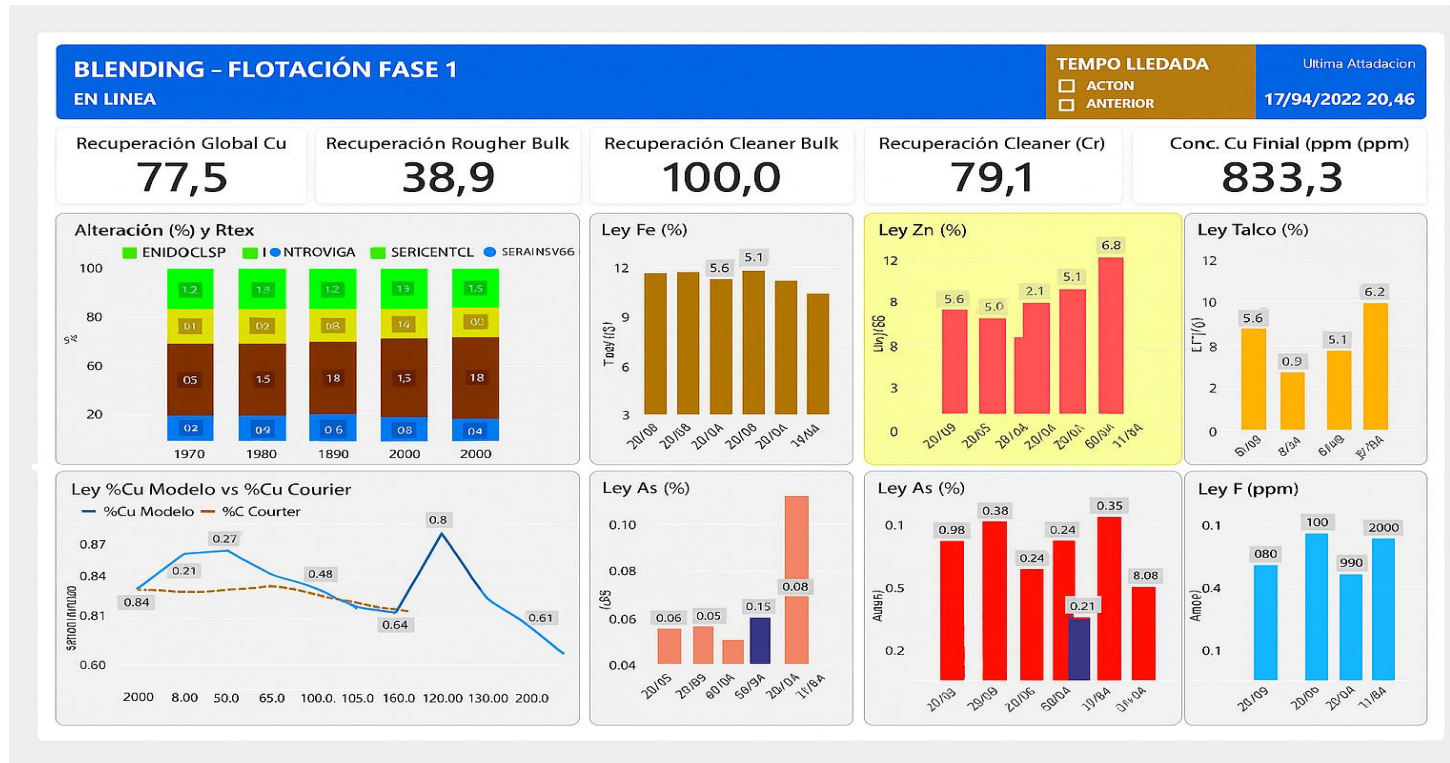
## Anexos

	Pág.
Anexo 1: Protocolo de muestreo.....	1
Anexo 2: Operational Decisions Just-In-Time (ODJIT).....	2
Anexo 3: Integración del modelo de bloques .....	3
Anexo 4: Modelamiento de tiempo residencia.....	4
Anexo 5: Tiempos de llegada - Asociación a bloques .....	5
Anexo 6: Asociación de litología y alteraciones mineralógicas.....	5
Anexo 7: Integración Split y Variables GEOMET .....	6

# Anexo 1: Protocolo de muestreo



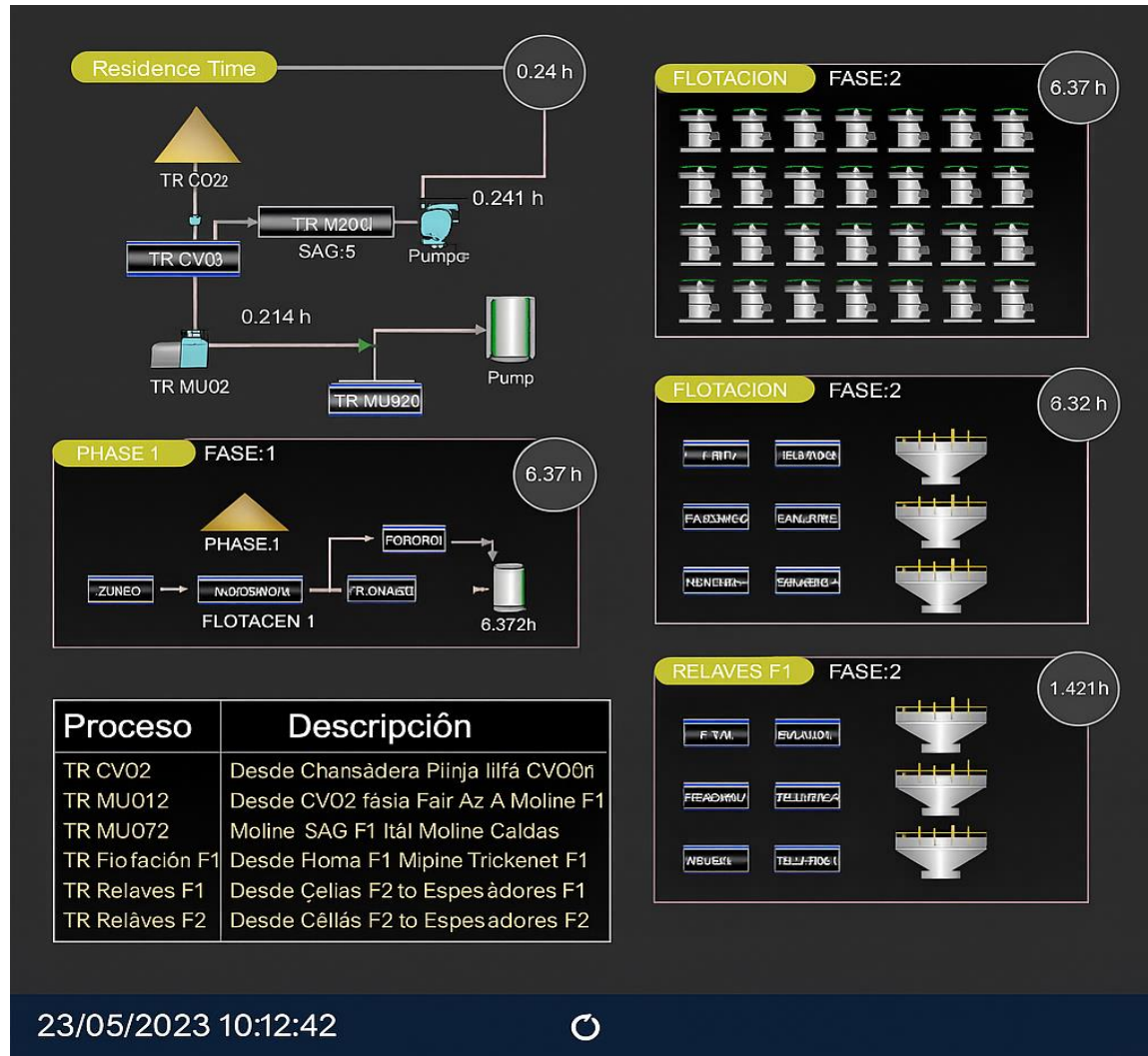
## Anexo 2: Operational Decisions Just-In-Time (ODJIT)



Anexo 3: Integración del modelo de bloques

Operational Decision Just-In-Time (Mire to Plant Online Tracking)						<a href="#">Go to Table [Power BI]</a>			
Travel Time	Truck	Sourceblockname							
- TO THICKENER F2. 13:06/23 BI23		0.130 %	0,39 %	:					
START: 28/06/2023 08:40 47	<b>377,10 t</b>	<b>4545_24211292I</b>	<b>N21</b>						
DUMP CP.: 28/06/2023 12:29	<b>CM102</b>	(Azatal)			[ Penaf Takt ]			[Fit Online]	
TO LOAD SAG F: 9/06/2023 07:30	Carrion CAT 795f	<b>Cu</b>	<b>Fe</b>	<b>Retifox</b>	Duressa	Tako	<b>F50</b>	<b>Intrusy9</b>	
TO FLOTATION P1: 29/06/2023 17:39	(Azatal)	6,8%	4,0%	23,5%	2,60	5.13	97,0	87,30 %	
TO FLOTATION P2: 29/06/2022 12:56	<b>PL002</b>	<b>Fe</b>	<b>Fluor</b>	<b>Pluor</b>	Dureza	Tako	<b>Macnefila</b>		
TO THICKENER F1: 23/06/2023 16:07	Pala CAT 7465	4,0 %	28	2,3 l/g	0,5	Pilf	Skarn	Serporitina	
TO THICKENER F2: 23/06/2023 16:25		2,8	kg/t				0,0%		
START: 29/06/2023 06.15:36	<b>360,80 t</b>	<b>4545_24211293I</b>	<b>N43</b>						
DUMP CP. 23/06/2023 10:24	<b>CM503</b>	(Azatal)			[ Split crush ]			[Spit online]	
TO LOAD SAG F. 9/06/2023 08:06	Carrion Kom KT A	<b>Cu</b>	<b>Fe</b>	<b>Retifox</b>	Durza	Tako	5,79	5,79	Top Size
TO FLOTATION P1: 29/06/2023 12:11	(Azatal)	0,65 %	5 %	5 %	2,10	0,3	,3	13	9
TO THICKENER F1: 29/06/2023 13:06	<b>PL002</b>	<b>Fe</b>	<b>Fluor</b>	2%	Slam	Scmin	Ri	Intermedio	Grueso
TO THICKENER F2: 23/06/2023 16:25	Pala CAT 7436	0,05 %	25 %	Skam	7,5	6,3	7,5	6,3	7

Anexo 4: Modelamiento de tiempo residencia



Anexo 5: Tiempos de Llegada - Asociación a bloques

START : 23/05/2023 13:09:47	<b>377,10 tn</b>	<b>4545_24211292I</b>	<b>N21</b>
DUMP CP : 23/05/2023 13:23:19	<b>CM102</b>	[Grade]	[Hard / Talc]
TO LOAD SAG F1 : 23/05/2023 17:15:19	Camion CAT 797F	<b>Cu</b>	<b>As</b>
TO LOAD SAG F2 : 23/05/2023 17:14:19	[Loader]	0,69 %	0,007 %
TO FLOTATION F1 : 23/05/2023 17:28:19	<b>PL002</b>	<b>RatOx</b>	19,20 %
TO FLOTATION F2 : 23/05/2023 13:23:19	Pala CAT 7495	<b>Fe</b>	<b>Fluor</b>
TO THICKENER F1 : 23/05/2023 18:16:19		7,56 %	1136
TO THICKENER F2 : 23/05/2023 13:23:19		<b>Zn</b>	<b>MgO</b>
		0,076 %	2,63 %
			<b>Dureza</b>
			2,00
			<b>Talco</b>
			5,13
			<b>Pirita</b>
			0,00 %

Anexo 6: Asociación de litología y alteraciones mineralógicas

<b>[Lithology]</b>				<b>[Alteration]</b>		
<b>BXFI</b>	<b>BXFS</b>	<b>Intrusivo</b>	<b>Skarn</b>	<b>Intrusivo A</b>	<b>Intrusivo B</b>	<b>Horndiops</b>
0,00 %	0,00 %	5,00 %	70,00 %	0 %	5,00 %	25,00 %
	<b>Magnetita</b>	<b>Hornfels</b>		<b>Skarn Actinolita</b>	<b>Skarn Serpentina</b>	
	0,00 %	25,00 %		20,00 %	50,00 %	

Anexo 7: Integración Split y Variables GEOMET

[Split Online]			[Geomet]		
<b>F80</b>	<b>Top Size</b>		<b>MIC</b>	<b>DWI</b>	<b>BOND</b>
0,73	6,78		7,52	7,12	14,09
<b>Fino</b>	<b>Intermedio</b>	<b>Grueso</b>	<b>RI</b>	<b>RMC</b>	<b>RMRO</b>
71,36 %	27,37 %	1 %	75,95	36,39	7