

Mejoramiento en el proceso de flotación por espumas para la recuperación de oro en la empresa

Mina Sarco S.A.S.

Johan Mauricio Camargo Chaparro

Trabajo de Grado para optar al título de Ingeniero Metalúrgico

Director

Ángel Manuel Meléndez Reyes

Dr. en Ciencias Químicas

Codirector

Yenni Nayid Santamaria Barajas

Ingeniera Metalúrgica

Universidad Industrial de Santander

Facultad de Ingenierías Físicoquímicas

Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales

Bucaramanga

2025

Dedicatoria

Dedico este trabajo de investigación a los mineros de pequeña y mediana escala de Colombia, quienes enfrentan diariamente el desafío de reconciliar la productividad económica con la responsabilidad ambiental. Su persistencia y capacidad de adaptación ante circunstancias adversas han sido una inspiración constante durante el desarrollo de este proyecto.

A mis padres, cuyo esfuerzo y sacrificio pavimentaron el camino que me ha permitido llegar hasta aquí. Sus enseñanzas sobre la importancia del trabajo dedicado y el rigor científico han sido fundamentales en mi formación como ingeniero e investigador.

A mi novia, Saray Paipa, por ser mi apoyo, mi inspiración y mi alegría en cada paso de este camino. Tu amor, paciencia y ánimo incondicional han sido mi fortaleza en los momentos más desafiantes.

A todos aquellos que desde la academia o la industria trabajan incansablemente por el desarrollo de tecnologías más eficientes y sostenibles para el aprovechamiento responsable de nuestros recursos minerales.

Agradecimientos

Extiendo mi más sincero agradecimiento a Dios por darme el don de la vida y la oportunidad de ser un profesional; a mi familia junto con mi novia, por su comprensión, paciencia y apoyo incondicional durante las largas jornadas de trabajo dedicadas a esta investigación.

A la Universidad Industrial de Santander, particularmente a la Facultad de Ingenierías Físicoquímicas y a la escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencias de los Materiales, por proporcionar la infraestructura académica y tecnológica fundamental para el desarrollo de esta investigación.

Al profesor Ángel Manuel Meléndez Reyes, mi director de tesis, por su orientación invaluable, rigurosidad científica y constante apoyo durante las etapas de este proyecto donde su experiencia en el campo de la metalurgia extractiva ha sido determinante para lograr los objetivos propuestos.

A la ingeniera Yenni Nayid Santamaría Barajas, mi codirectora, por su dedicación, conocimientos técnicos y asesoría permanente, especialmente en los aspectos experimentales y de análisis de datos. Su perspectiva práctica enriqueció significativamente este trabajo.

Agradezco especialmente a Mina Sarco S.A.S. por facilitar el material de estudio, el acceso a sus instalaciones y la información técnica necesaria para contextualizar la investigación. Este tipo de colaboración universidad-empresa es fundamental para el avance de la minería responsable en Colombia.

Al Sr. Javier Gaitán, técnico de soporte académico del Laboratorio de Metalurgia Extractiva, por su asistencia durante la ejecución de las pruebas experimentales y la caracterización físicoquímica.

Tabla de Contenido

	Pág.
Introducción	11
1. Objetivos	12
1.1 Objetivo general	12
1.2 Objetivos específicos	12
2. Fundamentación teórica	12
2.1 Flotación de espumas	13
2.2 Condiciones operativas	15
2.3 Condiciones químicas	16
2.4 Dosificación de los reactivos en el proceso de flotación	18
2.5 Optimización de recuperación	19
2.5.1 Diseño experimental	19
2.5.2 Modelos matemáticos para la cinética de recuperación.....	20
2.6 Necesidad de mejora en el proceso de flotación de oro en Mina Sarco S.A.S.	21
3. Metodología	22
3.1 Granulometría del mineral de bocamina.....	22
3.2 Molienda y preparación del mineral	22
3.2.1 Tenor de oro y plata mediante ensayo al fuego	23
3.3 Métodos analíticos y control de calidad.....	23
3.3.1 Fase I: Optimización de variables físicas y químicas del proceso de flotación.....	24
3.3.2 Fase II: Optimización de las concentraciones de colectores y modificador	25

3.3.3 Fase III: Optimización de las concentraciones de espumantes	26
3.3.4 Fase IV: Estudio cinético de recuperación.....	27
3.3.5 Dosificación de los reactivos	27
3.4 Validación en planta de beneficio.....	27
4. Resultados y discusión.....	28
4.1 Distribución granulométrica del mineral de bocamina y verificación de tamaño de corte	28
4.1.1 Tenores de oro y plata.....	30
4.2 Evaluación de variables en la recuperación por flotación	31
4.2.1 Influencia de las variables físicas y químicas	31
4.2.2 Optimización de la concentración de colectores y modificador	35
4.2.3 Evaluación del efecto de las concentraciones y tipo de espumantes	37
4.2.4 Modelos matemáticos para la cinética de recuperación en el proceso de flotación.....	38
4.2.5 Dosificación de reactivos.....	40
4.3 Del laboratorio a la planta de beneficio: validación del escalamiento en la dosificación de reactivos	41
5. Conclusiones	42
6. Recomendaciones	43
Referencias bibliográficas.....	45
Apéndices.....	48

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1. Matriz de pruebas con las variables físicas para la fase I	25
Tabla 2. Adición de gotas y concentraciones de los reactivos para las pruebas de la fase I.	25
Tabla 3. Matriz de prueba para la fase II.	26
Tabla 4. Matriz de prueba para fase III.	26
Tabla 5. Distribución granulométrica para el rango de P80 malla 100.	30
Tabla 6. Distribución granulométrica para el rango de P65 malla 200.	30
Tabla 7. Tenores del mineral con rango granulométrico P80 malla 100.	31
Tabla 8. Tenores del mineral con rango granulométrico P65 malla 200.	31
Tabla 9. Resultados para la validación de la respuesta en Minitab	35
Tabla 10. Resultados para la comprobación de la respuesta en Minitab.	37
Tabla 11. Dosificación de los reactivos.	40
Tabla 12. Comparación del consumo de reactivos después del estudio	41

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1. Ilustración esquemática de la adhesión selectiva partícula-burbuja.....	14
Figura 2. Representación esquemática de las reacciones químicas (a) en la superficie de una partícula individual de pirita aurífera (Au-Py), y (b) en el punto de contacto entre una partícula de pirita aurífera (Au-Py) y una partícula de pirita estéril (B-Py).	17
Figura 3. Distribución granulométrica de la muestra inicial y ajuste con los modelos de Gates-Gaudin-Schuhmann (GGS) y Rosin-Rammler (RR).	29
Figura 4. Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para (a) el porcentaje de recuperación, (b) la razón de concentración y (c) el porcentaje de rendimiento del proceso.	33
Figura 5. Gráficas de efectos principales para (a) la recuperación, (b) la razón de concentración y (c) el porcentaje de rendimiento del proceso.	34
Figura 6. Gráficas de efectos principales para porcentaje de recuperación (a), índice de concentración (b) y porcentaje del rendimiento del proceso (c).	36
Figura 7. Resultados de la evaluación de espumantes en distintas pruebas de flotación.....	38
Figura 8. Resultado de la cinética de recuperación de oro.	39

Lista de Apéndices

	Pág.
Apéndice A. Resultados del análisis cuantitativo por difracción de rayos X del mineral cabeza de la empresa Mina Sarco S.A.S.....	48
Apéndice B. Fórmulas de índices metalúrgicos utilizados en flotación.	49
Apéndice C. Ecuaciones de los modelos matemáticos en el proceso de flotación.	50
Apéndice D. Ecuación para dosificación de reactivos.....	51
Apéndice E. Distribución granulométrica ajustada del modelo RR en Molycop.	52
Apéndice F. Resultados de la Fase I: optimización de variables químicas y físicas	53
Apéndice G. Resultado de la fase II: optimización de colectores.....	54
Apéndice H. Resultados de la fase III: mejoramiento de tipos de espumantes	55
Apéndice I. Tabla de comparación entre los modelos matemáticos.....	56

Resumen

Título: Mejoramiento en el proceso de flotación por espumas para la recuperación de oro en la empresa Mina Sarco S.A.S.*

Autor: Johan Mauricio Camargo Chaparro**

Palabras Clave: Flotación por espumas, recuperación de oro, concentrado de sulfuros auríferos, optimización de procesos, cinética de flotación, colectores, espumantes, pirita aurífera

Descripción:

Esta investigación optimizó la flotación por espumas para mejorar la recuperación de oro asociado a sulfuros en la planta de beneficio de Mina Sarco S.A.S. Inicialmente, se caracterizó mineralógicamente el yacimiento, identificando que el 78% del oro se encuentra encapsulado en pirita y el 20% en otros sulfuros. El estudio se desarrolló en cuatro fases experimentales: a) optimización de variables fisicoquímicas (granulometría, porcentaje de sólidos, tiempo de residencia y pH), b) optimización de colectores (Z6 y 2200), c) optimización de espumantes (A65, F150 y aceite de pino), y d) estudio cinético del proceso. Los resultados mostraron que la granulometría es el factor más crítico, obteniéndose la mayor recuperación con 65% malla 200 (74 μm), 30% de sólidos, pH 8 y 15 minutos de residencia. La optimización de colectores reveló una relación inversa entre la concentración de Z6 y la recuperación, mientras que el 2200 y el CuSO_4 incrementaron la eficiencia. El análisis cinético determinó que la máxima recuperación ocurre en los primeros 10 minutos, ajustándose mejor el modelo de Agar. La implementación de estas condiciones mejoró significativamente la recuperación de oro, resultando en la siguiente dosificación de reactivos: 25.82 g Z6/t, 25.82 g 2200/t, 16.31 g A65/t y 250.05 g CuSO_4 /t. Al escalar las condiciones optimizadas del laboratorio a planta, el contenido de Au en el concentrado de flotación aumentó de 40–60 g/t a 85–95 g/t, lo que representa un incremento relativo del 58–112%, según el caso. Este resultado repercutió en una mejora sustancial en la eficiencia del proceso de recuperación aurífera en Mina Sarco S.A.S.

* Trabajo de Grado

** Facultad de Ingenierías Fisicoquímicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los materiales. Ingeniería Metalúrgica. Director: Profesor Dr. Ángel Manuel Meléndez Reyes. Codirector: Yenni Nayid Santamaría Barajas, Ingeniería Metalúrgica.

Abstract

Title: Improvement in the froth flotation process for gold recovery in the company Mina Sarco S.A.S.*

Author: Johan Mauricio Camargo Chaparro**

Keywords: Froth flotation, gold recovery, gold-bearing sulfide concentrate, process optimization, flotation kinetics, collectors, frothers, auriferous pyrite

Description:

This research optimized the froth flotation process to improve the recovery of gold associated with sulfides at the beneficiation plant of Mina Sarco S.A.S. Initially, the deposit was mineralogically characterized, identifying that 78% of the gold is encapsulated in pyrite and 20% in other sulfides. The study was carried out in four experimental phases: a) optimization of physicochemical variables (particle size, solids percentage, residence time, and pH), b) optimization of collectors (Z6 and 2200), c) optimization of frothers (A65, F150, and pine oil), and d) kinetic study of the process. Results showed that particle size is the most critical factor, with maximum recovery achieved at 65% passing 200 mesh (74 μm), 30% solids, pH 8, and 15 minutes of residence time. Collector optimization revealed an inverse relationship between Z6 concentration and recovery, while 2200 and CuSO_4 enhanced process efficiency. The kinetic analysis indicated that maximum recovery occurs within the first 10 minutes, with the Agar model providing the best fit to the data. Implementing of these optimized conditions significantly improved gold recovery, resulting in the following reagent dosages: 25.82 g Z6/t, 25.82 g 2200/t, 16.31 g A65/t, and 250.05 g CuSO_4 /t. When scaling up the optimized laboratory conditions to plant scale, the gold content in the flotation concentrate increased from 40–60 g/t to 85–95 g/t, representing a relative increase of 58–112%, depending on the case. This result resulted in a substantial improvement in the efficiency of the gold recovery process at Mina Sarco S.A.S.

* Degree Work

**Facultad de Ingenierías Físicoquímicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales. Metallurgical engineering. Director: Professor Dr. Angel Manuel Meléndez Reyes. Co-director: Yenni Nayid Santamaría Barajas, Metallurgical Engineering.

Introducción

La recuperación de minerales preciosos, especialmente el oro, representa uno de los principales desafíos de la industria minero-metalúrgica moderna. En Colombia, la pequeña y mediana minería enfrentan el reto de optimizar sus procesos para maximizar la recuperación del mineral y, al mismo tiempo, minimizar el impacto ambiental. En este contexto, la flotación por espuma se ha consolidado como una de las tecnologías más eficientes para la concentración de sulfuros auríferos. No obstante, su óptimo aprovechamiento requiere el control preciso de múltiples variables físicas y químicas. La empresa Mina Sarco S.A.S., ubicada en el municipio de Montecristo, Bolívar, ha identificado la necesidad de mejorar la eficiencia de su unidad geometalúrgica. Estudios mineralógicos previos, realizados mediante Microscopía Electrónica de Barrido (SEM) y Espectroscopia de Rayos X por Dispersión de Energía (EDS), han determinado que aproximadamente el 78 % del oro presente en el yacimiento se encuentra encapsulado en pirita (FeS_2), lo que dificulta su recuperación.

Esta investigación aborda el problema desde un enfoque cuantitativo y experimental, centrándose en la optimización del proceso en cuatro fases: 1) ajuste de variables físicas y química, como granulometría, porcentaje de sólidos, tiempo de residencia y pH; 2) optimización de colectores y espumantes; 3) análisis cinético del proceso; y 4) caracterización fisicoquímica, incluyendo la medición del ángulo de contacto para distintos reactivos. La secuencia metodológica permitió identificar las condiciones óptimas en cada etapa, con el objetivo de diseñar un proceso de flotación ajustado a las características mineralógicas del yacimiento y orientado a maximizar la recuperación de oro.

1. Objetivos

1.1 Objetivo general

Mejorar el rendimiento del proceso de flotación de espumas en sulfuros para la recuperación de oro en la planta de beneficio de la empresa Mina Sarco S.A.S.

1.2 Objetivos específicos

Establecer las condiciones operativas de flotación (pH, tamaño de partícula, tiempo de residencia y porcentaje de sólidos) para maximizar la recuperación de oro en sulfuros.

Determinar las concentraciones óptimas de reactivos (colectores, activadores y espumantes) para la flotación selectiva de oro en sulfuros.

Evaluar el efecto de aditivos modificadores (aceite de pino) y colectores secundarios (2200) en la mejora de la recuperación de oro en sulfuros.

2. Fundamentación teórica

Mina Sarco S.A.S. es una empresa aurífera legalmente constituida, operando bajo el subcontrato de formalización SF-50 del título JG4-16531, está localizada en la vereda de Mina

Walter, municipio de Montecristo, al sur del departamento de Bolívar. La compañía cuenta con una unidad Geometalúrgica, donde hasta el momento se ha trabajado de manera empírica en la adición de reactivos durante el proceso de flotación de espumas. A lo largo del tiempo, Mina Sarco S.A.S. ha realizado estudios mineralógicos mediante SEM-EDS y difracción de rayos X (DRX), cuyos resultados se encuentran en el Anexo I. Dichos estudios establecieron que “el 78% del oro está encapsulado en pirita (FeS_2), mientras que el 20% se encuentra asociado con minerales como arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS_2), esfalerita (ZnS) y galena (PbS). Solo el 2% del oro se presenta en forma nativa, relacionado con el cuarzo (SiO_2)” (Ministerio de Minas y Energía de Colombia, 2019, p. 58).

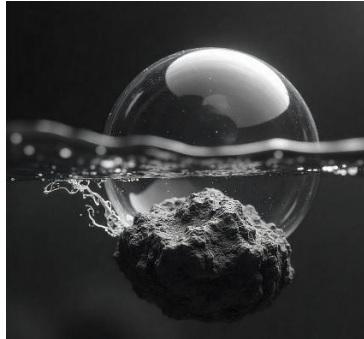
2.1 Flotación de espumas

La flotación de espuma es un proceso fisicoquímico esencial en la minería metálica, empleado para la concentración de minerales, incluyendo la recuperación de oro asociado a pirita. Este método aprovecha las diferencias en la afinidad de los minerales por el agua, un concepto que se cuantifica mediante el ángulo de contacto. El comportamiento hidrofílico o hidrofóbico de una superficie mineral se determina cuantitativamente mediante la medición del ángulo de contacto. Un ángulo de contacto superior a 90° indica una superficie hidrofóbica, mientras que un ángulo inferior a 90° indica una superficie hidrofílica (Fuerstenau & Han, 2003; Leja, 1982). El proceso de flotación se basa en esta diferencia de afinidad: los minerales hidrofílicos, como óxidos, sulfatos y silicatos, permanecen en suspensión en la pulpa, sedimentándose posteriormente. En contraste, los minerales hidrofóbicos, como los metales nativos y sulfuros metálicos, repelen el agua, facilitando su adhesión a las burbujas de aire, como se muestra en la figura 1. Este fenómeno

posibilita su separación mediante la formación de espuma en el proceso de flotación (Castro & García, 2003; Astucuri, 1994).

Figura 1.

Ilustración esquemática de la adhesión selectiva partícula-burbuja.



Nota. Tomado de: Castro S. y García J. A., (2003). *Flotación: fundamentos y aplicaciones* (p. 1),

El rendimiento de la flotación está determinado por una compleja interacción de factores; en primer lugar, la eficacia del proceso depende de la colisión efectiva entre las partículas minerales y las burbujas de aire, seguida de la estabilidad de la adherencia entre ambas y la capacidad de la espuma para transportar el concentrado mineral hacia la superficie (Nguyen & Schulze, 2004; Finch & Dobby, 1990). Además, el mecanismo de flotación se ve significativamente influenciado por diversas condiciones operativas y químicas, así como por la dosificación precisa de los reactivos utilizados. Entre las variables esenciales se incluyen la calidad del agua, el tamaño de partícula, la densidad de la pulpa (porcentaje de sólidos), el tiempo de flotación y el pH de la pulpa (Bulatovic, 2007). En última instancia, el control riguroso de estas condiciones es indispensable para optimizar el proceso de flotación y alcanzar una recuperación máxima de oro (Marsden & House, 2006).

2.2 Condiciones operativas

La flotación de oro asociado a pirita requiere de condiciones operativas precisas para maximizar su recuperación. La liberación de las especies valiosas, lograda mediante etapas previas de trituración y molienda, es fundamental. Estudios han establecido que el tamaño de partícula óptimo para la flotación de oro en pirita se sitúa entre 10 y 150 micras. Las partículas más finas ($<10\ \mu\text{m}$) tienden a perderse en las colas debido a su baja probabilidad de colisión con las burbujas. Por otro lado, las partículas más gruesas ($>150\ \mu\text{m}$) presentan una adherencia deficiente a las burbujas y, además, su peso significativo supera las fuerzas de adhesión, resultando en recuperaciones bajas (Wills & Finch, 2015; Allan & Woodcock, 2001).

Para asegurar una cinética de flotación adecuada y prevenir la sobrecarga de las celdas, el porcentaje de sólidos en la pulpa debe mantenerse dentro del rango de 25% a 35%. Exceder este límite incrementa la viscosidad de la pulpa, afectando negativamente el proceso (Gorain et al., 1997; Bulatovic, 2007). Asimismo, la optimización del tiempo de flotación es necesario para minimizar la recaptura de partículas valiosas en los relaves. Los valores usuales oscilan entre 10 y 20 minutos, variando en función de la cinética del proceso y la liberación del oro en la matriz de pirita (Rao & Finch, 1989; Klimpel, 1999). La agitación y la aireación también son factores determinantes en la dispersión del aire y el tamaño de las burbujas, elementos fundamentales para lograr una recuperación eficiente.

2.3 Condiciones químicas

La flotación es un proceso intrínsecamente sensible que demanda un control preciso de sus variables operativas, donde el pH de la pulpa es un parámetro de gran importancia debido a su influencia directa en la activación de sulfuros y la adsorción de colectores. En condiciones ácidas (pH 4.0–5.0), la eficacia de la flotación se ve potenciada por la formación de dixantógeno, un compuesto que confiere hidrofobicidad a la pirita (Allan & Woodcock, 2001; Mu et al., 2020; Fuerstenau et al., 1968). Por el contrario, en un pH neutro (6.0–7.0), la flotación se inhibe debido a la formación de complejos hidróxido-férrico-xantato, los cuales son hidrofílicos y obstaculizan la adsorción del colector (Fuerstenau et al., 1968; Mu et al., 2020). En un pH ligeramente alcalino (8.0–9.0), el incremento en la concentración de xantato puede optimizar el proceso, ya que disminuye el potencial reversible requerido para la oxidación del xantato a dixantógeno, favoreciendo así la hidrofobicidad de la pirita (Mu et al., 2020). En síntesis, el control preciso del pH es esencial para modular la química de la superficie mineral y optimizar la recuperación de minerales valiosos mediante flotación.

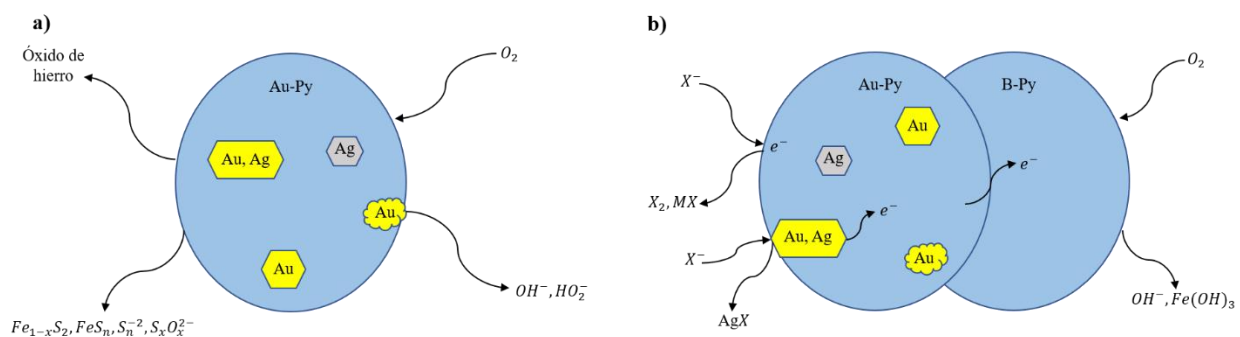
Si bien la calidad del agua utilizada en la flotación de oro no ejerce un impacto significativo en la recuperación global, sí influye en la cinética y la eficiencia del proceso. La presencia de ciertos iones, como el Ca^{2+} , mejora la actividad superficial de la pirita y su capacidad de flotación, mientras que especies como el tiocianato (SCN^-) pueden tener un efecto depresor (Rabieh et al., 2017; Zhang et al., 1997). Dado que el oro asociado a la pirita tiene un comportamiento similar a este último, cualquier mejora en la recuperación de pirita se traduce directamente en un aumento paralelo en la recuperación de oro. Además, la presencia de iones como Na^+ , Cl^- y Mg^{2+} en el agua

puede modificar la química superficial de las partículas, aunque su efecto en la flotación es menos determinante (Rabieh et al., 2017).

Mediciones de potencial de circuito abierto (OCP) y espectroscopia de impedancia electroquímica (EIS) han mostrado diferencias significativas en el comportamiento electroquímico entre la pirita estéril (B-Py) y la pirita aurífera (Au-Py). La B-Py presenta un comportamiento catódico más negativo, caracterizado por una mayor reducción de iones OH^- , lo que conduce a la formación de depresores en su superficie y un aumento en la resistencia de transferencia de carga. En contraste, la Au-Py exhibe un comportamiento anódico más positivo, facilitando la adsorción de colectores y, por ende, incrementando su hidrofobicidad, tal como se ilustra en la Figura 2 (Özcelik & Ekmekci, 2024).

Figura 2.

Representación esquemática de las reacciones químicas (a) en la superficie de una partícula individual de pirita aurífera (Au-Py), y (b) en el punto de contacto entre una partícula de pirita aurífera (Au-Py) y una partícula de pirita estéril (B-Py).



Nota. Adaptado de: Özcelik S. & Ekmekci Z., (2024) *Surface Chemistry and Flotation of Gold-Bearing Pyrite*, 14, 914.

2.4 Dosificación de los reactivos en el proceso de flotación

La dosificación precisa de reactivos es fundamental en el proceso de flotación, requiriendo un equilibrio meticuloso entre colectores, activadores, espumantes y modificadores. Un desajuste en estas proporciones puede neutralizar la función de cada reactivo. Por ejemplo, un exceso de colector compromete la selectividad, mientras que una sobredosificación de espumante genera espuma excesiva, perjudicando la recuperación del mineral valioso (Fuerstenau & Han, 2003; Bulatovic, 2007). En este contexto, el espumante Aerofroth 65 (A65) se emplea en dosis de 10 a 20 g/t para producir burbujas estables, y el sulfato de cobre (CuSO_4) actúa como activador en un rango de 100 a 500 g/t, facilitando la adsorción de colectores en la superficie mineral (Fuerstenau & Han, 2003). Los colectores, como el xantato de amilo potásico (PAX o Z6) y el ditiofosfato 2200, se dosifican entre 20 a 50 g/t y 1 a 100 g/t, respectivamente, para garantizar una selectividad hidrofóbica adecuada (Bulatovic, 2007). Para aumentar la selectividad, el espumante Flottec F150 puede combinarse con aceite de pino en proporciones de 1:1 a 1:3, mejorando así la recuperación de minerales auríferos (Leja, 1982).

En la modificación del pH, la soda cáustica (NaOH) se prefiere sobre la cal (CaO) debido a que esta última puede deprimir el oro nativo (Portal Minero Ediciones, 2006). Este efecto depresor se debe a la formación de capas de hidróxido de calcio (Ca(OH)_2) o carbonato de calcio (CaCO_3), que actúan como barreras físicas, impidiendo la adsorción de los colectores en la superficie del mineral (Senior & Thomas, 2005). A pesar de los avances significativos en la comprensión de estos factores, la optimización de las condiciones de flotación presenta desafíos persistentes, ya que la mineralogía específica de cada yacimiento puede influir considerablemente

en el proceso. Por lo tanto, la hipótesis de este trabajo se plantea como una vía para abordar estas particularidades y mejorar el rendimiento del proceso.

2.5 Optimización de recuperación

2.5.1 Diseño experimental

En el diseño experimental aplicado a los procesos de flotación de minerales, las principales variables de respuesta son la recuperación metalúrgica, el grado de concentración y el rendimiento del proceso, que permiten evaluar de manera objetiva la eficiencia del proceso. Los gráficos de Pareto son una herramienta estadística fundamental para identificar los factores más relevantes en estas variables, representando el 80% del efecto total, desde el mayor al menor impacto (Napier-Munn, 2014). Este análisis facilita a los ingenieros metalúrgicos la optimización de parámetros críticos como el pH, la dosificación de reactivos, el tiempo de acondicionamiento y la granulometría de la alimentación (Wills & Finch, 2015). La aplicación sistemática del diseño factorial, preferentemente a través de gráficas factoriales, no solo permite identificar los efectos principales de cada variable, sino también las interacciones significativas entre ellas, lo cual es importante para maximizar la recuperación y mantener la calidad del concentrado (Bulatovic, 2007). Es importante destacar que, en el caso de la razón de concentración o grado de concentración (RC), se maneja un rango moderado de 3 a 8 para minerales con un alto contenido de cuarzo y bajo contenido de sulfuros (Bulatovic, 2010; Marsden & House, 2006; Adams, 2016; Wills & Finch, 2015).

El software estadístico Minitab se ha consolidado como una herramienta esencial en los procesos metalúrgicos de flotación, permitiendo una revisión científica de variables críticas (Devore, 2015). En el contexto de la flotación de minerales, Minitab facilita la realización de diseños experimentales y la optimización de parámetros del proceso, como el pH, la dosificación de reactivos y el tiempo de flotación (Montgomery, 2017). Además, los gráficos factoriales y los diagramas de Pareto proporcionan una base sólida para la toma de decisiones informadas, lo que contribuye a mejorar la eficiencia de la recuperación, reducir los costos operativos y optimizar la calidad del concentrado (Wills & Finch, 2015).

2.5.2 Modelos matemáticos para la cinética de recuperación

Los enfoques propuestos por Agar, Klimpel y García-Zúñiga representan hitos clave en el desarrollo de modelos matemáticos orientados a la optimización del proceso de flotación, cada uno con alcances y niveles de complejidad distintos (Wills & Finch, 2015). El modelo de Agar, basado en una cinética de primer orden, simula la recuperación de minerales en función de su disponibilidad temporal y un conjunto de constantes de velocidad. Aunque constituye una simplificación considerable, resulta especialmente útil para estudios de carácter fundamental (Agar et al., 1980). Por su parte, el modelo de Klimpel incorpora variables operacionales como la dosificación de reactivos y el tamaño de partícula, ofreciendo así un enfoque más empírico y práctico para predecir la eficiencia del proceso (Klimpel, 1980). El modelo de García-Zúñiga integra variables fisicoquímicas y estadísticas, lo que permite calcular tanto las condiciones óptimas del proceso como la calidad de los concentrados obtenidos, superando algunas limitaciones de los modelos anteriores (García-Zúñiga, 1935). En conjunto, estos modelos no solo

permiten establecer la configuración básica de los sistemas de flotación, sino que también brindan herramientas para su control avanzado, especialmente en contextos donde es necesario afinar tanto la recuperación como la selectividad del proceso de separación minera.

2.6 Necesidad de mejora en el proceso de flotación de oro en Mina Sarco S.A.S.

El presente trabajo se enmarca en los esfuerzos por optimizar la recuperación de oro mediante flotación por espumas en la empresa Mina Sarco S.A.S., una operación minera que enfrenta retos significativos en cuanto a la eficiencia del proceso y la calidad del concentrado. A partir del análisis de antecedentes técnicos y científicos, se busca implementar estrategias de mejora que integren el conocimiento existente sobre cinética de flotación, selección de reactivos y parámetros operacionales clave. Este enfoque pretende no solo incrementar las tasas de recuperación, sino también establecer un modelo replicable de intervención tecnológica que contribuya al fortalecimiento de la minería responsable y sostenible en la región. Cabe recalcar que, actualmente, para el procesamiento de 24 toneladas por día en la empresa, se está utilizando 1000 g de CuSO_4 disueltos en 20 litros de agua, 1000 g Z6 disueltos en 20 litros de agua, 1 litro de 2200 disueltos en 20 litros de agua y 2 litros de A65 disueltos en 20 litros de agua

Hipótesis: *La optimización de las variables operativas y la dosificación precisa de reactivos en el proceso de flotación de espumas, adaptadas a las características mineralógicas específicas del yacimiento de Mina Sarco S.A.S., incrementará significativamente la recuperación de oro asociado a pirita.*

3. Metodología

3.1 Granulometría del mineral de bocamina

Para el desarrollo de este proyecto, se emplearon 35 kg de mineral aurífero proveniente directamente de la bocamina. El mineral fue llevado a un proceso de reducción de tamaño mediante dos etapas de trituración: trituración primaria con una trituradora de mandíbulas y trituración secundaria con una trituradora de martillos. Posteriormente, se realizó un análisis granulométrico inicial utilizando una muestra representativa de 502.5 gramos para el tamaño de partícula del mineral de la bocamina. La muestra fue tamizada durante 16 minutos empleando una serie de tamices correspondientes a las mallas 10, 35, 50, 70, 100, 140, 200 y 270, además de un fondo, siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM C136-01. Se registró el peso del mineral retenido en cada tamiz y se realizó un análisis comparativo utilizando el software Molycop, aplicando los modelos de distribución granulométrica de Rosin-Rammler (RR) y Gates-Gaudin-Schuhmann (GGS). Los resultados experimentales fueron contrastados con las curvas generadas por los modelos de RR y GGS, permitiendo seleccionar el modelo que mejor se ajustó a la distribución granulométrica del mineral.

3.2 Molienda y preparación del mineral

La preparación granulométrica se llevó a cabo mediante molienda en un molino de bolas de laboratorio, utilizando un collar de bolas entre 2", 1" y ½". Se realizaron dos etapas de molienda

para alcanzar los rangos granulométricos objetivo o tamaño de corte: P80 malla 100 (diámetro del producto por debajo de la malla 100 del cual se encuentra el 80% de las partículas) y un P65 malla 200 (diámetro del producto por debajo de la malla 200 del cual se encuentra el 65% de las partículas). El control del tamaño de partícula se efectuó mediante tamizado en seco, siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM C136-01, utilizando tamices Tyler que cumplen con la norma ASTM E-11. Posteriormente, la muestra molida se homogeneizó mediante el método de cuarteo de Jones y se dividió en submuestras representativas de 1 kg, destinadas a las pruebas experimentales para cada rango granulométrico establecido.

3.2.1 Tenor de oro y plata mediante ensayo al fuego

Para la determinación del contenido de oro (Au) y plata (Ag) en el mineral de cabeza, se homogeneizó y se cuarteo de la muestra proporcionada. De este procedimiento, se obtuvieron tres submuestras de 30 gramos para cada rango granulométrico establecido. Estas submuestras fueron analizadas mediante ensayo al fuego, siguiendo los protocolos establecidos en la norma ASTM E400-02, un método ampliamente reconocido por su precisión en la cuantificación de metales preciosos.

3.3 Métodos analíticos y control de calidad

Todos los productos obtenidos (concentrados y relaves) fueron analizados mediante ensayo al fuego. A partir de estos análisis, se determinaron los siguientes parámetros metalúrgicos para

cada prueba: recuperación metalúrgica, razón de enriquecimiento, rendimiento en peso, índice de selectividad y eficiencia de separación (Anexo II).

El análisis estadístico comprendió un diseño de experimentos (DOE) factorial, junto con la representación gráfica de los resultados mediante el software Minitab 19. Además, se empleó la herramienta de optimización de respuesta para determinar los parámetros óptimos que maximizan la recuperación, considerando variables como la razón de enriquecimiento, el rendimiento del proceso y el porcentaje de recuperación metalúrgica en función de los flujos y leyes.

3.3.1 Fase I: Optimización de variables físicas y químicas del proceso de flotación

En esta fase se implementó un diseño factorial general completo que permita evaluar las variables físicas fundamentales del proceso. Las pruebas de flotación se realizaron en una celda de flotación de laboratorio de la marca EDEMET con capacidad de 1.5 L, equipado con un sistema de control de velocidad de agitación y flujo de aire. La velocidad tanto de agitación como durante la flotación se mantuvo en 900 rpm, con un flujo de aire de 20 SCFH.

El acondicionamiento de la pulpa se llevó a cabo secuencialmente: 5 minutos para CuSO_4 , seguido de 3 minutos para el Z6 y el 2200; 2 minutos para el A65. Para ajustar el pH, se utilizó NaOH en solución al 2% m/v.

Tabla 1.*Matriz de pruebas con las variables físicas para la fase I*

Prueba	Granulometría		% Sólidos		pH			Tiempo de residencia [minutos]		Repeticiones
	80% - 100	65% - 200	20%	30%	7	8	9	10	15	
1	X		X		X			X		11
2	X		X		X				X	
3	X		X			X		X		
4	X			X		X			X	
5	X			X			X	X		
6		X		X			X		X	
7		X	X		X			X		12
8		X	X		X				X	
9		X	X			X		X		
10		X	X			X			X	

Tabla 2.*Adición de gotas y concentraciones de los reactivos para las pruebas de la fase I.*

Función	Reactivo	Concentración	Cantidad de gotas	Masa (g) en 100 cm ³
Activador	CuSO ₄	5%	111	5
Colector primario	Z6	5%	19	5
Colector secundario	2200	5%	11	5
Espumante	A65	10%	6	10
Controlar pH	NaOH	2%	-----	2

3.3.2 Fase II: Optimización de las concentraciones de colectores y modificador

Utilizando las condiciones físicas óptimas determinadas en la Fase I, se procedió a mejorar las dosificaciones de los reactivos colectores (Z6 y 2200) y la variación del modificador (CuSO₄) mediante un diseño factorial general.

Tabla 3.*Matriz de prueba para la fase II.*

Prueba Flotación	A65		Z6		2200		CuSO ₄		Repetición
	6	19	26	33	11	19	111	184	
13	X	X			X			X	
14	X	X				X	X		20
15	X		X			X	X		
16	X		X					X	
17	X			X			X		21
18	X			X		X		X	
19	X			X				X	

3.3.3 Fase III: Optimización de las concentraciones de espumantes

De igual manera, se emplearon las condiciones óptimas determinadas en las fases anteriores, se evaluó el efecto de los espumantes A65, F150 y aceite de pino en la recuperación de oro mediante un diseño factorial general. Se tuvo en cuenta que el F150 y el aceite de pino se usa en las concentraciones que se compran a una cantidad de gotas similar.

Tabla 4.*Matriz de prueba para fase III.*

Prueba Flotación	A65			Mezcla del 50% de F150 y aceite de pino			Repeticiones
	6	7	8	6	7	8	
22	X			X			
23	X				X		
24		X				X	28
25		X		X			
26			X		X		
27			X			X	

3.3.4 Fase IV: Estudio cinético de recuperación

Bajo las condiciones optimizadas, se realizó un estudio cinético completo tomando muestras a intervalos de 2, 5, 7, 9, 10, 12 y 15 minutos. Mediante el software Molycop, se determinaron la constante cinética (k) y la recuperación máxima (R_{∞}) para los modelos de García Zúñiga y Klimpel, mientras que para el modelo Agar se incluye la constante theta (θ) correspondiente a la fracción de mineral que flota lento, todas estas constantes fueron halladas por regresión lineal usando la herramienta Solver. Las ecuaciones se presentan en el Anexo III.

3.3.5 Dosificación de los reactivos

Después de que el proceso de flotación fue optimizado en las fases anteriores, se dosificaron los reactivos. Esta etapa es esencial para garantizar la selectividad del proceso, así como la eficiencia general de la flotación. Se establecieron cantidades óptimas de colectores, espumantes y modificadores considerando las propiedades del mineral y la recuperación deseada. Se emplearon las ecuaciones del Anexo IV.

3.4 Validación en planta de beneficio

La validación de la dosificación de reactivos y otras variables operativas se llevaron a cabo a escala industrial en la planta de beneficio de la empresa para asegurar la reproducibilidad de los resultados que se habían obtenido a nivel de laboratorio.

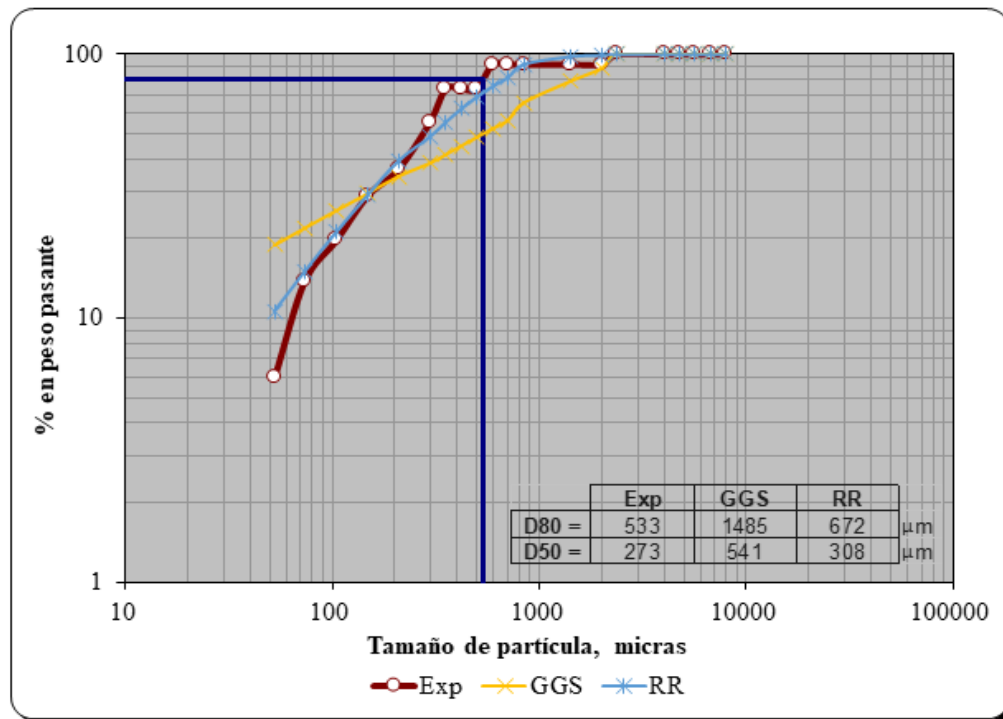
4. Resultados y discusión

4.1 Distribución granulométrica del mineral de bocamina y verificación de tamaño de corte

La distribución granulométrica del mineral, proveniente de las etapas de trituración en la empresa, se muestra en la figura 3. El análisis revela que el 100% del producto pasa a través de la malla 8 ASTM E11 con un D80 de aproximadamente 665 μm y un D50 de 307 μm , determinados mediante los modelos de Rosin-Rammler (RR) y Gates-Gaudin-Schuhmann (GGS). El modelo RR demuestra el mejor ajuste estadístico, con una función objetivo de 1.553, valor que corresponde a la suma de los errores al cuadrado y que, al ser el más cercano a 0, indica un alto nivel de precisión (ver Anexo V).

Figura 3.

Distribución granulométrica de la muestra inicial y ajuste con los modelos de Gates-Gaudin-Schuhmann (GGS) y Rosin-Rammler (RR).



La muestra fue molida en un molino de bolas de laboratorio para alcanzar los rangos granulométricos requeridos: P80 malla 100 (149 μm) y P65 malla 200 (74 μm), con el fin de garantizar condiciones óptimas para los experimentos de flotación. El análisis granulométrico posterior a la molienda, cuyos resultados se presentan en las Tablas 5 y 6, confirmó el cumplimiento de estos rangos. Para P80 malla 100, se obtuvo un D80 de 149 μm, mientras que para P65 malla 200, el D80 fue de 110 μm. Esta reducción de tamaño permitió que las partículas de mineral se encontraran dentro de los rangos óptimos para la flotación, maximizando la probabilidad de colisión partícula-burbuja, y favoreciendo la adhesión selectiva de los minerales sulfurosos a las burbujas de aire, lo que mejora la recuperación y selectividad del concentrado.

Tabla 5.*Distribución granulométrica para el rango de P80 malla 100.*

Malla	Peso (g)	% en peso retenido	% en peso pasante acumulado
+20	0	0	100
-20+50	9.6	7	93
-50+70	8.3	6	87
-70+100	10.2	7	80
-100	109.9	80	0
TOTAL	138	100	

Tabla 6.*Distribución granulométrica para el rango de P65 malla 200.*

Malla	Peso (g)	% en peso retenido	% en peso pasante acumulado
+100	0	0	100
-100+140	30.6	24	76
-140+200	14.2	11	65
-200+325	28.8	23	43
-325	54.4	43	0
TOTAL	128	100	

4.1.1 Tenores de oro y plata

Los tenores de oro y plata obtenidos mediante el ensayo al fuego se presentan en las Tablas 7 y 8. Los resultados muestran un valor promedio de 72.76 ± 1.48 g/t de oro para el primer rango granulométrico (P80 malla 100) y de 80.41 ± 1.71 g/t para el segundo (P65 malla 200). Estas concentraciones elevadas confirman que la muestra analizada corresponde a una mena de alta riqueza, lo que justifica su explotación y procesamiento desde un punto de vista económico, ya que supera ampliamente la ley de corte típica para minerales auríferos, establecida en 1 g/t (Sinclair & Blackwell, 2002).

Tabla 7.

Tenores del mineral con rango granulométrico P80 malla 100.

Ensayo	Tenor oro [g/t]	Tenor plata [g/t]
Ensayo 1	72.90	40.46
Ensayo 2	70.88	38.35
Ensayo 3	74.50	42.57
Tenor promedio	72.76 ± 1.48	40.46 ± 1.72

Tabla 8.

Tenores del mineral con rango granulométrico P65 malla 200.

Ensayo	Tenor oro [g/t]	Tenor plata [g/t]
Ensayo 1	80.41	32.1
Ensayo 2	78.32	30.1
Ensayo 3	82.5	34.1
Tenor promedio	80.41 ± 1.71	32.1 ± 1.63

4.2 Evaluación de variables en la recuperación por flotación

4.2.1 Influencia de las variables físicas y químicas

Tras establecer los tamaños de partícula adecuados para los experimentos de flotación y determinar los tenores de oro y plata en las muestras, se llevaron a cabo diversos ensayos de flotación para evaluar el impacto de diferentes variables operativas en la eficiencia del proceso. En particular, se analizó la influencia de la granulometría, el porcentaje de sólidos y el tiempo de residencia en la recuperación del mineral, la razón de concentración y el rendimiento del proceso. El análisis de efectos estandarizados, representado mediante el diagrama de Pareto (Figura 4), se

realizó a partir de los resultados obtenidos en el ensayo al fuego (ver Anexo VI). Los datos indican que la granulometría es el factor con mayor impacto en la recuperación (Figura 4a), superando al porcentaje de sólidos y al tiempo de residencia, mientras que otras variables muestran un efecto menos significativo.

Las gráficas de efectos principales (Figura 5) complementan el análisis, demostrando que las variaciones en estos factores afectan directamente la recuperación, la razón de concentración y el rendimiento del proceso. Se observa que la granulometría no solo es determinante en la recuperación, sino que, junto con el porcentaje de sólidos y el tiempo de residencia, influye en el ajuste de la razón de concentración y la eficiencia global del proceso de flotación.

El análisis de optimización de respuesta determinó que las condiciones óptimas para maximizar el proceso de flotación corresponden a una granulometría del 65% pasante malla 200, un 30% de sólidos, un pH de 8 y un tiempo de residencia de 15 minutos. Bajo estas condiciones, se alcanzó una recuperación del 86%, una razón de concentración de 3.68 y un rendimiento del proceso del 65% (Tabla 9). La validación experimental de estos parámetros confirmó su efectividad, con una desviación estándar de 0.06, lo que indica una alta reproducibilidad de los resultados.

Figura 4.

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para (a) el porcentaje de recuperación, (b) la razón de concentración y (c) el porcentaje de rendimiento del proceso.

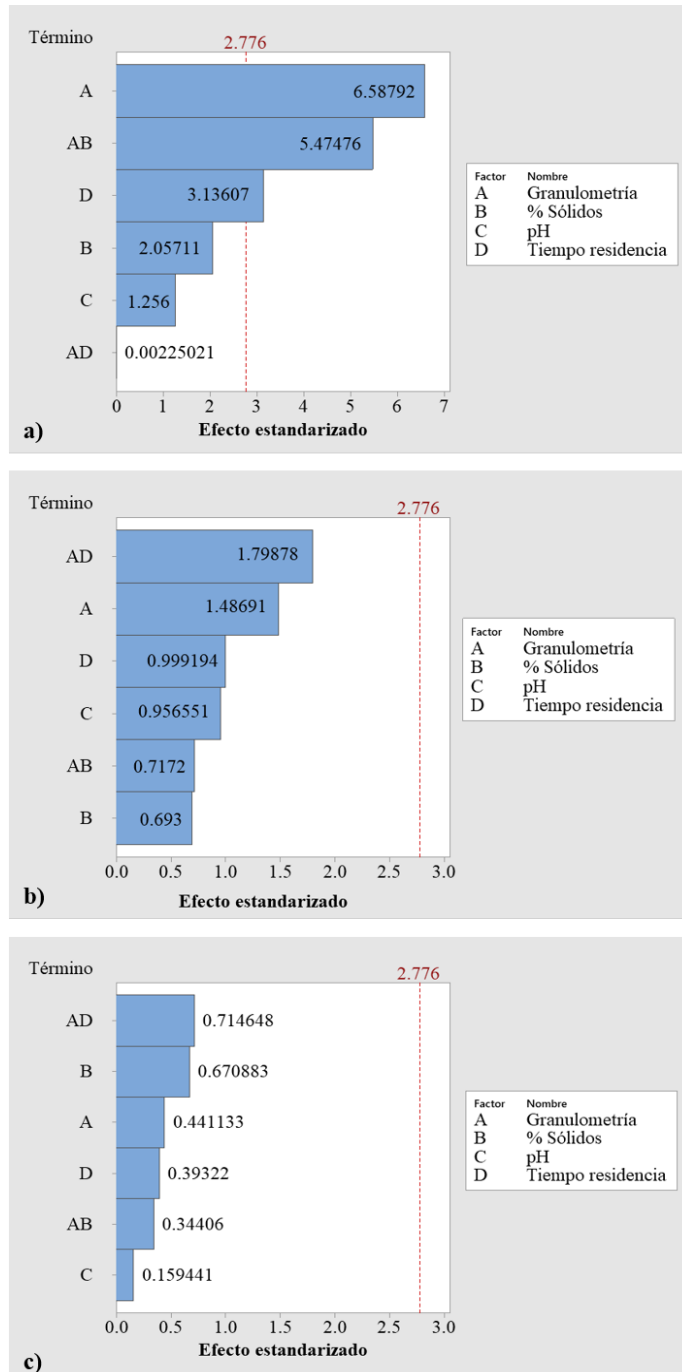


Figura 5.

Gráficas de efectos principales para (a) la recuperación, (b) la razón de concentración y (c) el porcentaje de rendimiento del proceso.

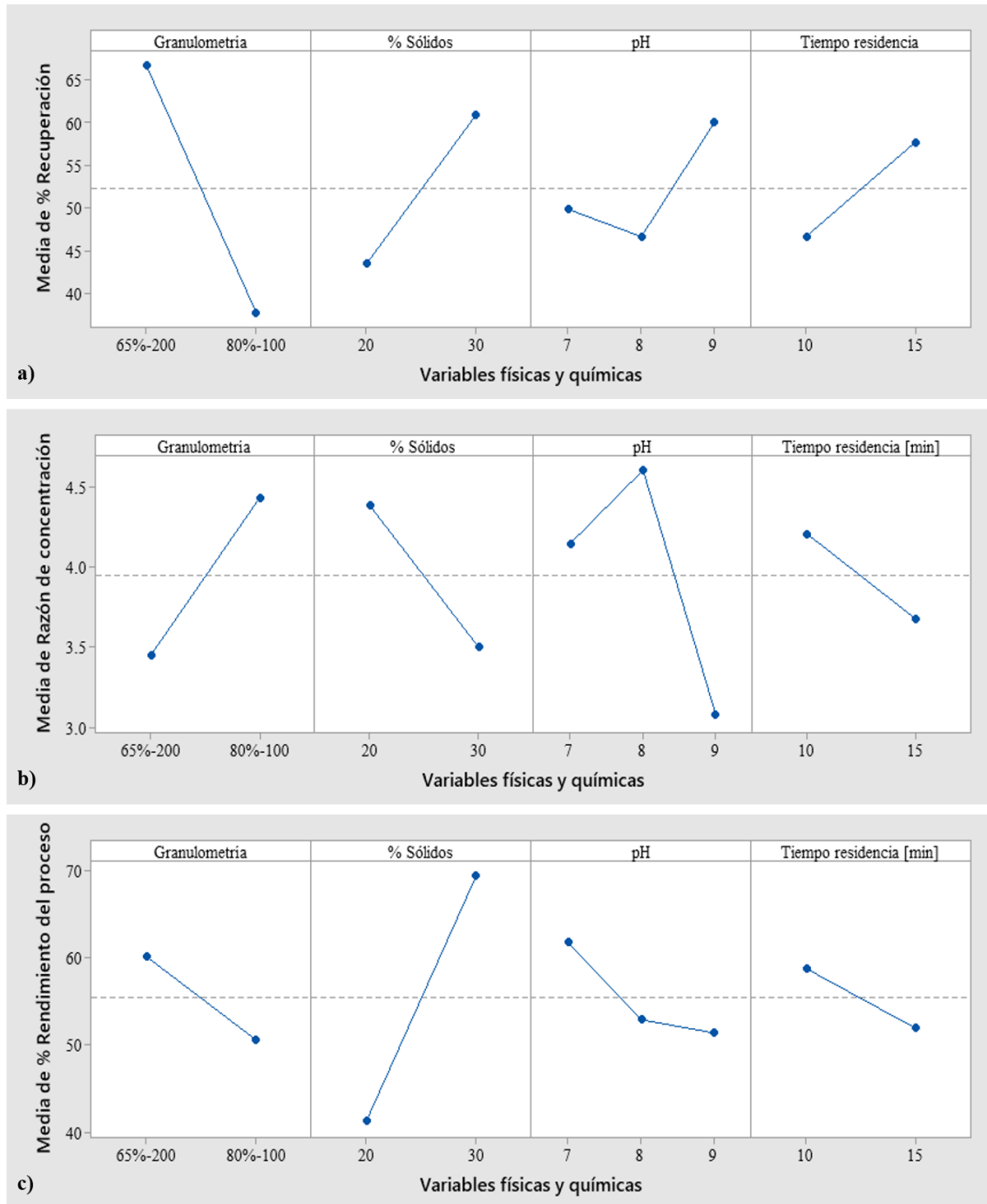


Tabla 9.*Resultados para la validación de la respuesta en Minitab*

Concentrado (g)	Tenor (g/t)	Cola (g)	Tenor (g/t)	Recuperación metalúrgica	Razón de concentración	Rendimiento de proceso
150	180	201	1	84%	2.73	46%

4.2.2 Optimización de la concentración de colectores y modificador

Al evaluar el efecto de los colectores Z6 y 2200, junto con el modificador CuSO_4 , sobre la recuperación de oro, se emplearon las condiciones óptimas tanto físicas como químicas previamente establecidas (65 % pasante malla 200, 30 % de sólidos y pH 8). Los resultados obtenidos, analizados mediante el estudio de los efectos principales (Figura 6 y Anexo VII), muestran una correlación negativa pronunciada entre la concentración de Z6 y la recuperación de oro. Esto sugiere que dicho colector podría estar actuando como un reactivo depresor o modificador de superficie, afectando negativamente la selectividad y eficiencia del proceso de flotación, y favoreciendo la pérdida de partículas valiosas en las colas. En contraste, los reactivos CuSO_4 y 2200 presentan un efecto positivo consistente, lo que indica su contribución a la mejora tanto de la recuperación como de la selectividad del proceso.

Mediante la optimización de respuesta, se determinaron las condiciones óptimas para maximizar la recuperación en el proceso de flotación. Los resultados indican que la dosificación ideal corresponde a 19 gotas de Z6, 19 gotas de 2200, 6 gotas de A65 y 184 gotas de CuSO_4 . Bajo estas condiciones, se alcanzó una recuperación del 84%, un rendimiento del 68% y un índice de concentración de 1.42. La validación experimental de estos parámetros mostró desviaciones de 2.91, 0.35 y 4.36, respectivamente, cuyos detalles se presentan en la Tabla 10.

Figura 6.

Gráficas de efectos principales para porcentaje de recuperación (a), índice de concentración (b) y porcentaje del rendimiento del proceso (c).

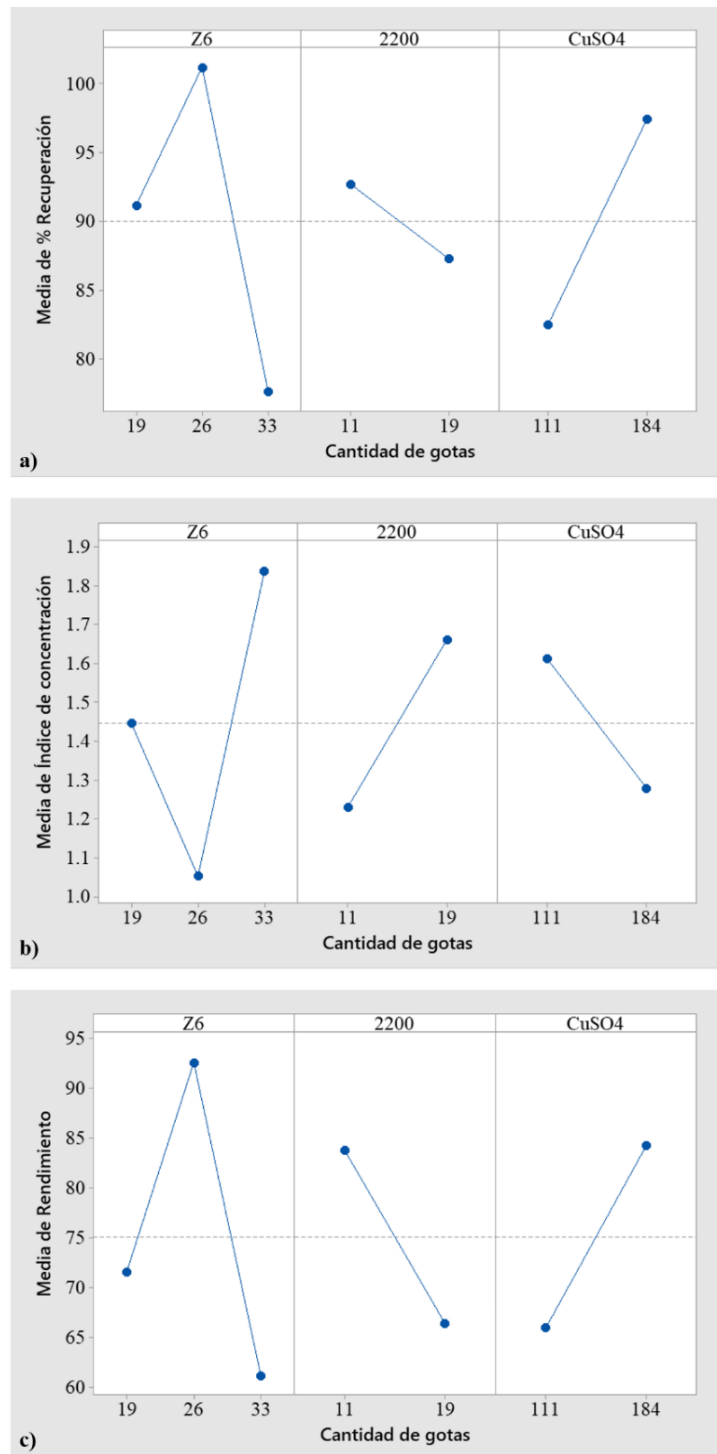


Tabla 10.*Resultados para la comprobación de la respuesta en Minitab.*

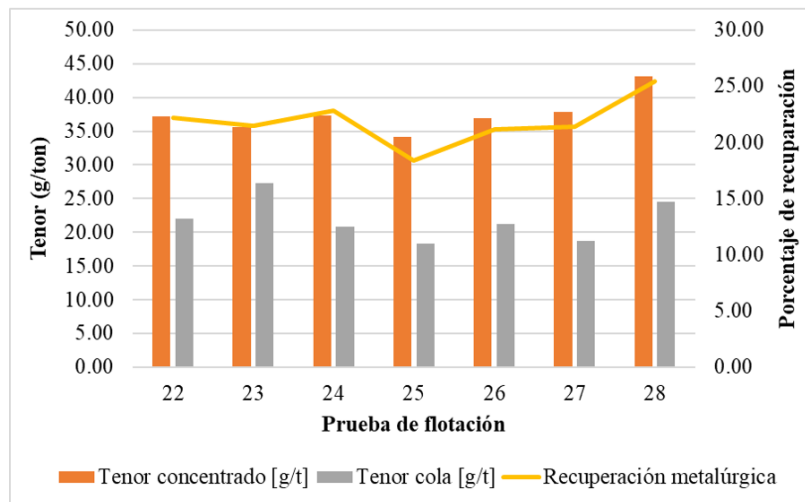
Concentrado (g)	Tenor (g/t)	Cola (g)	Tenor (g/t)	Recuperación metalúrgica	Índice de concentración	Rendimiento de proceso
120	106.55	168.84	28.54	88%	3.37	66%

4.2.3 Evaluación del efecto de las concentraciones y tipo de espumantes

Se evaluó el impacto de diferentes espumantes (A65, F150 y aceite de pino) sobre la recuperación de oro, utilizando la matriz de pruebas (Tabla 4) y manteniendo constantes las condiciones físicas y químicas óptimas previamente establecidas, así como las concentraciones óptimas de los colectores (Z6 y 2200) y del modificador (CuSO_4). En la Figura 8 se observa una disminución en la recuperación metalúrgica, con valores inferiores al 50 % en las pruebas de flotación, independientemente del grado del mineral (ver Anexo VIII). La falta de correlación entre la recuperación y el contenido de oro sugiere que la eficiencia del proceso es limitada por la concentración o el tipo de espumante empleado, lo que podría estar comprometiendo la estabilidad y selectividad de la espuma durante la flotación ya que depende de la calidad del pino.

Figura 7.

Resultados de la evaluación de espumantes en distintas pruebas de flotación

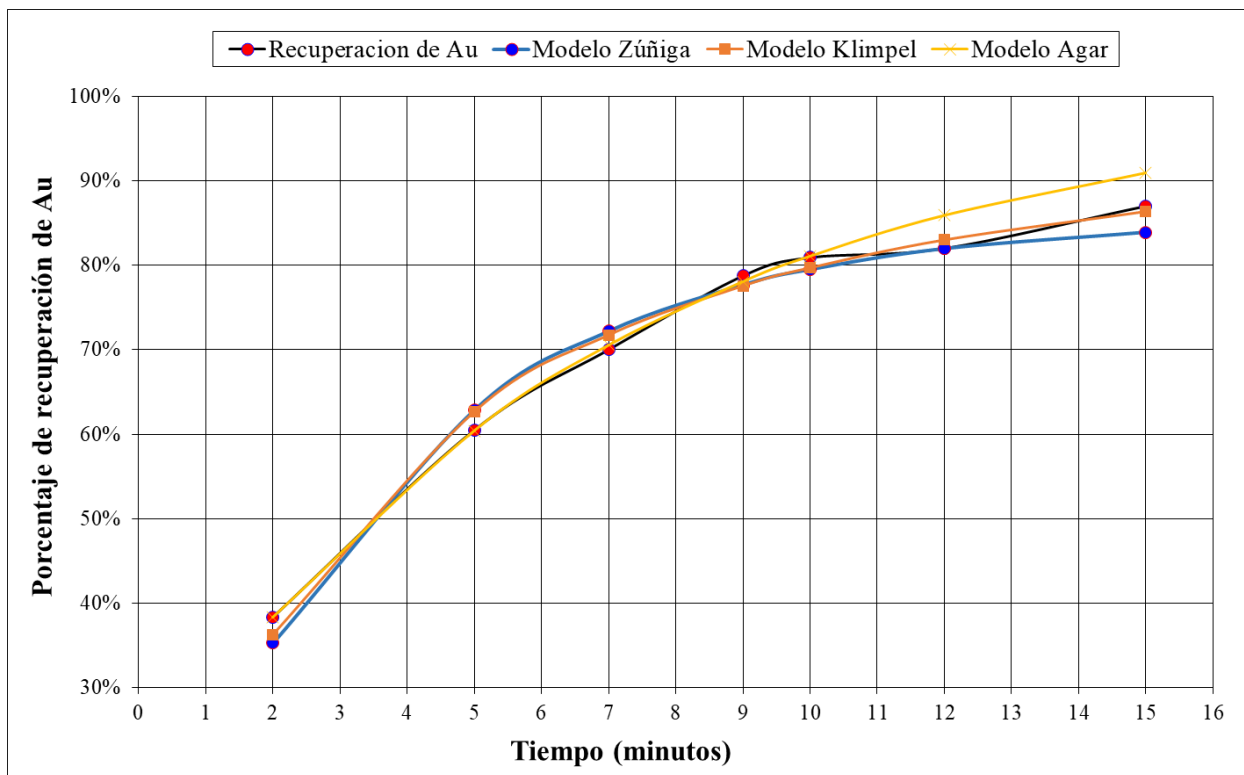


4.2.4 Modelos matemáticos para la cinética de recuperación en el proceso de flotación

El estudio cinético de la recuperación del proceso de flotación revela que las diferencias en los parámetros evaluados pueden estar relacionadas con variaciones en el mecanismo de adhesión burbuja-partícula y en la hidrofobicidad superficial del mineral con contenido de oro. En particular, los resultados muestran que la mayor recuperación se alcanza dentro de los primeros diez minutos del proceso (Figuras 8), tras lo cual los incrementos adicionales en el tiempo de flotación generan rendimientos marginales. Esto indica que prolongar innecesariamente la flotación no solo resulta ineficiente, sino que también puede afectar la estabilidad del proceso.

Figura 8.

Resultado de la cinética de recuperación de oro.



Para una mejor comprensión de la cinética del proceso de flotación, se ajustaron los modelos matemáticos propuestos por García-Zúñiga, Kempele y Agar a los datos experimentales obtenidos (ver Anexo IX). Entre ellos, el modelo de Agar presentó el mejor ajuste estadístico, con un error mínimo del 0.01%. Este modelo incorpora el parámetro θ (1.26), que permite describir con mayor precisión los cambios en la tasa de recuperación a lo largo del tiempo. Esto indica que el proceso sigue una cinética de primer orden con retardo, lo que indica una recuperación inicialmente lenta seguida de un incremento progresivo hasta acercarse a un valor máximo. La recuperación depende de la fracción de mineral aún no recuperado, pero incluye un tiempo de respuesta inicial del sistema. Fenomenológicamente, esto sugiere un sistema sencillo y

homogéneo, con partículas bien liberadas y condiciones operacionales relativamente estables. Estos hallazgos son importantes para la optimización del proceso, ya que proporcionan una base para definir estrategias operativas que maximicen la eficiencia sin incurrir en tiempos de flotación innecesarios.

4.2.5 Dosificación de reactivos

Una vez optimizadas las variables físicas y químicas del proceso, incluyendo las concentraciones adecuadas de colectores, modificador y espumantes, se determinó la dosificación óptima de los reactivos. Para alcanzar un 30 % de sólidos en pulpa, se requieren 408.8 gramos de mineral en 1.1 litros de agua. A partir de esta relación, se calcularon las cantidades necesarias de cada reactivo (ver Anexo X).

Tabla 11.

Dosificación de los reactivos.

Reactivo	Cantidad de gotas	Volumen (mL)	Dosificación (g/ton)
Z6	19	9.5	25.82
2200	19	9.5	25.82
A65	6	3	16.31
CuSO ₄	184	92	250.05

4.3 Del laboratorio a la planta de beneficio: validación del escalamiento en la dosificación de reactivos

Para procesar las 24 toneladas en la planta de beneficio, y teniendo en cuenta los resultados obtenidos (ver Tabla 11), se requiere utilizar 620 g de Z6 y 620 mililitros de 2200 diluidos en 12 litros de agua, 400 mililitros de A65 diluidos en 4 litros de agua y 6 kg de CuSO_4 diluidos en 12 litros de agua para tener una concentración del 5% de CuSO_4 como de Z6 y 2200, y 10% de A65. Los resultados obtenidos confirman que la optimización en la dosificación de reactivos tuvo un impacto significativo en la eficiencia del proceso. En particular, se evidenció una mejora sustancial en la calidad de las espumas recolectadas, al alcanzar concentraciones entre 85 y 95 g/t, así como una reducción en las pérdidas metálicas en las colas, con valores entre 1 y 1.5 g/t. La alimentación, que se mantuvo constante entre 8 y 12 g/t, permitió alcanzar un equilibrio entre el enriquecimiento del concentrado y la disminución de pérdidas en los relaves. Este comportamiento demuestra que el ajuste en la dosificación favoreció la selectividad del proceso de flotación, mejorando tanto el grado del producto final como la rentabilidad global del sistema.

Tabla 12.

Comparación del consumo de reactivos después del estudio

Reactivo	Consumo antes del estudio (g)	Consumo después del estudio (g)
CuSO_4	1000	6000
Z6	1000	620
Reactivo	Consumo antes del estudio (L)	Consumo después del estudio (L)
A65	1	0.40
2200	2	0.62

5. Conclusiones

Este estudio permitió identificar y optimizar las condiciones operativas y químicas que maximizan la eficiencia del proceso de flotación de sulfuros auríferos. A través de una metodología experimental estructurada en cuatro fases, se obtuvieron resultados que aportan al conocimiento técnico y aplicado en este tipo de procesos.

Se determinó que la granulometría es el factor más influyente en la recuperación de oro. La mejor eficiencia se alcanzó con un 65 % pasante en malla 200 (74 μm), un porcentaje de sólidos del 30 %, pH de 8 y un tiempo de flotación de 15 minutos. Estas condiciones permitieron maximizar la recuperación del mineral y minimizar las pérdidas en los relaves.

Se mostró que el reactivo Z6, en concentraciones elevadas, reduce la recuperación de oro, posiblemente por efectos de sobredosificación o interferencias con otros reactivos. En cambio, la combinación de reactivo 2200 y CuSO_4 mostró una sinergia positiva, favoreciendo la recuperación.

El estudio cinético demostró que la mayor parte de la recuperación de oro se produce durante los primeros diez minutos de flotación, siempre que se respeten los tiempos de acondicionamiento. Entre los tres modelos evaluados, el modelo de Agar ofreció el mejor ajuste estadístico a los datos experimentales, lo que muestra que a los quince minutos se obtiene un 90.98% de recuperación de oro.

La implementación de las condiciones optimizadas derivadas de esta investigación condujo a una mejora significativa en la eficiencia del proceso. La dosificación óptima establecida fue de 25.82 g/t de Z6, 25.82 g/t de 2200, 16.31 g/t de A65 y 250.05 g/t de CuSO_4 . Esta formulación no

solo aumentó la concentración de las espumas y redujo los valores en las colas, sino que además demostró su eficacia al escalarse exitosamente a nivel planta. En este escalamiento, el contenido de oro en el concentrado pasó de 40–60 g/t a un rango de 85–95 g/t, lo que representa un incremento relativo del 58 % al 112 %, según el caso. Este resultado no solo evidencia una mejora sustancial en la eficiencia global del proceso de recuperación aurífera en Mina Sarco S.A.S., sino que también genera un impacto económico positivo para la empresa, al aumentar la producción y reducir los costos operativos asociados al consumo de reactivos y al manejo de residuos. Por tanto, el estudio muestra la importancia de un control preciso de las variables operativas y demuestra que la optimización técnica del proceso se traduce en mayor rentabilidad y sostenibilidad para las operaciones mineras.

Se identificó la presencia del efecto pepita como fuente de variabilidad en los tenores obtenidos, evidenciando la necesidad de aplicar un muestreo más representativo para mejorar la confiabilidad de los resultados metalúrgicos.

6. Recomendaciones

Para profundizar en la comprensión del sistema y avanzar en la optimización del proceso de flotación de sulfuros auríferos, se proponen las siguientes recomendaciones:

Ampliar la caracterización mineralógica mediante microscopía electrónica de barrido acoplada a espectroscopía de dispersión de energía (SEM-EDS) por fracción granulométrica. Esta técnica permitirá obtener información detallada sobre la composición química, distribución,

morfología y textura del oro asociado a los sulfuros, lo cual es esencial para diseñar estrategias de recuperación más eficaces.

Incorporar mediciones de potencial zeta y medidas electroquímicas (voltamperometría y espectroscopía de impedancia electroquímica) con el fin de profundizar en el estudio de las interacciones fisicoquímicas entre los reactivos colectores y la superficie de las partículas minerales. Estos análisis pueden contribuir a una mejor comprensión de los mecanismos de adsorción y de la estabilidad de la suspensión durante la flotación.

Explorar el uso de herramientas de inteligencia artificial (IA) y aprendizaje automático (machine learning) para modelar y predecir la recuperación del oro en función de las variables operativas. Esto podría facilitar la toma de decisiones en tiempo real, mejorar el control del proceso y reducir la variabilidad operativa en planta.

Implementar un protocolo de muestreo más riguroso y representativo para mitigar el impacto del efecto pepita, especialmente en minerales con presencia de oro libre o de grano grueso.

Realizar duplicados o réplicas de los ensayos para evaluar la variabilidad de los resultados y asegurar mayor confiabilidad en los tenores reportados.

Referencias bibliográficas

- Adams, M.D. (2016). *Gold ore processing: Project development and operations*. 2a edición, Elsevier.
- Agar, G. et al. (1980). Flotation rate measurements to optimize an operating circuit. *Minerals Engineering*, 11 (4), 347-360.
- Allan, G. C., & Woodcock, J. T. (2001). A review of the flotation of native gold and electrum. *Minerals Engineering*, 14(9), 931-962.
- Astucuri, T. V. (1994). *Introducción a la flotación de minerales*. Universidad de Lima.
- Sinclair A. J., & Blackwell G. H. (2002). *Applied mineral inventory estimation*. Cambridge University Press, United Kingdom.
- Bulatovic, S. M. (2007). *Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and practice* (Vol. 1). Elsevier, Canada.
- Bulatovic, S.M. (2010). *Handbook of flotation reagents: Chemistry, theory and practice - Volume 2: Flotation of gold, PGM and oxide minerals*. Elsevier, Canada pág. 95-147.
- Castro, S., & García, J. A. (2003). *Flotación: Fundamentos y aplicaciones*. Universidad de Concepción.
- Devore, J. L. (2015). *Probabilidad y estadística para ingeniería y ciencias*. Cengage Learning, México.
- Finch, J. A., & Dobby, G. S. (1990). *Column flotation*. Pergamon, New York.
- Fuerstenau, M. C., & Han, K. N. (2003). *Principles of mineral processing*. Society for mining, metallurgy and exploration (SME), Englewood.

- Fuerstenau, M. C., Kuhn, M. C., & Elgillani, D. A. (1968). *The role of dixanthogen in xanthate flotation of pyrite*. Transactions of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, 241, 148–156.
- García-Zúñiga, H. (1935). *La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo*. Boletín Minero, Sociedad Nacional de Minería.
- Gorain, B. K., Franzidis, J. P., & Manlapig, E. V. (1997). Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 1: Effect on bubble size distribution. *Minerals Engineering*, 10(4), 367–382.
- Klimpel, R. R. (1980). *Selection of chemical reagents for flotation*. SME-AIME, New York.
- Klimpel, R. R. (1999). The influence of frother structure on industrial coal flotation. *Minerals Engineering*, 12(10), 1175–1184.
- Leja, J. (1982). *Surface chemistry of froth flotation*. Springer, Canada.
- Marsden, J. O., & House, C. I. (2006). *The chemistry of gold extraction*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME).
- Ministerio de Minas y Energía de Colombia. (2019). *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio: Santa Rosa del Sur (Bolívar)*. <https://www.minenergia.gov.co/documents/9594/beneficio-del-oro-sin-el-uso-del-mercurio-santa-rosa-del-sur-bolivar-digital.pdf>
- Montgomery, D. C. (2017). *Design and analysis of experiments*. John Wiley & Sons, New York.
- Mu, Y., Cheng, Y., & Peng, Y. (2020). The interaction between grinding media and collector in pyrite flotation at neutral and slightly acidic pH. *Minerals Engineering*, 145, 106063.
- Mu, Y., Cheng, Y., & Peng, Y. (2020). The interaction of grinding media and collector in pyrite flotation at alkaline pH. *Minerals Engineering*, 152, 106344.

- Napier-Munn T. (2014). *Statistical methods for mineral engineers: How to design experiments and analyse data*. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Queensland Australia.
- Nguyen, A. V., & Schulze, H. J. (2004). *Colloidal science of flotation* (Vol. 118). CRC, Boca Raton Florida.
- Özcelik, S., & Ekmekci, Z. (2001). Surface chemistry and flotation of gold-bearing pyrite. *Minerals Engineering*, 14(9), 914.
- Portal Minero Ediciones. (2006). *Manual general de minería y metalúrgica: Minas concentradoras, refinерías, fundiciones, LIX/SX/EW*, Chile.
- Rabieh, A., Albijanic, B., & Eksteen, J. J. (2017). Influence of grinding media and water quality on flotation performance of gold-bearing pyrite. *Minerals Engineering*, 112, 68–76.
- Rao, S. R. (2004). *Surface chemistry of froth flotation*. 2a edición, Springer, New York.
- Rao, S. R., & Finch, J. A. (1989). A review of the effect of grinding media on flotation. *Minerals Engineering*, 2(1), 123–132.
- Senior, G. D., & Thomas, S. A. (2005). The flotation of gold-bearing ores – A review. *Minerals Engineering*, 18(9), 855–864.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2015). *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery* (8th ed.). Butterworth-Heinemann.
- Zhang, Q., Xu, Z., Bozkurt, V., & Finch, J. A. (1997). Pyrite flotation in the presence of metal ions and sphalerite. *International Journal of Mineral Processing*, 52(2-3), 187–201.

Apéndices

Apéndice A. Resultados del análisis cuantitativo por difracción de rayos X del mineral cabeza de la empresa Mina Sarco S.A.S

Mineral	Fórmula química	Cuantitativo muestra frente 1	Cuantitativo muestra frente 2	Composición de mineral
Cuarzo	SiO ₂	63,5	31,1	66,8%
Galena	PbS	-1%	2,8%	-
Moscovita sódica	NaKAl ₂ (Si ₃ O ₁₀)(OH) ₂	4,4%	-	4,8%
Moscovita 2M1	KAl ₂ (Si ₃ O ₁₀)(OH) ₂	-	-	5,7%
Moscovita 2M2	KAl ₂ (Si ₃ O ₁₀)(OH) ₂	-	5,2%	3%
Pirita	FeS ₂	26,1%	57,1%	9,6%
Calcita	CaCO ₃	3,1%	3%	-
Perovskita Ca, Fe	Ca,FeTiO ₃	-1%	-	-
Dolomita	CaMg(CO ₃) ₂	-	-1%	-

Apéndice B. Fórmulas de índices metalúrgicos utilizados en flotación.

$$\text{Recuperación}_{\text{metalúrgica}}[R_m] = \frac{c * C}{f * F}. \quad (1)$$

donde c es la ley del concentrado [g/t], C es el peso del concentrado [g], f es la ley de alimentación [g/t] y F es el peso de la alimentación [g].

$$\text{Razón}_{\text{enriquecimiento}}[R_e] = \frac{c}{f}. \quad (2)$$

$$\text{Rendimiento}_{\text{en peso}}[R_p] = \frac{C}{F} * 100\%. \quad (3)$$

$$\text{Índice de selectividad } [IS] = \frac{R_m * (100 - R_p)}{R_p * (100 - R_m)}. \quad (4)$$

donde R_m es recuperación metalúrgica y R_p es la razón de enriquecimiento.

$$\text{Razón}_{\text{concentración}}[R_c] = \frac{100}{R_p}. \quad (5)$$

$$\text{Rendimiento de proceso} = \frac{f - t}{c - t}. \quad (6)$$

Apéndice C. Ecuaciones de los modelos matemáticos en el proceso de flotación.

Ecuación del modelo matemático de García-Zúñiga.

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}). \quad (7)$$

donde R es la recuperación del mineral, R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral, k constante de velocidad de flotación y t es el tiempo de flotación.

Ecuación del modelo matemático de Klimper.

$$R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right) \quad (8)$$

donde R es la recuperación del mineral, R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral, k constante de velocidad de flotación modificada y t es el tiempo de flotación.

Ecuación del modelo matemático de Agar.

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-k(t+\theta)}) \quad (9)$$

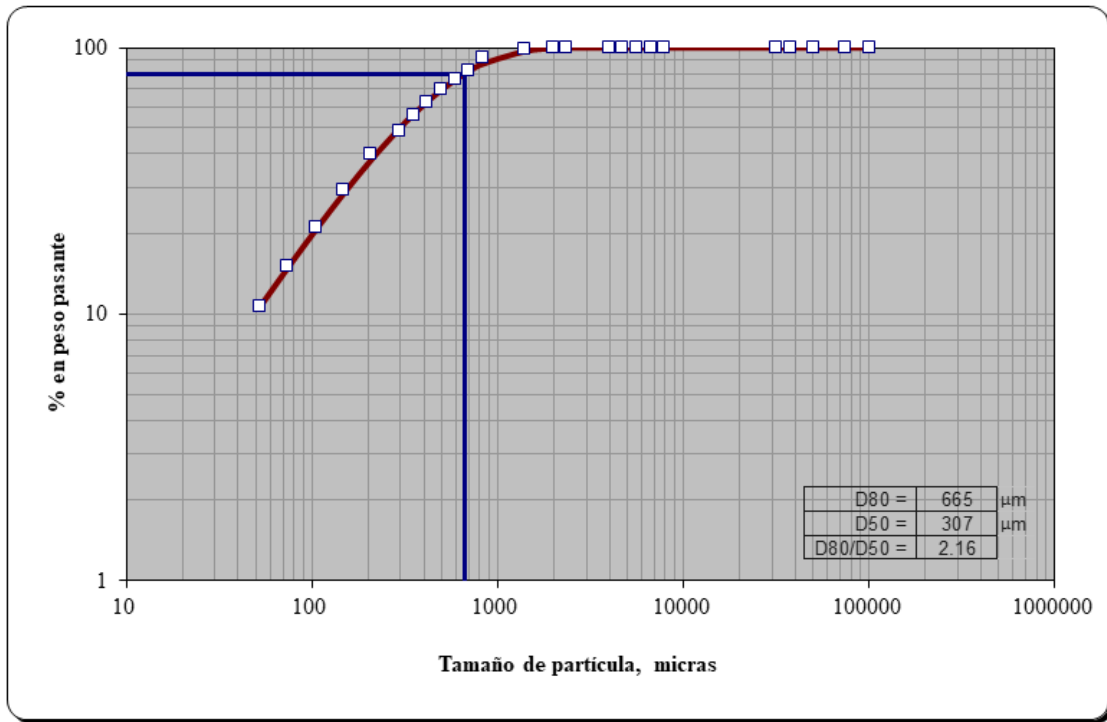
donde R es la recuperación del mineral, R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral, k constante de velocidad de flotación modificada, θ es la fracción de mineral que flota lento y t es el tiempo de flotación.

Apéndice D. Ecuación para dosificación de reactivos.

$$\text{Dosificación } \left(\frac{g}{t}\right) = \frac{10^6 * N * G * S}{P}. \quad (10)$$

donde N es el factor de conversión $\left[\frac{1 \text{ cm}^3}{90}\right]$, G es el número de gotas del reactivo usado, S es la concentración del reactivo y P es el peso de la muestra experimental [g].

Apéndice E. Distribución granulométrica ajustada del modelo RR en Molycop.



Apéndice F. Resultados de la Fase I: optimización de variables químicas y físicas

# Prueba	Concentrado (g)	Tenor (g/t)	Colas (g)	Tenor (g/t)	Masa alimento (g)	Tenor cabeza (g/t)
1	56.6	99.74	213	15.73	269.6	72.76
2	65.8	129.38	204.6	17.5	270.4	72.76
3	39.2	164	231.7	63.94	270.9	72.76
4	96.8	106.3	301.6	18.58	398.4	72.76
5	97.9	112.93	303.6	24.99	401.5	72.76
6	186.1	112.92	215	22.95	401.1	80.41
7	61.2	160.4	207.8	33.44	269	80.41
8	55.7	200	212.1	22.62	267.8	80.41
9	67.7	108.53	201.7	17.54	269.4	80.41
10	57.3	172.59	213.7	25.52	271	80.41
11	48.1	131.63	223	24.84	271.1	72.76
12	61.9	122.21	207.6	12.57	269.5	80.41

Recuperación metalúrgica	Recuperación en leyes	Razón de enriquecimiento	Razón de concentración	Rendimiento en peso (Rp)	Rendimiento de proceso	Índice de selectividad (IS)
29%	93%	1.37	4.76	21%	68%	1.37
43%	88%	1.78	4.11	24%	49%	1.78
33%	20%	2.25	6.91	14%	9%	2.26
35%	90%	1.46	4.12	24%	62%	1.46
38%	84%	1.55	4.10	24%	54%	1.55
65%	90%	1.40	2.16	46%	64%	1.41
45%	74%	1.99	4.40	23%	37%	2.00
52%	81%	2.49	4.81	21%	33%	2.49
34%	93%	1.35	3.98	25%	69%	1.35
45%	80%	2.15	4.73	21%	37%	2.15
32%	81%	1.81	5.64	18%	45%	1.81
35%	94%	1.52	4.35	23%	62%	1.52

Apéndice G. Resultado de la fase II: optimización de colectores

# Prueba	Concentrado (g)	Tenor (g/t)	Colas (g)	Tenor (g/t)	Masa alimento (g)	Tenor cabeza (g/t)
13	162.89	83.56	235.78	24.33	398.67	80.41
14	100.93	127.63	278.22	45.32	379.15	80.41
15	183	92.45	216.45	64.16	399.45	80.41
16	177.08	116.73	222.87	32.30	399.95	80.41
17	174.9	80.43	224.56	26.97	399.46	80.41
18	173.75	90.85	226.35	31.90	400.1	80.41
19	135.21	102.34	267.32	24.80	402.53	80.41
20	181.46	104.09	222.84	39.75	404.3	80.41
21	124.04	99.20	278.31	31.67	402.35	80.41

Recuperación metalúrgica	Recuperación en leyes	R Enriquecimiento	R concentración	Rendimiento en peso (Rp)	Rendimiento de proceso	Índice de selectividad (IS)
42%	98%	1.04	1.06	41%	94.69	1.04
42%	68%	1.59	2.35	27%	42.63	1.59
53%	66%	1.15	1.74	46%	57.44	1.15
64%	83%	1.45	1.75	44%	56.98	1.45
44%	100%	1.00	1.00	44%	99.96	1.00
49%	93%	1.13	1.22	43%	82.29	1.13
43%	91%	1.27	1.39	34%	71.72	1.27
58%	82%	1.29	1.58	45%	63.20	1.30
38%	89%	1.23	1.39	31%	72.17	1.23

Apéndice H. Resultados de la fase III: mejoramiento de tipos de espumantes

# Prueba	Concentrado (g)	Tenor (g/t)	Colas (g)	Tenor (g/t)	Masa alimento (g)	Tenor cabeza (g/t)
22	189.4	37.21	206.1	21.98	395.5	80.41
23	194.64	35.56	206.18	27.29	400.82	80.41
24	197.91	37.27	203.97	20.83	401.88	80.41
25	173.51	34.15	226.66	18.35	400.17	80.41
26	187.45	36.89	214.4	21.19	401.85	81.41
27	183	37.87	219.2	18.67	402.2	80.41
28	189.8	43.10	210.28	24.57	400.08	80.41

Apéndice I. Tabla de comparación entre los modelos matemáticos

Tiempo (minutos)	Recuperación de oro	Modelo García- Zúñiga	Modelo Klimpel	Modelo Agar
2	38.33%	35.25%	36.19%	38.29%
5	60.48%	62.85%	62.64%	60.41%
7	70.00%	72.18%	71.73%	70.55%
9	78.74%	77.66%	77.55%	78.09%
10	80.92%	79.48%	79.70%	81.10%
12	82.00%	81.95%	83.00%	85.94%
15	87.00%	83.89%	86.37%	90.98%
	% Error	0.23%	0.15%	0.01%