



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**Optimización del consumo de sulfato de cobre y xantato
amílico de potasio en el circuito de flotación - Minera
Aurífera Retamas S.A.**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Alejandro Marcelo DE LA CRUZ SOTO

ASESOR

Dr. Vladimir Alejandro ARIAS ARCE

Lima, Perú

2025



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

De La Cruz, A. (2025). *Optimización del consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación - Minera Aurífera Retamas S.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Alejandro Marcelo De La Cruz Soto
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	73864409
URL de ORCID	
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Vladimir Alejandro Arias Arce
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	07009405
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0002-7053-9656
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Ríos
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425

Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	José Luis Vidarte Merizalde
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07397539
Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.4.17. Flotación de Minerales
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: La Libertad Provincia: Pataz Distrito: Parcoy
Año o rango de años en que se realizó la investigación	Junio 2024 – agosto 2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



«Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana»

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALÚRGICO**

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el Jueves 18, del mes de diciembre de 2025 siendo las 11:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. VIDAL SIXTO, Aramburú Rojas
Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Ríos
Ing. JOSÉ LUIS, Vidarte Merizalde

(PRESIDENTE)
(MIEMBRO)
(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: « **OPTIMIZACIÓN DEL CONSUMO DE SULFATO DE COBRE Y XANTATO AMÍLICO DE POTASIO EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN – MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.** » presentada por Don: ALEJANDRO MARCELO DE LA CRUZ SOTO, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

.....**SATISFACCIÓN**.....

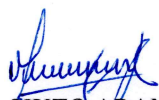
Concluida la Sustentación de Tesis, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

.....*Quince*.....(*15*).....*Aprobado*.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Alejandro Marcelo De La Cruz Soto**.

Siendo las *12:40* horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 18 de diciembre de 2025


Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Presidente


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS
Miembro


Ing. JOSÉ LUIS VIDARTE MERIZALDE
Miembro


Dr. VLADIMIR ALEJANDRO ARIAS ARCE
ASESOR DE TESIS



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE

SAN MARCOS

Universidad del Perú, Decana de América

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, Vladimir Alejandro Arias Arce en mi condición de asesor acreditado con Dictamen N.º Resolución Decanal N.º 000001-2026-EPIML-FIGMMG/UNMSM, de la tesis, cuyo título es “OPTIMIZACIÓN DEL CONSUMO DE SULFATO DE COBRE Y XANTATO AMÍLICO DE POTASIO EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN – MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A., presentado por el bachiller **Alejandro Marcelo De La Cruz Soto**, para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico.

CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el 11% de similitud, nivel PERMITIDO para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del título correspondiente.

Lima, 04 de febrero del 2026

Firma del Asesor

Dr. VLADIMIR ALEJANDRO ARIAS ARCE

DNI: 07009405

ÍNDICE

ÍNDICE	ii
DEDICATORIA	v
AGRADECIMIENTOS	vi
RESUMEN.....	vii
ABSTRACT	ix
NOMENCLATURA	xi
LISTA DE TABLAS.....	xiii
LISTA DE FIGURAS	xiv
ANEXO.....	xv
CAPÍTULO I:.....	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1. Introducción.....	1
1.2. Planteamiento del problema	2
1.2.1. Descripción problemática	2
1.2.2. Formulación del problema.....	3
1.3. Objetivos de la Investigación	3
1.3.1. Objetivos Generales.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos	3
1.4. Importancia y alcance de la investigación.....	4
CAPÍTULO II:	5
MARCO TEÓRICO	5
2.1. Antecedentes de la Investigación	5
2.2. Bases Teóricas.....	9

2.2.1. Principales Minerales Auríferos y Argentíferos.....	9
2.2.2. Tipos de Yacimientos Auríferos.....	10
2.2.3. Propiedades Químicas del Oro	11
2.2.4. Producción de Oro	12
2.2.5. Flotación de minerales por espumas.....	15
2.2.6. Reactivos de flotación	16
2.2.7. Principales variables de control.....	19
CAPÍTULO III	22
HIPÓTESIS Y VARIABLES	22
3.1. Hipótesis General.....	22
3.2. Hipótesis Específicas	22
3.3. Identificación de Variables	22
3.4. Operacionalización de Variables.....	23
CAPÍTULO IV	24
MATERIAL Y METODOLOGÍA.....	24
4.1. Tipo y Diseño de Investigación.....	24
4.2. La Unidad de Análisis.....	24
4.3. Mineral de Estudio	24
4.4. Selección de Muestra	25
4.5. Localización Geográfica	25
4.6. Metodología de Investigación	26
CAPÍTULO V	27
RESULTADOS.....	27
5.1. Caracterización mineralógica del mineral.....	27
5.1.1. Muestra de mineral a malla +100M.....	27

5.1.2. Muestra de mineral a malla +200M.....	32
5.1.3. Muestra de mineral a malla -200M.....	37
5.2. Pruebas Experimentales	43
5.3. Pruebas de flotación del mineral	46
5.3.1. Etapa I Diseño factorial (Modelo Blackett-Burman)	46
5.3.2. Etapa II Diseño hexagonal del central compuesto.....	54
5.4. Impacto económico del trabajo	62
DISCUSIÓN DE RESULTADOS	64
6.1. El Diseño Experimental Estadístico	67
6.2. Impacto económico de la optimización sobre la recuperación del oro	68
Conclusiones	70
Recomendaciones.....	72
Referencias.....	74
ANEXOS.....	78

DEDICATORIA

Dedico a mi esposa Maura por su infinito apoyo en todo momento del proceso y a mis padres Mauricio y Clemencia que son el pilar en este camino. Gracias por su amor, paciencia, consejos y por brindarme el apoyo necesario para alcanzar esta meta profesional.

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo, doy gracias a Dios por guiar mis pasos, por regalarme la vida y las oportunidades que recibo cada día. También quiero expresar mi profunda gratitud a todas las personas e instituciones que con su valiosa colaboración hicieron posible la investigación. De manera especial, agradezco al Dr. Vladimir Alejandro Arias Arce, mi asesor, por compartir generosamente su conocimiento y su amplia experiencia, que fueron fundamentales para el desarrollo de este trabajo.

RESUMEN

En esta tesis se analizó una muestra de mineral extraída de Minera Aurífera Retamas S.A., situada en la región de La Libertad, Pataz. El propósito central fue ajustar la cantidad de sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6), empleados en la flotación, buscando optimizar el consumo sin perjudicar la recuperación de oro que la empresa mantiene en un 97.8%. Actualmente, se aplica una dosificación de 100 g de CuSO_4 y 65 g de Z-6 por tonelada métrica de mineral, buscando con este estudio mejorar la eficiencia de manera responsable.

En el área de metalurgia extractiva, la optimización mediante diseños experimentales busca planificar pruebas de manera inteligente para maximizar información con el mínimo esfuerzo. En este estudio, el proceso se dividió en dos etapas, comenzando con un análisis Screening basado en el modelo Plackett-Burman. Esta primera etapa permitió identificar qué variables tienen mayor impacto en el rendimiento del proceso. A través de un análisis estadístico riguroso, empleando regresión lineal y criterios de significancia (t-student y $p < 0.05$), se confirmó que el CuSO_4 y el Z-6 son los factores clave que influyen en la correcta recuperación del oro.

En la segunda etapa, se centró la optimización de las variables identificadas como clave mediante la realización de nueve ensayos de flotación en laboratorio, siguiendo el diseño central compuesto con estructura hexagonal. Las dosis del colector (Z-6) se ajustaron entre 20 y 70 g/t, mientras que las del activador (CuSO_4) se variaron entre 20 y 100 g/t. Para ello, se aplicó un diseño factorial con dos factores y dos niveles, incluyendo réplicas en los puntos centrales, todo procesado con el apoyo del software estadístico Minitab 19.

Los hallazgos del estudio revelaron que la cantidad ideal para dosificar CuSO_4 es de 78.20 g/t, mientras que para el Z-6 es de 56.60 g/t, logrando mantener una

recuperación de oro del 97.8%. Además, el análisis realizado con Minitab 19 estableció que el rango óptimo para el CuSO₄ está entre 67 y 91 g/t, y para el Z-6, entre 51 y 63 g/t. Esta optimización no solo mejora la eficiencia del proceso, sino que también representa un ahorro económico anual cuantificado en el análisis costo-beneficio del CuSO₄ y Z-6 una suma de 48,386.78 \$ /AÑO y 18,220.82 \$ /AÑO respectivamente; con una valoración económica neta de 66,607.60 \$/AÑO, mostrando así un impacto positivo significativo para la operación.

Con este enfoque, se optimizan los consumos de reactivos sin comprometer la recuperación de oro.

PALABRA CLAVE: flotación, recuperación de oro, optimización de reactivos, diseño experimental, modelo exagonal compuesto.

ABSTRACT

This thesis analysed a sample of ore extracted from Minera Aurífera Retamas S.A., located in the La Libertad region of Pataz. The main purpose was to adjust the amount of copper sulphate (CuSO_4) and potassium amyl xanthate (Z-6) used in flotation, seeking to optimise consumption without reducing the company's gold recovery rate, which stands at 97.8%. Currently, a dosage of 100 g/t of CuSO_4 and 65 g/t of Z-6 of ore is applied, with this study seeking to improve efficiency in a responsible manner.

In the area of extractive metallurgy, optimisation through experimental designs seeks to plan tests intelligently to maximise information with minimum effort. In this study, the process was divided into two phases, beginning with a screening analysis based on the Plackett-Burman model. This first stage allowed us to identify which variables have the greatest impact on process performance. Through rigorous statistical analysis, using linear regression and significance criteria (t-student and $p < 0.05$), it was confirmed that CuSO_4 and Z-6 are the key factors influencing the correct recovery of gold.

In this second phase, the focus was on optimising the variables identified as key by conducting nine laboratory flotation tests, following the central composite design with a hexagonal structure. The collector (Z-6) doses were adjusted between 20 and 70 g/t, while the activator (CuSO_4) doses were varied between 20 and 100 g/t. To this end, a factorial design with two factors and two levels was applied, including replicates at the central points, all processed with the support of Minitab 19 statistical software.

The study's findings revealed that the ideal dosage for CuSO_4 is 78.20 g/t, while for Z-6 it is 56.60 g/t, achieving a gold recovery rate of 97.8%. In addition, the analysis performed with Minitab 19 established that the optimal range for CuSO_4 is between 67 and 91 g/t, and for Z-6, between 51 and 63 g/t. This optimisation not only improves

process efficiency, but also represents annual economic savings quantified in the cost-benefit analysis of CuSO₄ and Z-6 at 48,386.78 and 18,220.82 US\$/YEAR, respectively; with a net economic valuation of US\$66,607.60/YEAR, thus showing a significant positive impact on the operation.

With this approach, reagent consumption is optimised without compromising gold recovery.

KEYWORDS: flotation, gold recovery, reagent optimisation, experimental design, composite hexagonal model.

NOMENCLATURA

°C	Grados centígrados.
mm	Milímetro.
L/S	Relación líquido-sólido.
ml	Mililitro.
µm	Una micra o micrómetro.
pH	Variación de Hidrógeno.
"	minutos.
hr	Horas.
g	Gramo.
TM	Toneladas métricas.
g/TM	Gramo por tonelada métrica.
mg/l	Miligramo por litro.
min	Minuto.
%Ac(+)	Porcentaje acumulado retenido.
%Ac(-)	Porcentaje acumulad pasante.
RPM	Revoluciones por minuto.
lb/Oz	Libra por onza.
° , ' , ''	Latitud (grados, minutos, segundos)
apy	Arsenopirita.
py	Pirita.
ef	Esfalerita.
gn	Galena.
bn	Bornita.
cp	Calcopirita.
goe	Goethita.
hm	Hematita.
Mb	Molibdenita
Po	Pirrotita.
rut	Rutilo.
S	Desviación estándar.
R-cuad	Coeficiente de determinación.
SC Ajust	Sumatoria de cuadrados ajustada de un término.

SC Sec	Sumatoria secuenciales de los cuadrados.
MC Ajust	Los cuadrados medios ajustados.
Valor F	Distribución continua de muestreo.
Valor p	Medida de la evidencia en sus datos.
GL	Grados de libertad.
PRESS	Sumatoria de los cuadrados de error de predicción.
AICc	Criterio de información de Akaike corregido.
BIC	Criterio de información bayesiano.

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Algunos minerales que contienen oro	9
Tabla 2 Producción minera metálica en el Perú	13
Tabla 3 Valor de las exportaciones metálicas (US\$ millones).....	14
Tabla 4 Cotización de los principales metales en Perú en el año 2024.....	14
Tabla 5 Matriz de operacionalización de variables	23
Tabla 6 Coordenadas geográficas UTM WGS 4 (Minera Retamas S.A.).....	25
Tabla 7 Ciudades limitantes de la Unidad Minera Retamas S.A.	26
Tabla 8 Las especies mineralógicos en la muestra del mineral.....	29
Tabla 9 Distribución granulométrica de la muestra	43
Tabla 10 Pruebas de molienda a diferentes tiempos	44
Tabla 11 Contenido de oro en la muestra del mineral Blending	46
Tabla 12 Niveles de dosificación valor mínimo y máximo.....	47
Tabla 13 Plantilla de diseño experimental codificada y real.....	47
Tabla 14 Diseño factorial de pruebas metalúrgicas de flotación.....	48
Tabla 15 Resultados de las pruebas experimentales y sus análisis	49
Tabla 16 Resultados de coeficientes codificados	50
Tabla 17 Niveles de dosificación de las variables en estudio	54
Tabla 18 Diseño experimental de un hexágono central compuesta	55
Tabla 19 Resultados de las pruebas experimentales y su análisis	55
Tabla 20 Coeficientes de correlación del modelo ajustado	56
Tabla 21 Optimización de respuestas: Y (% Recuperación de oro).....	58
Tabla 22 Predicción de respuestas múltiples.....	59

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Evolución anual de las inversiones mineras (millones de US\$).....	14
Figura 2 Fotomicrografía de la muestra del mineral +100M	27
Figura 3 Los grados de liberación presentes en el mineral a malla +100M.....	30
Figura 4 Porcentajes en peso presentes en el mineral a malla +100M	30
Figura 5 Fotomicrografía de la muestra del mineral +200M.....	33
Figura 6 Los grados de liberación presentes en el mineral a malla +200M.....	35
Figura 7 Porcentajes en peso presentes en el mineral a malla +200M	35
Figura 8 Fotomicrografía de la muestra del mineral malla -200M	38
Figura 9 Los grados de liberación presentes en el mineral a malla -200M.....	40
Figura 10 Porcentajes en peso presentes en el mineral a malla -200M	40
Figura 11 Análisis granulométrico producto de la molienda (P80)	43
Figura 12 Curva de moliendabilidad de la muestras del mineral.....	45
Figura 13 Gráfica normal de efectos estandarizados	51
Figura 14 Gráfica de Pareto de efectos estandarizados.....	53
Figura 15 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados	57
Figura 16 Grafica de efectos principales para la recuperación del oro	58
Figura 17 Gráfico de predicción de respuestas múltiples	59
Figura 18 Gráfica de contorno %Rec. Au vs. Z-6 (g/TM); CuSO ₄ (g/TM).....	60
Figura 19 Gráfica de superficie de %Rec. Au vs. Z-6 (g/tn); CuSO ₄ (g/tn)	61
Figura 20 Gráfica de determinación de rango de dosificación de CuSO ₄ y Z-6.....	62

ANEXO

Tablas

Tabla 1 Esquema de pruebas de flotación Batch.....	78
Tabla 2 Balance Metalúrgico de flotación en la etapa de optimización.....	82
Tabla 3 Información de Work Index de la Minera Aurífera Retamas S.A.	83
Tabla 4 Análisis de costos y beneficio de $\text{CuSO}_4//\text{Z-6}$	85
Tabla 5 Matriz de consistencia de los variables	87

Imágenes

Imagen 1: Fajas transportadoras N°13(izquierda) y faja H (derecha).....	78
Imagen 2: Esquema de circuito de flotación.....	79
Imagen 3: Preparación mecánica de muestras para la prueba de flotación.....	79
Imagen 4: Prueba de flotación de minerales	80
Imagen 5: Resumen de work index-Marsa	83
Imagen 6: Curva de work index de bond global	84
Imagen 7: Flow sheet de la planta de flotación.....	86

CAPÍTULO I:

INTRODUCCIÓN

1.1. Introducción

La industria minera enfrenta actualmente desafíos cada vez más complejos y exigentes, orientados a maximizar la extracción de recursos de manera eficiente, garantizando al mismo tiempo la protección del medio ambiente y la promoción del desarrollo sostenible. Este equilibrio evidencia el papel fundamental del sector minero en el crecimiento económico y en el bienestar de las comunidades donde desarrolla sus actividades.

La Empresa Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA S.A.) es una de las compañías más representativas en la extracción y procesamiento de minerales auríferos del país. Sus principales operaciones se ubican en las unidades de San Andrés y Retamas 2. En la planta de tratamiento de San Andrés, el mineral aurífero pasa por diversas etapas metalúrgicas: chancado, molienda, flotación y cianuración hasta culminar con la obtención del precipitado aurífero mediante el proceso Merrill Crowe.

En este contexto, la presente investigación surge ante la necesidad de identificar estrategias, centrando su enfoque en la optimización del uso de reactivos durante el proceso de flotación en la Minera Aurífera Retamas S.A., localizada en el distrito de Pataz, región La Libertad. El análisis mineralógico determinó la presencia de especies como cuarzo (SiO_2), pirita (FeS_2), galena (PbS) y esfalerita (ZnS) asociadas al oro.

Para el desarrollo de la investigación, se adoptó un enfoque experimental en laboratorio, a través de ensayos metalúrgicos de flotación. Posteriormente, los resultados obtenidos se validaron a escala industrial, logrando optimizar el consumo de reactivos, específicamente sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6).

Esta optimización permitió una reducción significativa en los costos operativos sin afectar negativamente la recuperación del oro en los concentrados de flotación, manteniendo el valor máximo de recuperación.

1.2. Planteamiento del problema

1.2.1. Descripción problemática

En el circuito de flotación de minerales sulfurados en Minera MARSA, los reactivos juegan un papel fundamental para el éxito del proceso de concentración. Al ser añadidos de manera controlada, cada uno cumple funciones específicas que permiten la separación eficiente de los minerales valiosos de la ganga o material no deseado. Estos reactivos modifican las propiedades superficiales de los minerales, facilitando que las partículas útiles se adhieran a las burbujas de aire y se separen del resto, asegurando así una recuperación óptima y la calidad del concentrado obtenido.

Sin embargo, se ha observado que el uso excesivo e inadecuado de reactivos como el sulfato de cobre y el xantato amílico de potasio ha superado las dosis recomendadas en el circuito, lo que ha incrementado significativamente los costos relacionados con estos insumos. Por ello, resulta prioritario determinar los rangos óptimos de dosificación que aseguren la calidad del concentrado y mantengan el grado de recuperación, con el fin de reducir los gastos operativos y maximizar los beneficios del proceso.

De esta manera, la optimización propuesta permitiría obtener un ahorro económico total de aproximadamente US\$ 66,607.60 por año, sin comprometer la recuperación aurífera y la estabilidad del proceso. Esta cifra refleja la importancia de implementar controles adecuados en la dosificación de reactivos y en la estandarización de parámetros operativos del circuito de flotación.

1.2.2. *Formulación del problema*

Problema General

¿Cómo optimizar el consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A.?

Problemas Específicos

- ¿Serán posible identificar las variables experimentales que ejercen mayor influencia en la recuperación de oro durante el circuito de flotación?
- ¿De qué manera interactúan las variables experimentales sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, así como su efecto en la recuperación de oro en el circuito de flotación?
- ¿Cuáles son las condiciones óptimas de operación y los rangos adecuados de consumo de reactivos que permiten mantener la recuperación de oro en el circuito de flotación?

1.3. *Objetivos de la Investigación*

1.3.1. *Objetivos Generales*

Optimizar el consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A.

1.3.2. *Objetivos Específicos*

- Identificar las variables experimentales que ejercen mayor influencia en la recuperación de oro durante el proceso de flotación.
- Evaluar la interacción entre las variables experimentales sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, así como su efecto en la recuperación de oro en el circuito de flotación.

- Determinar las condiciones óptimas de operación y los rangos adecuados de consumo de reactivos que permiten mantener la recuperación de oro en el circuito de flotación.

1.4. Importancia y alcance de la investigación

La investigación se lleva a cabo con el propósito de mejorar significativamente el proceso de flotación en la Minera Aurífera Retamas, buscando optimizar el uso de reactivos clave y reducir costos sin sacrificar la calidad ni la eficiencia metalúrgica. Su novedad radica en aplicar un enfoque experimental riguroso, combinando métodos estadísticos avanzados con datos reales de operación para lograr un control más preciso y sustentable. Este estudio no solo beneficiará a la empresa al promover una gestión más eficiente y responsable de recursos, sino que también aportará conocimiento valioso para otras operaciones mineras que enfrentan retos similares, fomentando prácticas que armonizan productividad y cuidado ambiental.

CAPÍTULO II:

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación

El oro, reconocido como un metal precioso, fue un elemento central que alimentó la ambición por la riqueza y el dominio entre los conquistadores españoles. Sin embargo, mucho antes de la llegada de estos, diversas culturas preincaicas e incaicas en nuestro territorio ya habían alcanzado un alto desarrollo en la técnica de la orfebrería, especialmente en el trabajo con oro y plata. (Cruz, 1999).

Los cronistas dejaron mucha información sobre la riqueza metálica de Perú, así como también dejaron escritos de los diversos procesos metalúrgicos de extracción de metales preciosos desarrollados en la época del Perú prehispánico. El oro y la plata fueron utilizados para distintas actividades, una de ellas fue para los ritos religiosos y ceremoniales, mostrando los magníficos objetos orfebres que dejaron los antepasados. (Banco de la República, s.f.).

En mayor porcentaje de distribución de oro natural en el mundo, se encuentra en aleaciones con la plata. En términos geológicos, el oro se clasifica de dos formas: el primero es el oro puro, sin combinaciones con otros metales o elementos. Se encuentra generalmente en forma de vetas o pequeños granos en rocas, arenas y en los lechos de ríos. El oro en la naturaleza se encuentra en forma nativa como pequeños granos o partículas dentro de las rocas, o bien como pepitas que se pueden extraer directamente sin necesidad de procesamientos químicos complejos (Finkelman et al., 2001).

Como segunda forma, el oro se encuentra combinado con plata, cobre, platino y otros metales; también, juntamente con sulfuros minerales como la piritita, la arsenopiritita, la pirrotita y muchos más (Coetzee & Eksteen, 2011) . Esta forma en la

que se encuentra el oro en los minerales, para su extracción requiere de procesos metalúrgicos más complejos (Frías et al., 2010).

Buscando optimizar la recuperación del oro por el proceso de flotación, se han efectuado diversas investigaciones. Pérez et al. (2022), en el estudio de Optimización de reactivos en la flotación de oro, analizaron las variables que influyen en la efectividad del sulfato de cobre y el xantato amílico de potasio, tales como la concentración, el pH, la temperatura y el tiempo de contacto, teniendo como objetivo determinar las condiciones ideales para disminuir el uso de reactivos sin poner en riesgo la recuperación de oro. Se utilizaron técnicas experimentales estadísticas para determinar las condiciones eficaces. Igualmente, López et al. (2022) mostraron que, un nivel apropiado de sulfato de cobre (usualmente entre 10 y 30 g/TM) potencia la recuperación de oro, mientras que su uso excesivo no genera ventajas extra y puede causar gastos superfluos y, en cuanto al xantato amílico, con concentraciones determinadas lograron altas de recuperación de oro; sin embargo, un exceso de este compuesto provocó la creación de espumas, mayor generación de productos no deseados y daño ambiental.

Gonzáles et al. (2021), en el artículo “Estudio de la cinética de flotación de oro usando sulfato de cobre y xantato amílico de potasio”. En esta investigación la finalidad es incrementar la eficacia de la extracción de oro por flotación a través de la optimización del uso de reactivos, en particular el sulfato de cobre y el xantato amílico de potasio y, se sugiere un modelo que intenta disminuir su utilización manteniendo el porcentaje de recuperación del oro.

(Fernández et al.,2020), en el artículo “Evaluación del comportamiento de los reactivos en la flotación de minerales con presencia de oro”, se realizaron pruebas de flotación para minerales sulfurados sin presencia de oro, usando como reactivos el colector AERO 404 y el espumante AEROFROTH 70, trabajando dos combinaciones distintas en niveles altos y bajos (Combinación 1: 20 ml de colector y 71 ml de espumante; Combinación 2: 41 ml de colector y 71 ml de espumante), cada una replicada para mayor fiabilidad. El enfoque principal fue el mineral sulfurado con contenido aurífero, ya que un estudio de la Universidad Nacional de Colombia en Medellín señala que es posible alterar la hidrofobicidad de estos minerales mediante surfactantes, facilitando su separación por flotación. Sin embargo, en cuatro ensayos realizados con este tipo de mineral, no se logró modificar sus propiedades superficiales ni aumentar su hidrofobicidad, y las recuperaciones de oro fueron tan bajas que el espectrómetro portátil de rayos X (pistola S1 Titán) no pudo detectarlas, lo que llevó a descartar ambas combinaciones de reactivos para la flotación de mineral sulfurado con oro. Este trabajo se realizó con el fin de estudiar el comportamiento y seleccionar la combinación que obtenga mejores resultados de recuperación.

(Suarez, 2021), en su tesis de investigación “Evaluación de reactivos colectores en la flotación de minerales de zinc y la productividad en la compañía minera “SIMSA” Chanchamayo - Junín 2020” realizó pruebas experimentales y en su análisis estadístico, se notó claramente que la calidad y la recuperación se incrementaron, se realizó estudios metalúrgicos a los diferentes tipos de colectores orientado a evaluarlos y seleccionar el colector que incremente la calidad y la recuperación del zinc. Para ello se utilizó las técnicas de los diseños experimentales con la ayuda del software del Minitab, la cual ayudó a determinar el colector más adecuado.

En el análisis de los reactivos colectores se consideraron tres opciones: GTM-200, MT-3681 y Z-11. Inicialmente, se aplicó un diseño factorial de dos niveles para evaluar cómo cada uno de estos colectores influía en el proceso, estudiando tres variables en dos niveles cada una. Posteriormente, se avanzó hacia una etapa de optimización siguiendo un diseño hexagonal, con el propósito de identificar cuál de los colectores tenía el mayor impacto y efectividad en la flotación. Este enfoque permitió seleccionar de forma más precisa el reactivo más adecuado para mejorar la eficiencia del proceso. Elementalmente el resultado obtenido mediante la presentación de tesis se logra optimizar las recuperaciones en zinc a 96.04% en comparaciones de otros resultados promedios de las plantas del 94.73%; lo cual demuestran las mejoras en un 1.3%. (Suarez, 2021)

2.2. Bases Teóricas

A continuación, se presentan las principales bases teóricas que sostienen el tema de la presente investigación.

2.2.1. Principales Minerales Auríferos y Argentíferos

Tabla 1

Algunos minerales que contienen oro

Mineral	Fórmula química	Características
Oro nativo	Au	Forma pura de oro metálico, se encuentra en vetas o aluviones.
Calaverita	AuTe ₂	Mineral de oro y telurio, suele encontrarse en forma de cristales metálicos.
Pirrotita	(Fe, Ni) ₉ S ₈	Minerales de sulfuro de hierro y níquel, a menudo contienen oro en pequeñas cantidades.
Salmantina	AuAs	Minerales arsénicos con pequeñas cantidades de oro.
Telurita	AuTe ₂	Mineral de oro y telurio, se encuentra generalmente en formaciones de alta temperatura.
Silvanita	(Au, Ag)Te ₂	Mineral compuesto de oro, plata y telurio.

Fuente: (Smith & Brown, 2010)

2.2.2. Tipos de Yacimientos Auríferos

A continuación, presentamos los tipos de yacimiento auríferos:

✓ Yacimientos Mesotermiales

Los yacimientos mesotermiales están asociados con temperaturas moderadas, entre 150 y 300 grados Celsius, y son formados a profundidades intermedias. En estos yacimientos, el oro se encuentra junto con minerales como pirita, esfalerita y galena, y están típicamente relacionados con sistemas hidrotermales de origen volcánico (Phillips et al., 1996).

✓ Yacimiento de Placer

Los yacimientos placeres se originan por la acción de procesos de erosión, transporte y deposición de partículas de oro a través de corrientes de agua. Estos depósitos se encuentran principalmente en lechos de ríos, arroyos y playas. El oro en estos yacimientos suele presentarse en forma de partículas libres o en forma de pepitas (Krassay et al., 2007).

✓ Yacimientos hidrotermales

Los yacimientos auríferos hidrotermales son aquellos en los que el oro se encuentra en forma de minerales relacionados con soluciones calientes que circulan por las rocas. Estos depósitos son típicos en áreas volcánicas y tectónicas activas, y el oro generalmente se presenta como una fase de mineralización secundaria en cuarzo, calcita o pirita (White et al., 1990).

✓ Yacimientos de vetas

En los yacimientos de vetas, el oro se encuentra en fracturas o fisuras de las rocas ígneas o metamórficas. Estas vetas están compuestas principalmente por cuarzo y otros minerales como la calcita, la pirita y la esfalerita. El oro generalmente se presenta como partículas microscópicas dentro de estos minerales (Groves et al., 1996).

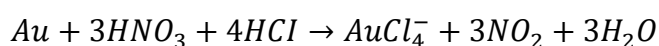
✓ Yacimientos de tipo porfídico

Los yacimientos auríferos porfídicos se encuentran asociados a grandes cuerpos intrusivos de roca ígnea, generalmente relacionados con la formación de cuencas tectónicas extensivas. El oro en estos yacimientos se encuentra en formas finamente dispersas, a menudo asociado con minerales como la pirita, la calcopirita o la magnetita (Sillitoe, 2010).

2.2.3. *Propiedades Químicas del Oro*

Su estabilidad química permite su aplicación en la joyería, elaboración de monedas y otros objetos decorativos. No reacciona con el oxígeno en el aire ni con la mayoría de los ácidos, lo que lo convierte en un metal nativo. Esto se debe a que el oro no se oxida fácilmente, debido a la estabilidad de sus electrones en la capa de valencia.

El oro no reacciona con ácidos comunes como el ácido clorhídrico o sulfúrico. Sin embargo, puede disolverse en una mezcla de ácido clorhídrico y ácido nítrico (agua regia), que forma el complejo de cloruro de oro (III) $[AuCl_4]^-$. La ecuación química para esta reacción es:



El oro forma compuestos con halógenos como el cloro, el yodo y el bromo. Entre los más conocidos están el cloruro de oro ($AuCl_3$) y el bromuro de oro ($AuBr_3$), que son compuestos en los cuales el oro se encuentra en su estado de oxidación +3. El oro también forma compuestos con el cianuro, como el cianuro de oro ($Au(CN)_2$), usado en la extracción de oro por el proceso de lixiviación con cianuro.

Es relativamente inerte, pero bajo ciertas condiciones, puede reaccionar con gases como el cloro y el ozono para formar compuestos de oro halogenado.

2.2.4. Producción de Oro

Según la revista Minería Hoy (2024), en los últimos años, la producción de oro ha tenido un crecimiento significativo en el Perú. La producción del oro, entre los meses de enero y agosto del año 2024, ha registrado un aumento significativo del 10.5%, consolidando al país a nivel mundial como líder en el sector aurífero.

La producción de oro en Perú proviene de varias regiones como: La Libertad (33.8%), Arequipa (21.5%), Cajamarca (19.4%) y Ayacucho (8%), donde estas cuatro regiones solo representan el 82.7% de la producción total de oro en el país (Rumbo Minero, 2024).

Entre las empresas que destacan en la extracción de oro se encuentran: Minera Yanacocha S.R.L., liderando con 10.2% de la participación nacional, Compañía Minera Poderosa S.A. (8.7%) y Minera Boroo Misquichilca S.A. (7.3%).

En agosto de 2024 se produjeron 8 754 137 gramos finos de oro, comparando este valor respecto al mismo mes del año anterior, significó una disminución del 2.2%. El incremento acumulado hasta la fecha confirma la fortaleza de este sector. Este crecimiento es debido a las inversiones, tecnología y el crecimiento de las operaciones mineras.

La minería de oro continúa siendo fundamental para la economía del Perú, contribuyendo no solo a las exportaciones, sino también al progreso de las zonas mineras y a la creación de nuevos empleos.

Tabla 2*Producción minera metálica en el Perú*

Metales	Unidad de medida	Enero		Var %
		2024	2023	
Arsénico	TMF	2 385.8	2 369.7	0.7%
Bismuto	TMF	27.2	26.4	3.0%
Cadmio	TMF	27.5	29.4	-6.4%
Cobre	TMF	205 374.6	207 973.2	-1.2%
Estaño	TMF	2 530.1	904.5	179.7%
Hierro	TMF	1 126 472.2	1 206 171.9	-6.6%
Magnesio	TMF	2.9	0.4	590.0%
Manganeso	TMF	254.2	98.1	159.1%
Molibdeno	TMF	2 606.1	2 395.0	8.8%
Oro	Gr finos	9 424 433.2	7 485 819.0	25.9%
Plata	Kg finos	251 060.8	215 312.8	16.6%
Plomo	TMF	22 401.1	19 328.9	15.9%
Zinc	TMF	103 888.7	99 320.2	4.6%

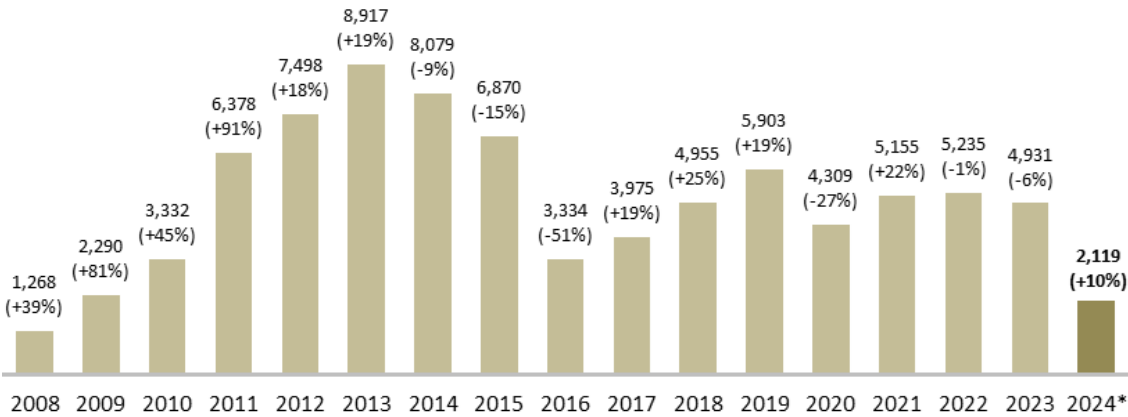
Fuente: Dirección General de Minería, 2024**Tabla 3***Valor de las exportaciones metálicas (US\$ millones)*

Producto	Enero		Var %
	2024	2023	
Cobre	1 44.2	1 351.1	6.6%
Estaño	51.8	29.8	73.6%
Hierro	193.1	150.9	28.0%
Oro	1 070.8	630.5	69.8%
Plata refinada	8.5	6.2	37.2%
Plomo	118.0	140.2	-15.9%
Zinc	146.3	220.8	-33.7%
Molibdeno	70.4	176.2	-60.1%
Resto mineros	4.50	1.6	184.5%

Fuente: Dirección General de Minería, 2024

Figura 1

Evolución anual 2008 al 2024 de las inversiones mineras (millones de US\$)



Fuente: * Acumulado a junio 2024 (Ministerio de Energía y Minas, 2024).

Tabla 4

Cotización de los principales metales en Perú en el año 2024

Mes	Cobre (USD/lb)	Oro (USD/oz)	Zinc (USD/lb)	Plata (USD/oz)
Enero	4.03	2,034	1.4	24.5
Febrero	3.75	2,100	1.35	25
Marzo	4.1	2,150	1.45	26
Abril	4.2	2,200	1.5	27
Mayo	4.3	2,250	1.55	28
Junio	4.4	2,300	1.6	29
Julio	4.5	2,350	1.65	30
Agosto	4.6	2,400	1.7	31
Septiembre	4.7	2,450	1.75	32
Octubre	4.8	2,500	1.8	33
Noviembre	4.9	2,550	1.85	34
Diciembre	5	2,600	1.9	35

Fuente: Banco Central de Reserva del Perú, 2024.

2.2.5. Flotación de minerales por espumas

La flotación por espumas es un método físico-químico utilizado para concentrar minerales finamente molidos. Este proceso consiste en tratar químicamente una suspensión de mineral, llamada pulpa, para crear condiciones que favorezcan la adhesión selectiva de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Su objetivo principal es separar especies minerales con base en su afinidad o repulsión al agua, es decir, mediante sus propiedades hidrofílicas o hidrofóbicas. En la concentración de metales preciosos como el oro, la plata y el platino, la flotación es esencial para separar estos elementos valiosos de la ganga o material no deseado. Para lograrlo, se incorporan reactivos químicos que cambian las características superficiales de los minerales, facilitando que las partículas con metales preciosos se adhieran a las burbujas y suban a la superficie para ser recolectadas y concentradas. (Sutherland, 2016).

✓ Fase sólida

Los sólidos que se buscan separar, generalmente minerales, poseen una estructura cristalina característica que influye directamente en el proceso de separación. Existen varios factores clave que afectan esta fase, entre ellos:

- a. El tipo de superficie que se genera al romper el sólido, considerando cómo esa superficie se comporta en contacto con el aire y las fuerzas residuales que quedan en los enlaces químicos.
- b. Las imperfecciones o defectos dentro de la red cristalina del mineral, que pueden modificar sus propiedades y afectar su interacción con los reactivos o medios físicos.
- c. La presencia de contaminantes que pueden provenir no solo del sólido mismo, sino también de los líquidos y gases involucrados en el proceso, los cuales pueden interferir en la correcta separación o adherencia de las partículas.

✓ ***Fase líquida***

El agua es el medio ideal para la separación de minerales por su abundancia, bajo costo y sus propiedades específicas que facilitan la suspensión y adhesión selectiva de partículas durante el proceso. Además, permite una manipulación eficiente y sostenible en la concentración mineral.

✓ ***Fase gaseosa***

El aire, ya sea introducido de manera neumática o mediante acción mecánica, juega un rol esencial en la pulpa, ya que permite la formación de burbujas. Estas burbujas actúan como vehículos diminutos donde se adhieren las partículas sólidas del mineral. Esta fase cumple funciones clave:

- a. El aire participa activamente en las reacciones químicas propias del proceso de flotación.
- b. Además, sirve como el medio que transporta las partículas minerales hacia la superficie, facilitando su recuperación.

2.2.6. Reactivos de flotación

En el proceso de flotación, los reactivos son fundamentales ya que permiten separar de manera eficaz los minerales de valor del material no deseado o ganga. Cada reactivo cumple una función específica que contribuye a la eficiencia de la operación. Por su naturaleza y uso, se dividen en tres grupos principales: los espumantes, que generan una espuma estable para transportar los minerales útiles; los colectores, que incrementan la afinidad de los minerales valiosos por las burbujas de aire; y los modificadores, que regulan el entorno químico para mejorar la selectividad y aumentar

la calidad de la separación. Esta clasificación permite adaptar y optimizar el proceso según las características del mineral tratado.

✓ **Espumantes**

Los espumantes son compuestos tensoactivos con estructuras químicas heteropolares, capaces de concentrarse en la frontera entre el agua y el aire. Su principal función es disminuir la tensión superficial en esa interfaz, permitiendo así la formación de burbujas estables y una espuma consistente. Algunos ejemplos comunes de estos agentes son el MIBC, el MT-346 y el aceite de pino. (Fuerstenau et al., 2007).

✓ **Colectores**

Se trata de sustancias químicas orgánicas cuyas moléculas están formadas por dos partes: una polar y otra no polar. La parte polar, que puede ser un anión o un catión, permite que el colector se adhiera a la superficie del mineral, que también presenta características polares, facilitando así su interacción y recuperación durante el proceso de flotación. Por el contrario, el grupo no-polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral, ya que tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral, por consiguiente, las partículas de mineral hidrofobadas por una película de colector se adhieren a las burbujas de aire que van subiendo, arrastrando consigo el mineral a la superficie de la pulpa (Fuerstenau et al., 2007). Entre los colectores de uso frecuente se tienen los siguientes reactivos: Sulfato de cobre, Aerofloat 242, Aerofloat 404, Aerofloat 208, Aerofloat 25, Xantato 301 y el xantato amílico de potasio (Z-6) (Azañero, 2015).

✓ **Modificadores**

Los reactivos modificadores tienen como propósito principal acondicionar la superficie de los minerales, ya sea facilitando o impidiendo la adhesión de ciertos reactivos. Además, su acción permite generar un entorno químico adecuado dentro de la pulpa, lo que resulta esencial para que el proceso de flotación se desarrolle de manera eficiente y exitosa. Se dividen en depresores, activadores y modificadores de pH (Fuerstenau et al., 2007).

Un regulador más frecuente de la alcalinidad es la cal, el silicato sódico es utilizado para dispersar la ganga lamosa, el sulfato de cobre es un activador de sulfuro de hierro y minerales que contienen oro (Azañero, 2015).

Cuando se emplean dos colectores en conjunto, la extracción de oro aumenta en comparación cuando se emplean estos reactivos de manera individual. Además, generalmente las dosis requeridas para los colectores combinados son inferiores a las requeridas para cada colector empleado de manera individual. La secuencia en la que se incorporan ambos colectores también puede influir considerablemente en la recuperación de oro (Azañero, 2015).

La densidad de la pulpa de flotación influye en el vínculo entre el mineral de oro y los demás minerales que se encuentran en la muestra. En una pulpa con mayor densidad, los minerales de mayor peso suelen sedimentarse con mayor rapidez, lo que podría obstaculizar su flotabilidad. En cambio, una pulpa de baja densidad favorece una separación más efectiva entre los minerales de oro y las gangas, dado que permite que los minerales de peso reducido (como el oro) se mantengan suspendidos para poder separarse durante el proceso de flotación (Fuerstenau et al., 2007).

2.2.7. Principales variables de control

La eficiencia de la flotación esta relacionada a la mineralogía del mineral, así como a los reactivos usados. A continuación, se especifican las variables de control frecuente.

✓ Temperatura de pulpa

La temperatura ejerce una influencia significativa en la flotación del oro, dado que afecta la viscosidad de las soluciones, la rapidez de las reacciones químicas y la actividad de los reactivos de flotación. A elevadas temperaturas, las moléculas de los reactivos suelen desplazarse con mayor rapidez, lo que podría incrementar la eficacia de la flotación al optimizar la interacción entre las partículas de mineral y los reactivos. No obstante, también puede existir un límite, dado que temperaturas demasiado elevadas podrían causar la degradación o disminución de la eficacia de ciertos reactivos, lo cual impactaría de manera negativa en el proceso (Zhou et al., 2015).

Por lo general, investigaciones han evidenciado que temperaturas moderadamente altas (usualmente entre 25 y 50 grados Celsius) pueden potenciar la recuperación de oro durante la flotación, mientras que temperaturas inferiores podrían acelerar las reacciones, disminuyendo la eficiencia del procedimiento. Esto ocurre porque las temperaturas elevadas tienen el potencial de acelerar la cinética de las reacciones de adsorción de los reactivos en las superficies de las partículas, optimizando la separación del oro de los minerales que lo acompañan (Zhou et al., 2015).

✓ Granulometría

La granulometría es crucial en el procedimiento de flotación del oro ya que se relaciona directamente en la eficacia de la separación del mineral deseado de los minerales indeseables. La granulometría alude al tamaño de las partículas del mineral a

ser tratadas, y en el proceso de flotación, cada tamaño de partícula reacciona de forma distinta a las fuerzas de flotación y a los reactivos utilizados en el procedimiento (Yarar, 2003).

✓ **Aireación**

La aireación puede influir directamente en la eficiencia del proceso de flotación, mejorando la agitación del sistema, aumenta la formación de burbujas finas y facilita la separación (el flujo de aire favorece la separación de las partículas hidrofílicas como las hidrofóbicas, minerales que contienen oro, permitiendo que el oro se adhiera a las burbujas y se eleve a la superficie) (Wills et al., 2006).

✓ **Influencia del pH**

Hay aspectos fundamentales acerca de la relevancia del pH en la flotación del oro: La regulación de la superficie mineral, el pH tiene un impacto en las características de la superficie de los minerales, tales como la carga superficial, que influye en la habilidad de los reactivos de flotación para unirse a las partículas de mineral. Un pH apropiado puede potenciar la interacción entre los reactivos y los estratos minerales, optimizando la recuperación del oro. Además, un aspecto crucial es mejorar la adsorción de reactivos. Los reactivos de flotación, como los colectores, tienen una adsorción distinta en los minerales en función del pH. Por ejemplo, en un pH ácido, colectores como los xantatos pueden adsorber de manera más efectiva en determinados minerales, optimizando la flotación de partículas pequeñas de oro (Gupta et al., 2006).

✓ **Tiempo de residencia**

El período de residencia en el proceso de flotación es un factor esencial que impacta en la eficacia del proceso de extracción del oro, dado que incide en la adhesión de las partículas de oro a las burbujas y, en consecuencia, en la eficacia del proceso de separación. Un tiempo de residencia apropiado también favorece la optimización del uso de reactivos, dado que un tiempo de flotación eficaz garantiza que los reactivos funcionen adecuadamente sin desecho (Jameson et al., 2011).

CAPÍTULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. Hipótesis General

La optimización del consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación mediante un diseño experimental estadístico mejorará la eficiencia del proceso sin afectar significativamente la recuperación de oro en la Minera Aurífera Retamas S.A.

3.2. Hipótesis Específicas

- Existen variables experimentales que influyen de manera significativa en la recuperación de oro durante el proceso de flotación, las cuales podrían ser identificadas mediante el modelo Plackett-Burman.
- La interacción entre el sulfato de cobre (CuSO_4) y el xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, tendrían un efecto estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro.
- Será posible determinar las condiciones óptimas de operación y los rangos adecuados de consumo de reactivos mediante el diseño exagonal central compuesto, sin afectar la recuperación de oro en el circuito de flotación.

3.3. Identificación de Variables

Variables que se consideró en el proceso metalúrgico de flotación son:

Variable independiente:

- Consumo de sulfato de cobre CuSO_4 (g/TM)
- Consumo de xantato amílico de potasio Z-6 (g/TM)

Variable dependiente:

- Porcentaje de recuperación de oro (%)

Variables constantes:

- Granulometría (μm)
- % Sólidos (%)
- Tiempo de acondicionamiento (min)
- Tiempo de flotación (min)
- RPM celda de flotación (N° de vueltas por min.)
- Flujo de aire (L/min)

3.4. Operacionalización de Variables

Con el objetivo de comprender cómo inciden diversas variables en la optimización del uso de reactivos como el sulfato de cobre (CuSO_4) y el xantato amílico de potasio (Z-6) dentro del proceso de flotación, se recurrió al software estadístico Minitab 19. Esta herramienta permitió realizar un análisis detallado y riguroso, facilitando la interpretación de los datos obtenidos en las pruebas experimentales. Con el análisis de los resultados de los balances metalúrgicos se interpretará la influencia entre las variables, como las dependientes e independientes en esta investigación (ver tabla 5).

Tabla 5 Operacionalización de variables.

Variables	Definición Conceptual	Dimensión	Definición Operacional	Indicador	Escala de Medición	Tipo de Variable
Sulfato de Cobre	Es un activador en el proceso de flotación, que mejora la flotabilidad de los minerales sulfurados y otros minerales de oro.	Dosis aplicada	Cantidad de sulfato de cobre consumido en el circuito de flotación.	(gr/TM).	Razón	Independiente
Xantato Amílico de Potasio	Es un colector comúnmente utilizado en la flotación de minerales sulfurados de oro, que promueve la hidrofobicidad de las partículas de oro.	Dosis aplicada	Cantidad de xantato amílico de potasio consumido en el circuito de flotación.	(gr/TM).	Razón	Independiente
Recuperación de Oro	Es el porcentaje contenido en el mineral original que es recuperado en el concentrado final después del proceso de flotación.	Eficiencia	Porcentaje de oro obtenido en el concentrado con respecto al oro presente en la alimentación.	(%)	Razón	Dependiente

Fuente: Elaboración propia en MS Excel.

CAPÍTULO IV

MATERIAL Y METODOLOGÍA

4.1. Tipo y Diseño de Investigación

La presente investigación es de tipo experimental cuantitativo (Estudios para cuyo desarrollo se busca o requiere examinar el comportamiento de los fenómenos o hechos, a partir de la operación de cambios intencionados en las variables que los componen.), de acuerdo con la clasificación propuesta por (Hernández, 2006) y que permite la manipulación de las variables independientes.

4.2. La Unidad de Análisis

En este trabajo, la unidad de análisis se centra en determinar cómo los reactivos de flotación tales como: el sulfato de cobre (CuSO_4) y el xantato amílico de potasio (Z-6) afecta la recuperación y la selectividad del proceso. Por ello se reunió información de los trabajos antecedentes de la compañía Minera Retamas S.A. con la finalidad de tener referencias y realizar la investigación para optimizar el consumo de estos reactivos para mantener la misma recuperación de oro en los concentrados.

4.3. Mineral de Estudio

Para las pruebas de investigación se consideraron un total de muestra del mineral de 95 kilogramos, proveniente de las unidades de producción de San Andrés, Retamas 2 y el mineral de los artesanos, los cuales fueron seleccionados de puntos convenientes para mantener su representatividad en las pruebas de flotación.

Puntos de muestreo: Faja transportadora N°13 (San Andrés - Retamas) y la Faja transportadora H (Artesanos), ambos provenientes de la tolva de finos (ver Figura 1 en el anexo).

4.4. Selección de Muestra

La muestra representativa fue trabajada en el laboratorio de preparación de minerales de la Minera Aurífera Retamas S.A. El mineral se trituró inicialmente en la chancadora primaria (de quijadas 5"x7") y posteriormente en la chancadora secundaria (trituradora de rodillos 6"x10"), hasta obtener una granulometría de 100% -10M. Luego, el material fue homogenizado y dividido en muestras representativas utilizando un cuarteador giratorio. Estas muestras se emplearon como alimento para la molienda húmeda, cuyo producto alcanzó una granulometría de 57% - 200M. Finalmente, se realizaron las pruebas metalúrgicas de flotación, en las cuales se optimizaron los reactivos en estudio.

4.5. Localización Geográfica

La Minera Aurífera Retamas S.A. se localiza en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad. Esta zona, conocida geológicamente como el "Batolito de Pataz", forma parte del complejo estructural del Maraón y se encuentra a una altitud aproximada de 3,220 metros sobre el nivel del mar.

Entre las coordenadas que se muestran en la Tabla 6 a continuación es donde se encuentran los puntos extremos (Mendoza, 2016).

Tabla 6

Coordenadas geográficas UTM WGS 4 (Minera Retamas S.A.)

Orientación	Coordenadas
Latitud Sur	9°55'00''S
Longitud Oeste	78°37'00''W

Fuente: Carta Geológica del Instituto Geológico, 1995.

Tabla 7 Ciudades limitantes de la Unidad Minera Retamas S.A.

Orientación	Ciudad
Norte	Llacuabamba
Este	Laguna Blanca
Sur	Buldibuyo
Oeste	Laguna Seca-Alcón de oro

Fuente: Información de Google Maps, 2025

4.6. Metodología de Investigación

- La muestra representativa fue obtenida mediante un sistema de muestreo a partir de las fajas 13 y H del circuito de molienda de la Planta de beneficio.
- Para realizar el análisis químico, se envió una muestra de 500 g cuya granulometría fue de 100% -10 Mallas, para conocer la ley de Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Fe y As.
- Se realizó la caracterización de mineral de cabeza con la técnica de Microscopía Óptica. Para esto se envió una muestra representativa del mineral proveniente de la molienda, con masa de 100 gramos.
- Se desarrollo la preparación mecánica del mineral, iniciando con el chancado primario y posteriormente el chancado secundario, hasta que la muestra representativa pase por completo por la malla N°10 (2 mm). Este producto servirá como alimento para realizar las diferentes pruebas metalúrgicas como: la curva de moliendabilidad, molienda y la flotación de minerales.
- Se realizaron pruebas de flotación para la concentración del oro.
- Se hicieron balances metalúrgicos de los resultados de la flotación de minerales y la determinación de las variables de influencia.
- Se realizó la búsqueda de antecedentes de trabajos de investigación relacionados con el tema que se está desarrollando.
- Uso del software Minitab 19 para los análisis estadísticos de datos.

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1. Caracterización mineralógica del mineral

El mineral de cabeza se caracterizó por medio de la técnica de microscopía óptica de luz reflejada, el objetivo fue de caracterizar mineralógicamente cada muestra, con énfasis en encontrar minerales que sean portadores de oro. Esta técnica también nos permitió identificar los grados de liberación y la distribución volumétrica.

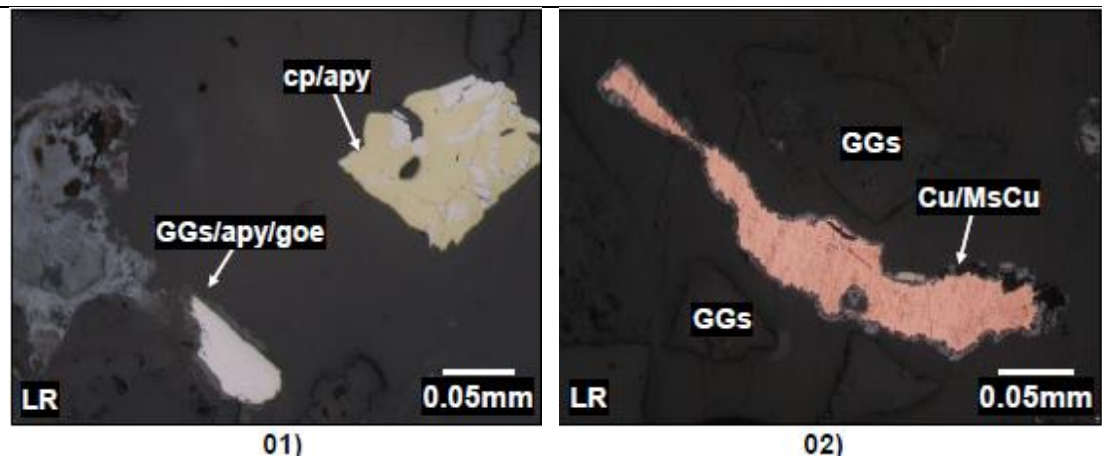
Se efectúan briquetas para mineral a malla +100, +200 y -200M.

5.1.1. Muestra de mineral a malla +100M

Se muestran las fotomicrografías de la muestra de mineral malla +100M, donde se observa las principales asociaciones mineralógicas (ver Figura 2).

Figura 2

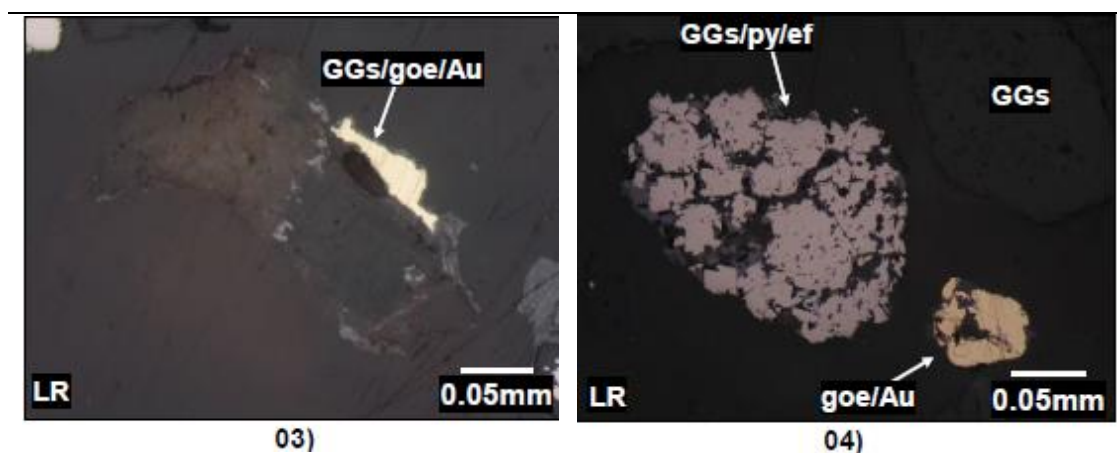
Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +100M



Partículas mixtas de gangas con arsenopirita y goethita (GGs/apy/goe) y calcopirita con arsenopirita (cp/apy)

Partículas mixtas de cobre nativo y minerales secundarios de cobre (Cu/MsCu).

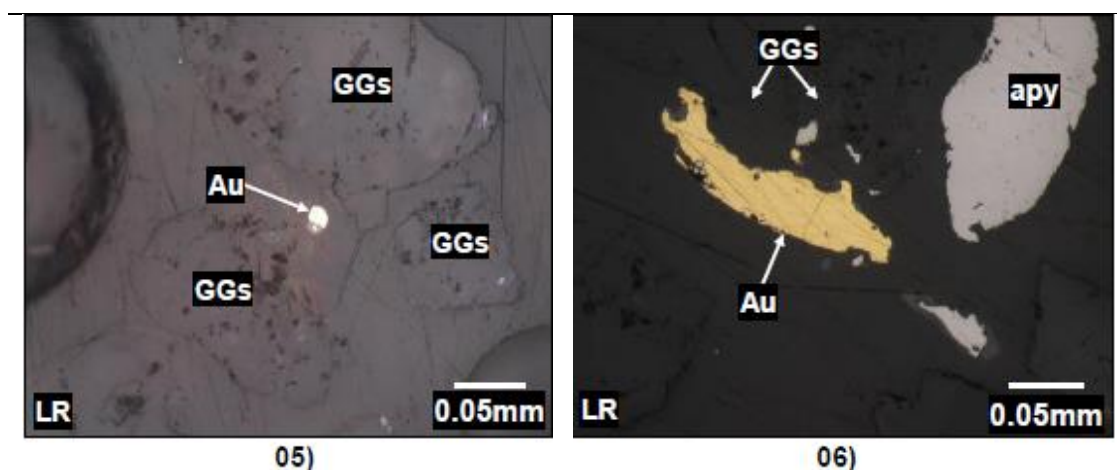
Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +100M



Partículas libres de Gangas (GGs), goethita y oro nativo (GGs/goe/Au), el oro mide 150 μm

Partículas libres de Gangas (GGs), y partículas mixtas de gangas, pirita y esfalerita (GGs/py/ef) y goethita y oro nativo (goe/Au), el oro mide 85 μm .

Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +100M



Partículas libres de Gangas (GGs) y oro nativo (Au), el oro mide 25 μm

Partículas libres de arsenopirita y oro nativo (Au), el oro mide 300 μm .

Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Tabla 8

Las especies mineralógicas encontradas en la muestra de cabeza del mineral

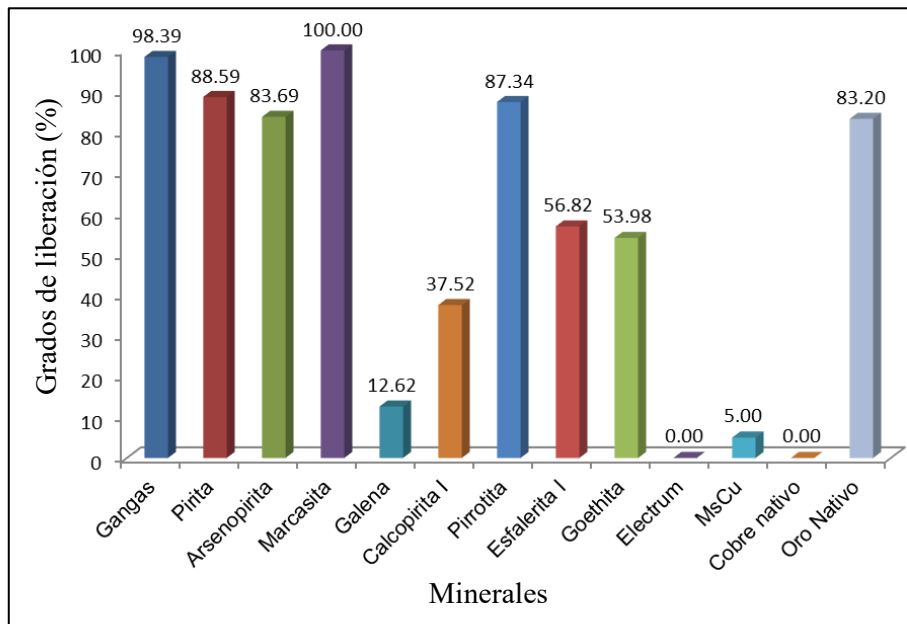
Nombre	Símbolo	Composición química	Densidad (g/cm ³)	Dureza Mohs
Arsenopirita	apy	FeAsS	6.10	5.0
Bornita	bn	Cu ₅ FeS ₄	5.09	3.0
Calcopirita	cp	CuFeS ₂	4.1	3.5
Esfalerita	ef	(Zn,Fe)S	4.2	4.0
Electrum	el	(Au,Ag)	17.64	3.0
Galena	gn	PbS	7.4	2.5
Goethita	goe	FeO.OH	3.8	5.0
Hematita	hm	Fe ₂ O ₃	5.3	6.5
Magnetita	mt	Fe ₂ O ₃ .FeO	5.15	5.5
Molibdenita	mb	MoS ₂	5.5	1.0
Pirita	py	FeS ₂	5.05	6.5
Pirrotita	po	Fe(1-x)S	4.61	3.5 – 4
Rutilo	rut	TiO ₂	4.25	6.5

Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

La distribución volumétrica de las partículas presentes en la muestra del mineral, así como los grados de liberación que intervienen en el análisis se describen a continuación. La Figura 3 ilustra los niveles de liberación correspondientes al total de especies identificadas en la muestra del mineral analizado. Por su parte, la Figura 4 muestra la distribución porcentual en peso de los distintos minerales presentes en dicha muestra.

Figura 3

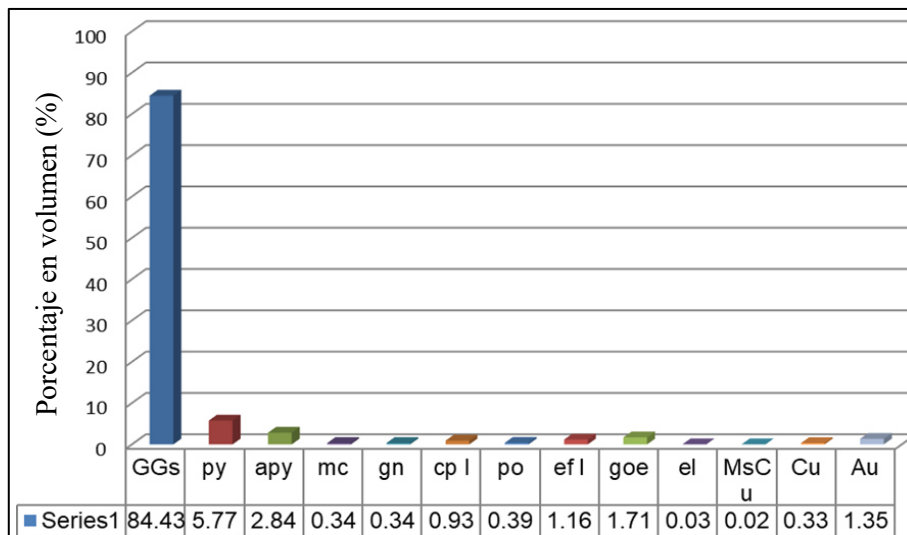
Representación de los grados de liberación en la muestra de mineral a malla +100M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Figura 4

Porcentajes en peso de las especies minerales en la muestra a malla +100M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Los minerales libres encontrados en la muestra de mineral son los minerales como: gangas, pirita, arsenopirita, marcasita, pirrotita, goethita y oro nativo. Respecto a

Los amarres mineralógicos de mayor relevancia económica identificados en la muestra son los siguientes: GGs/ef/py/gn, ef/gn/cp, GGs/py/apy/cp, ef/py/cp, GGs/py/ef, py/cp/goe, GGs/cp, GGs/py/cp, py/apy/ef, py/cp/gn/Au, gn/ef, cp/apy, GGs/ef II, Cu/MsCu, GGs/cp/po/goe, GGs/goe/Au, goe/Au, ef/py/gn, apy/gn/el y ef/po/gn/el, cada uno representando un 0.34% del porcentaje areal total.

En cuanto a la pirita, esta representa el 5.77% del peso total de la muestra. De esta proporción, el 4.48% corresponde a granos completamente libres, mientras que el 1.29% restante se encuentra formando asociaciones mixtas con otras especies minerales, tales como: GGs/ef/py/gn, GGs/py/apy/cp, ef/py/cp, GGs/py/ef, py/cp/goe, GGs/py/cp, py/apy/ef, py/cp/gn/Au y ef/py/gn. Su grado de liberación alcanza el 88.59%.

Por otro lado, la arsenopirita constituye un 2.84% del peso total de la muestra. De esta cantidad, el 2.07% corresponde a partículas libres, y el 0.77% restante está presente en asociaciones complejas con otras especies como GGs/py/apy/cp, goe/apy, py/apy/ef, cp/apy y apy/gn/el. Su grado de liberación registrado es del 83.69%.

La galena se muestra en un 0.34% en peso de la muestra total, donde en su totalidad corresponde a partículas mixtas de GGs/ef/py/gn, ef/gn/cp, py/cp/gn/Au, gn/ef, ef/py/gn, apy/gn/el, ef/po/gn/el. Su grado de liberación es de 12.62%.

La calcopirita se muestra en un 0.93% en peso de la muestra total, donde en su totalidad corresponde a partículas mixtas de ef/gn/cp, GGs/py/apy/cp, ef/py/cp, py/cp/goe, GGs/cp, GGs/py/cp, py/cp/gn/Au, cp/apy y GGs/cp/po/goe. Su grado de liberación es de 37.52%.

La esfalerita representa el 1.16% del peso total de la muestra y se encuentra completamente asociada en partículas mixtas. Estas asociaciones incluyen combinaciones como GGs/ef/py/gn, GGs/py/ef, py/appy/ef, gn/ef, GGs/ef, ef/py/gn y ef/po/gn/el. Su grado de liberación es relativamente bajo, alcanzando un 56.82%.

En cuanto al electrum, su presencia es mínima, con un contenido del 0.03% en peso dentro de la muestra total. Este mineral aparece únicamente en forma de asociaciones mixtas, específicamente en los amarres appy/gn/el y ef/po/gn/el. Debido a su forma de presentación, su grado de liberación es nulo (0%).

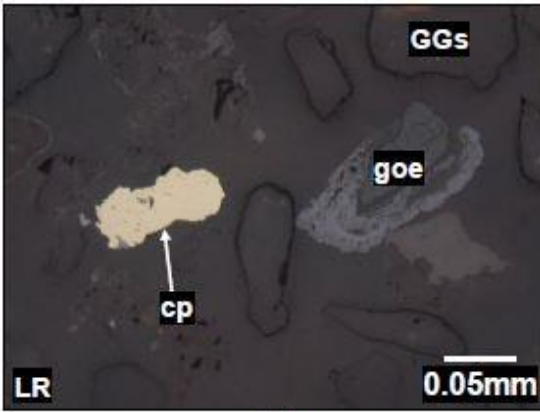
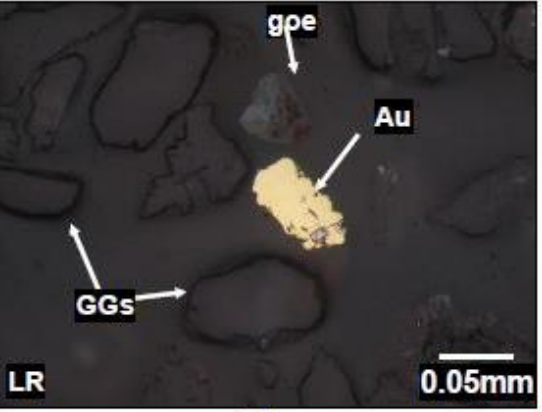
El oro nativo, por su parte, constituye el 1.35% del peso total de la muestra. De esta proporción, el 0.69% se presenta como granos libres, mientras que el 1.02% está contenido en asociaciones mineralógicas mixtas como py/cp/gn/Au, GGs/goe/Au y goe/Au. El grado de liberación del oro nativo es del 83.2%, lo cual evidencia una buena disponibilidad para su recuperación por flotación.

5.1.2. Muestra de mineral a malla +200M

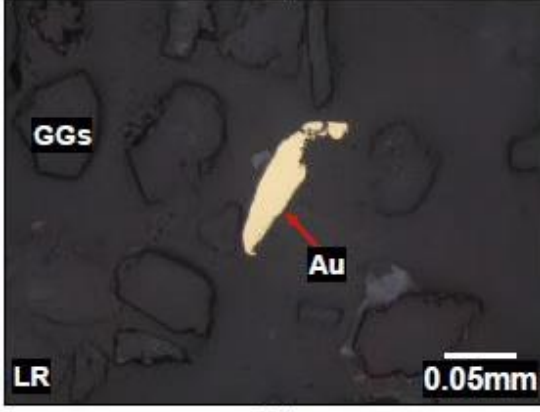
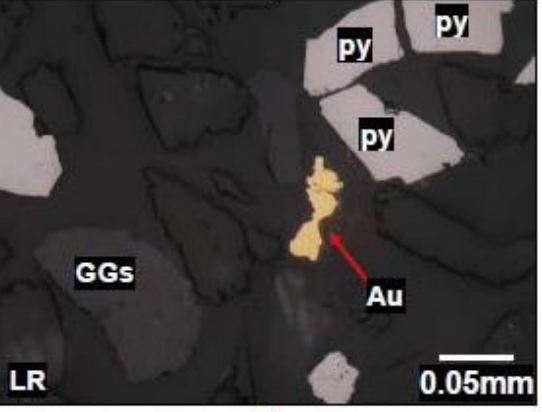
Se observan las fotomicrografías de la muestra de mineral a malla +200M (ver Figura 5), donde se observa las principales asociaciones mineralógicas.

Figura 5

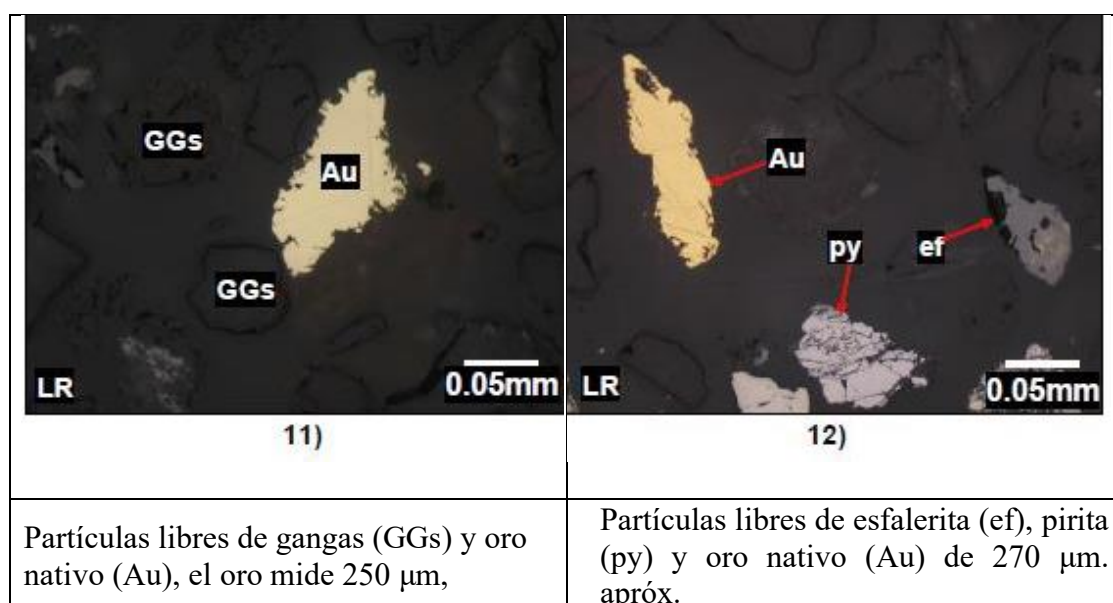
Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +200M

	
07)	08)
Partículas libres de gangas (GGs), calcopirita (cp) y goethita (goe)	Partículas libres de gangas (GGs), goethita (goe) y oro nativo (Au) de 115 μm . apróx.

Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +200M

	
09)	10)
Partículas libres de gangas (GGs) y oro nativo (Au), el oro mide 100 μm ;	Partículas libres de gangas (GGs), pirita (py) y oro nativo (Au) de 50 μm . apróx.

Fotomicrografía de la muestra del mineral a malla +200M

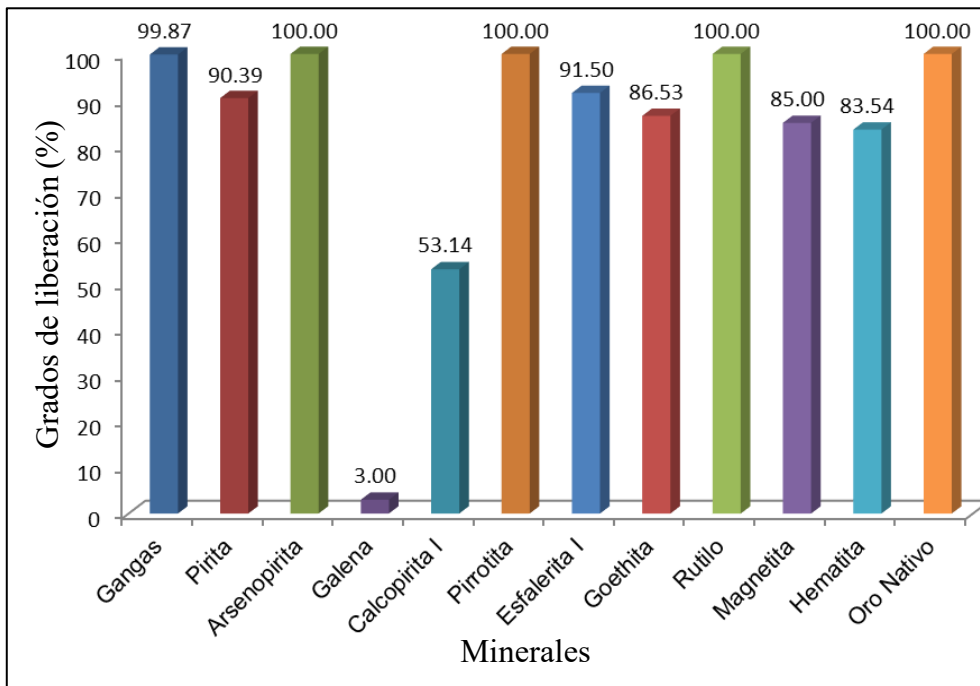


Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

La distribución volumétrica de las partículas presentes en la muestra del mineral, así como los grados de liberación que intervienen en el análisis. En la Figura 6 se muestra la gráfica que representa los grados de liberación del total de las especies observadas en la muestra del mineral. La Figura 7 muestra la gráfica de los porcentajes en peso de los minerales presentes en la muestra del mineral.

Figura 6

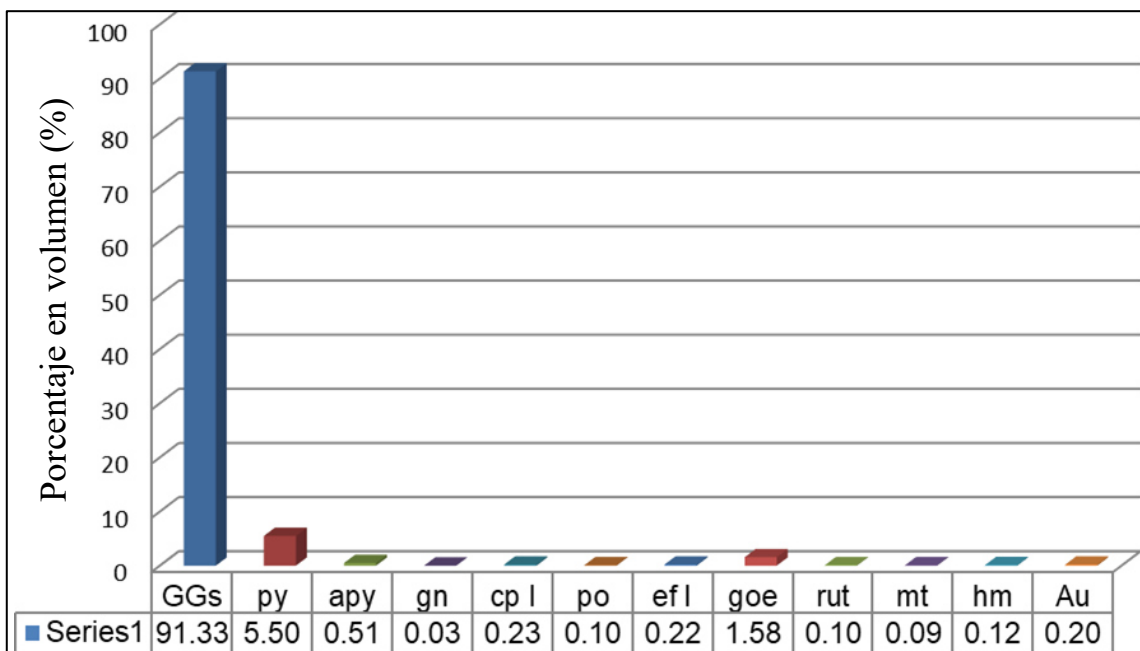
Representación de los grados de liberación en la muestra de mineral a malla +200M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Figura 7

Porcentajes en peso de las especies minerales en la muestra a malla +200M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Entre los minerales identificados como libres en la muestra analizada se encuentran principalmente los de ganga, además de especies metálicas como pirita, arsenopirita, calcopirita, pirrotita, esfalerita tipo I, goethita, rutilo, hematita y oro nativo. Por otro lado, los amarres mineralógicos de mayor relevancia económica corresponden a las siguientes asociaciones binarias y complejas: py/cp con un 0.10%, GGs/cp con un 0.20%, y GGs/ef/gn/py/cp con un 0.10% del área total.

En cuanto a la pirita, esta representa el 5.50% del peso total de la muestra. De este porcentaje, el 4.87% corresponde a granos completamente libres, mientras que el 0.63% se encuentra formando asociaciones mixtas como py/cp, py/goe, GGs/py y GGs/ef/gn/py/cp. Su grado de liberación es alto, alcanzando el 90.39%.

La arsenopirita está presente exclusivamente como partículas libres, representando el 0.51% del peso total, con un grado de liberación del 100%, lo que facilita su recuperación.

La galena se identificó exclusivamente en asociaciones mixtas, particularmente en el amarre GGs/ef/gn/py/cp, con una presencia del 0.03% en peso. A pesar de encontrarse en estas asociaciones, se halla completamente expuesta, lo que le confiere un grado de liberación del 100%.

La calcopirita representa el 0.23% del peso total de la muestra. De este total, el 0.10% corresponde a partículas libres, mientras que el 0.13% restante está presente en asociaciones mixtas como py/cp, GGs/cp y GGs/ef/gn/py/cp. Su grado de liberación es de 53.14%, lo que indica una limitada disponibilidad para su recuperación directa.

En cuanto a la pirrotita, se encuentra en un 0.10% del total de la muestra, exclusivamente como partículas libres, lo que le otorga un grado de liberación completo del 100%.

La esfalerita está presente en un 0.22% en peso, de los cuales el 0.20% corresponde a partículas libres, y el 0.02% a asociaciones mixtas dentro del grupo GGs/ef/gn/py/cp. Su grado de liberación es elevado, alcanzando el 91.5%.

La goethita representa un 1.58% del total en peso, con un 1.22% en forma de partículas libres, y el 0.36% restante asociado en mezclas como py/goe. Su grado de liberación es de 86.53%, lo que sugiere una buena disponibilidad para el proceso de recuperación.

El rutilo, con una proporción del 0.10%, se presenta únicamente como partículas libres, lo cual le otorga un grado de liberación del 100%.

Por último, la magnetita se encuentra en una proporción de 0.09% en peso, exclusivamente en forma de asociaciones mixtas con hematita (mt/hm), y su grado de liberación es del 85%.

La hematita se muestra en un 0.12% en peso de la muestra, donde el 0.10% se encuentra como partículas libres, y el 0.02% como partículas mixtas de mt/hm. Su grado de liberación es de 86.54%.

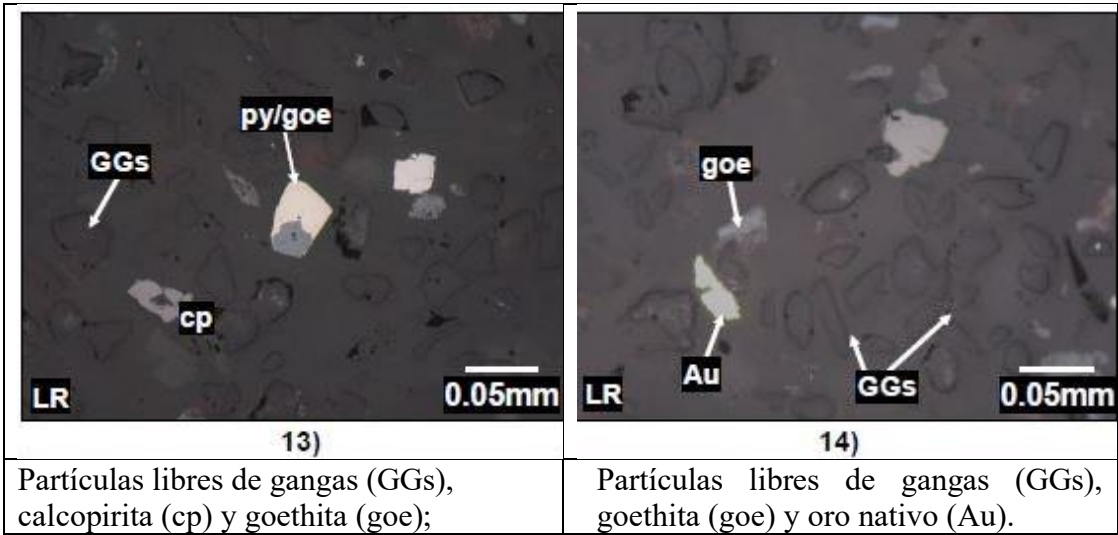
El oro nativo se muestra en un 0.02% en peso, donde en su totalidad se encuentran como partículas mixtas de mt/hm. Su grado de liberación es de 100%.

5.1.3. Muestra de mineral a malla -200M

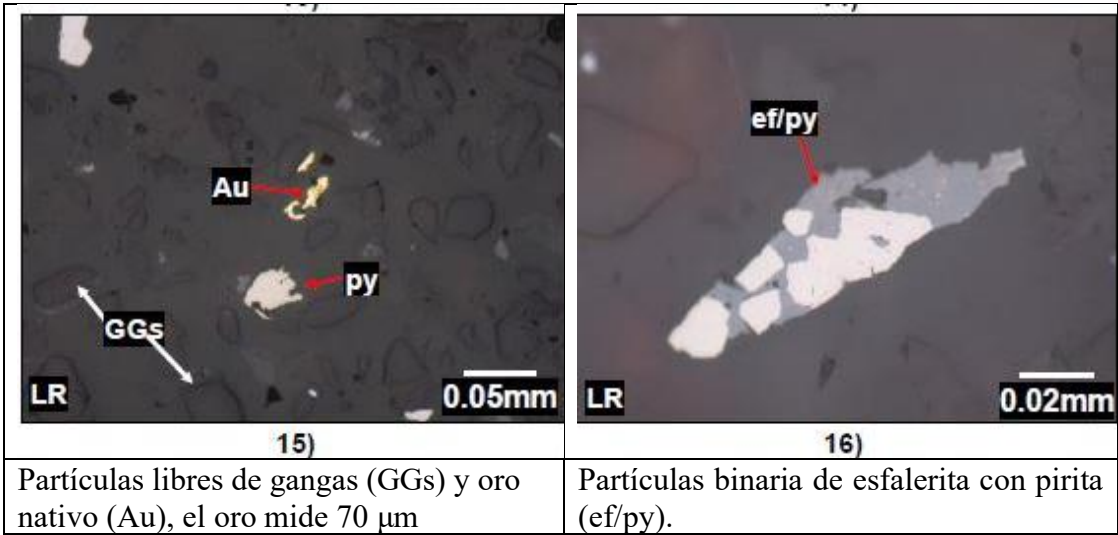
Se muestran las fotomicrografías de la muestra de mineral malla -200M, donde se observa las principales asociaciones mineralógicas (ver Figura 8).

Figura 8

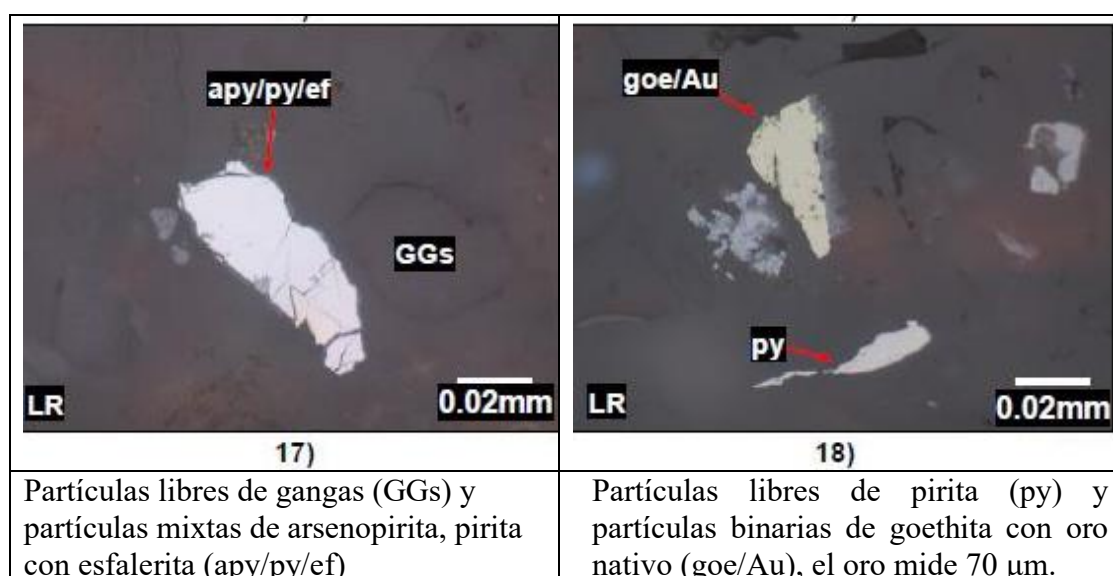
Fotomicrografía de la muestra del mineral malla -200M



Fotomicrografía de la muestra del mineral malla -200M



Fotomicrografía de la muestra del mineral malla -200M

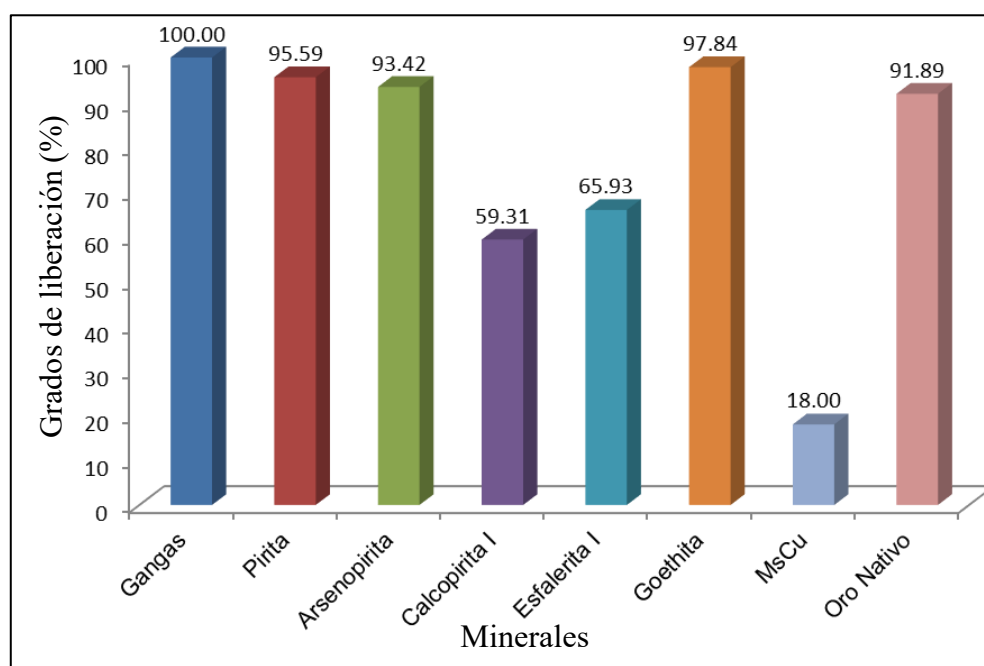


Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

El análisis consideró tanto la distribución volumétrica de las partículas contenidas en la muestra del mineral como los respectivos grados de liberación asociados a cada especie mineral. En la Figura 9 se presenta una gráfica que ilustra los niveles de liberación correspondientes al conjunto de minerales identificados, mientras que la Figura 10 muestra la distribución porcentual en peso de los distintos minerales presentes en la muestra analizada.

Figura 9

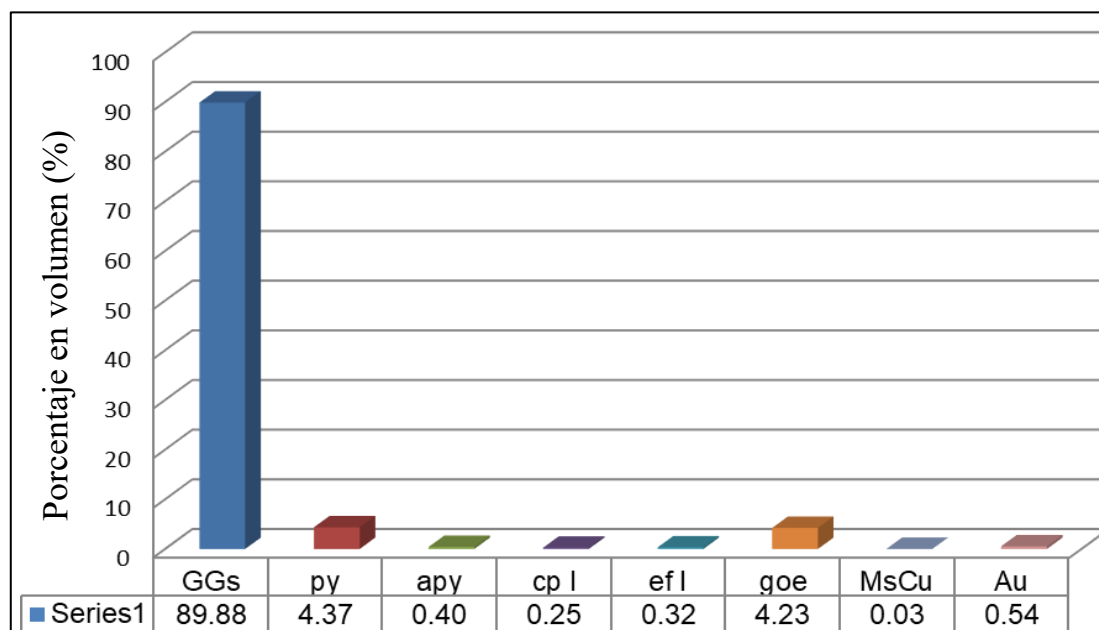
Representación de los grados de liberación en la muestra de mineral a malla -200M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

Figura 10

Porcentajes en peso de las especies minerales en la muestra a malla -200M



Nota: Información brindada por laboratorio de análisis mineralógico de MINEMETALLURGY S.A.C.

En la muestra analizada se identificaron como minerales libres las especies de ganga, pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, goethita y oro nativo. Por otro lado, los amarres mineralógicos de mayor interés económico se presentan en las siguientes asociaciones binarias: Au/goe (0.14%), ef/py (0.28%), py/apy/ef (0.14%) y cp/MsCu (0.12%).

La pirita representa un 4.37% del peso total de la muestra, de los cuales el 4.16% corresponde a granos completamente libres y el 0.21% restante a partículas en asociación mixta con otras especies como py/goe, ef/py y py/apy/ef. El grado de liberación de la pirita es elevado, alcanzando un 95.59%.

En cuanto a la arsenopirita, esta está presente en un 0.40% del total, con un 0.28% en forma libre y el 0.12% restante en asociación con py/apy/ef. Su grado de liberación es de 93.42%, indicando buena disponibilidad para su recuperación.

La calcopirita constituye el 0.25% del peso de la muestra, distribuida en un 0.14% como partículas libres y el 0.11% restante en mezcla con minerales secundarios de cobre (cp/MsCu). Su grado de liberación es relativamente bajo, de 59.31%.

La esfalerita tiene una presencia del 0.32%, donde el 0.14% corresponde a partículas libres y el 0.18% restante a asociaciones mixtas de ef/py y py/apy/ef. Su grado de liberación es alto, alcanzando un 97.84%.

Respecto a la goethita, se identificó en un 4.23% en peso, de los cuales el 4.02% corresponde a granos libres y el 0.21% restante está asociado en combinaciones como py/goe y Au/goe. Su grado de liberación también es del 97.84%.

Los minerales secundarios de cobre representan una fracción mínima, del 0.03%, todos presentes como partículas libres. Sin embargo, su grado de liberación es muy bajo, con apenas un 18%.

Finalmente, el oro nativo está presente en un 0.54% del peso total, con un 0.42% en forma libre y el 0.12% restante asociado con goethita (Au/goe). Su grado de liberación es favorable, alcanzando el 91.89%.

5.2. Pruebas Experimentales

Se realizaron un proceso de blending con las muestras tomadas, el 20% de muestra sulfurados provenientes de los mineros artesanos y un 80% de muestras sulfurados de su unidad de producción, llevadas a cabo en el laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas de la compañía.

Seguidamente se realizaron pruebas de moliendabilidad considerando tiempo de molienda de 16, 20 y 24 minutos.

Los resultados obtenidos de las pruebas de molienda mediante de los análisis granulométrico (ver Tabla 9), permitieron determinar la reducción de tamaño en función del porcentaje de mineral que pasa por la malla 50M y 200M para cada tiempo de molienda (ver Tabla 10). Además, se presenta los gráficos como curva potencial P80 (Figura 11), la cual se ajusta a la ecuación: $y = 2,731.0614x^{-1.0099}$, con un coeficiente de determinación $R^2 = 0.9606$.

Tabla 9 Distribución granulométrica (producto de molienda en función del tiempo)

Serie Tyler	Malla	Acumulado pasante (%)		
	Abertura (μm)	16.00 (min)	20.00 (min)	24.00 (min)
6	3365	100.0	100.0	100.0
8	2378	100.0	100.0	100.0
12	1700	100.0	100.0	100.0
16	1180	100.0	100.0	100.0
20	850	99.8	99.9	100.0
40	425	99.5	99.7	99.9
50	300	98.3	99.1	99.8
70	212	92.2	95.6	99.0
100	150	76.6	83.5	92.9
140	106	60.5	68.6	79.5
200	75	49.1	56.9	64.5
-200	0	0.0	0.0	0.0

Nota: Elaboración propia. En el tamiz Tyler N°200, el tiempo de molienda de 20 minutos produjo un 56,9 % de material pasante.

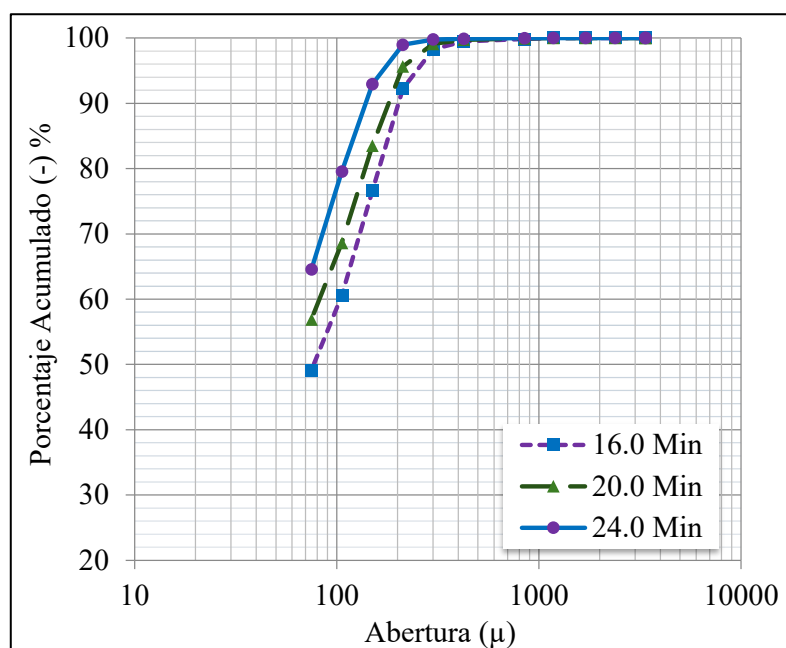
Tabla 10 Pruebas de molienda a diferentes tiempos

Tiempo de molienda (minutos)	% + malla 50 (300 μm)	% - malla 200 (75 μm)	P80 (μm)
16.00	1.7	49.10	163
20.00	0.9	56.90	139
24.00	0.2	64.50	107

Nota: Elaboración propia. El tiempo de molienda(minutos) vs P80 son inversamente proporcionales.

Figura 11

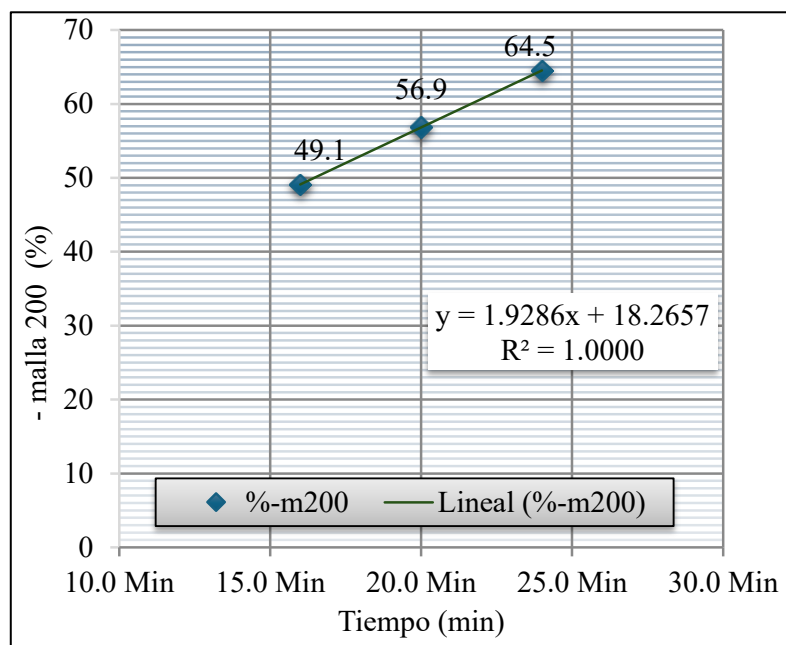
Análisis granulométrico producto de la molienda (P80)



Nota: Datos analizados en MS Excel. A menor tamaño de la partícula será menor el porcentaje acumulado pasante.

Figura 12

Curva de moliendabilidad



Nota: Datos analizados en MS Excel. La interacción entre los tres tiempos de molienda resulta una ecuación lineal.

Para la preparación de la pulpa (agua + mineral), se utilizó una granulometría de 57% pasando por malla 200Ty, con un tamaño de partícula (P80) de 132 μm , obtenida a partir de la molienda. Para alcanzar esta granulometría, el tiempo de molienda fue de 20 minutos con 5 segundos adicionales, asegurando así la homogeneidad en las condiciones de todas las pruebas de flotación. La curva de moliendabilidad resultante se presenta en la Figura 12, y se ajusta a la ecuación: $y = 1.9286x + 18.2657$, con un coeficiente de determinación $R^2 = 1.0000$.

En la compañía minera MARSA, la granulometría del mineral que sale del molino es un factor clave para la eficiencia de los procesos posteriores, alcanzando un 57% pasando por malla 200M. Gracias a un control preciso de la granulometría, se ha logrado a tener una mejor eficiencia del proceso de flotación. Esto ha permitido mejorar significativamente el rendimiento de la planta de procesos, asegurando que el mineral molido se encuentre dentro del rango óptimo para su posterior tratamiento.

La Tabla 11 muestra la ley de cabeza del mineral (blending de los minerales provenientes de San Andrés y Artesanos).

Tabla 11

Contenido de oro en la muestra del mineral Blending

	Au	Ag	As	Cu	Fe	Pb	Zn
	(g/TM)	(g/TM)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Mineral	10.88	11.16	5.77	0.02	4.07	0.15	0.25

Nota: Elaboración propia. La determinación del oro por Fire Assay, finalizado por gravimetría y determinación multielementos en minerales, 1g/15ml por Absorción Atómica, medio ácido.

5.3. Pruebas de flotación del mineral

Se realizaron pruebas de flotación tipo batch del mineral, utilizando una celda de laboratorio (modelo Denver) con capacidad para 4 kg de muestra.

El estudio se llevó a cabo en dos etapas:

Etapas I: Screening. Su propósito fue identificar las variables con mayor influencia en el proceso de flotación Batch de oro.

Etapas II: Optimización final. Las variables que mostraron mayor significancia pasaron a ser modeladas mediante ecuaciones matemáticas de segundo orden.

5.3.1. Etapa I Diseño factorial (Modelo Blackett-Burman)

Este modelo se basa en una técnica de diseños experimentales fraccionados, utilizada para analizar la significancia de múltiples variables en un sistema sin necesidad de probar todas las combinaciones posibles.

Para llevar a cabo este diseño experimental, se consideraron dos niveles y cuatro variables. Las variables sulfato de cobre (CuSO_4), xantato amílico de potasio (Z-6), Ph, y densidad de pulpa de flotación se tomaron como variables independientes, con el objetivo de evaluar su influencia en la respuesta de recuperación de oro. En la Tabla 12

se presentan los niveles de dosificación, tanto bajos como altos, de las variables estudiadas.

Tabla 12

Niveles de dosificación valor mínimo y máximo de las variables en estudio

Variables independientes		Unidad	Valor mínimo	Valor máximo
X1:	Sulfato de cobre	g/t	20	100
X2:	pH	-	7	9
X3:	Xantato amílico de potasio	g/t	20	80
X4:	Densidad de pulpa flotación	g/l	1380	1420

Nota: Elaboración propia.

Tabla 13

Plantilla de diseño experimental codificada y real

N°	Escala codificada				Escala real				Y*
	X1	X2	X3	X4	X1	X2	X3	X4	
1	1	-1	1	-1	100	7	80	1380	Y1
2	1	1	-1	1	100	9	30	1420	Y2
3	-1	1	1	-1	20	9	80	1380	Y3
4	1	-1	1	1	100	7	80	1420	Y4
5	1	1	-1	1	100	9	30	1420	Y5
6	1	1	1	-1	100	9	80	1380	Y6
7	-1	1	1	1	20	9	80	1420	Y7
8	-1	-1	1	1	20	7	80	1420	Y8
9	-1	-1	-1	1	20	7	30	1420	Y9
10	1	-1	-1	-1	100	7	30	1380	Y10
11	-1	1	-1	-1	20	9	30	1380	Y11
12	-1	-1	-1	-1	20	7	30	1380	Y12

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. * Donde: Y = % Recuperación de Oro

En la Tabla N°13 podemos observar la información del diseño experimental según el software Minitab 19, en el cual muestra 12 posibles combinaciones con los variables planteados en la Tabla N°12.

Tabla 14

Diseño factorial para el desarrollo de pruebas metalúrgicas de flotación

Orden Est	Orden Corrida	Tipo Pt	Bloque	CuSO ₄ g/t	p H	Z-6 g/t	Densidad flotación	R %
1	1	1	1	100	7	80	1380	Y ₁
2	2	1	1	100	9	30	1420	Y ₂
3	3	1	1	20	9	80	1380	Y ₃
4	4	1	1	100	7	80	1420	Y ₄
5	5	1	1	100	9	30	1420	Y ₅
6	6	1	1	100	9	80	1380	Y ₆
7	7	1	1	20	9	80	1420	Y ₇
8	8	1	1	20	7	80	1420	Y ₈
9	9	1	1	20	7	30	1420	Y ₉
10	10	1	1	100	7	30	1380	Y ₁₀
11	11	1	1	20	9	30	1380	Y ₁₁
12	12	1	1	20	7	30	1380	Y ₁₂

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. Plantilla del diseño factorial para las pruebas de flotación a nivel laboratorio.

5.3.1.1. Desarrollo de diseño factorial

Las pruebas se realizaron siguiendo el orden del diseño factorial que está representada en la Tabla 14 y teniendo en cuenta las especificaciones de parámetros

recomendados por Minitab 19. Los resultados de las corridas de las pruebas de flotación están resumidos en la Tabla 15.

Tabla 15

Resultados de las pruebas experimentales y sus análisis con el diseño factorial

Pruebas N°	CuSO ₄ (g/t)	pH	Z-6 (g/t)	Densidad flotación	Recuperación Au (%)
1	100	7	80	1380	97.55
2	100	9	30	1420	90.15
3	20	9	80	1380	89.15
4	100	7	80	1420	96.95
5	100	9	30	1420	88.44
6	100	9	80	1380	95.55
7	20	9	80	1420	89.45
8	20	7	80	1420	90.26
9	20	7	30	1420	82.45
10	100	7	30	1380	89.95
11	20	9	30	1380	86.25
12	20	7	30	1380	86.98

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. El mayor recuperación se puede evidenciar con las dosis de la prueba N°1 y el menor en la prueba N°9.

De acuerdo con los resultados experimentales presentados en la Tabla 15, se observa que las mayores recuperaciones de oro se obtuvieron con una dosificación de 100 g/t de CuSO₄, un pH de 7 y 80 g/t de xantato Z-6, alcanzando una recuperación máxima de 97.55 % (Prueba N°1).

A medida que el pH aumenta a 9, la recuperación tiende a disminuir significativamente, evidenciando que el sistema de flotación es más eficiente en condiciones ligeramente neutras. Asimismo, el incremento del xantato de 30 a 80 g/t mejora la colecta de partículas auríferas, aunque en exceso podría aumentar el arrastre de ganga.

En consecuencia, la condición óptima de operación corresponde a CuSO₄: 100 g/t, pH: 7 y Z-6: 80 g/t, parámetros que no solo maximizan la recuperación, sino que además

permiten establecer la base para la reducción de costos en la etapa de flotación mediante una dosificación controlada y eficiente.

5.3.1.2. Análisis de los resultados en Minitab 19

Con base en los coeficientes codificados presentados en la Tabla 16, se considera que una variable es estadísticamente significativa cuando su valor de p es menor a 0.05. De acuerdo con los resultados obtenidos, se concluye que los reactivos CuSO₄ y Z6 influyen de manera significativa en el proceso de flotación, mientras que variables como el pH y la densidad de pulpa de flotación no presentan una incidencia significativa bajo los criterios estadísticos utilizados.

Asimismo, según el análisis mediante la prueba t de Student, herramienta ampliamente empleada en estadística para evaluar la varianza y la significancia de los coeficientes, se observa lo siguiente, un valor de t positivo indica una relación directa entre la variable independiente y la respuesta, mientras que un valor negativo sugiere una relación inversa. No obstante, lo más relevante para determinar si una variable es significativa es que el valor absoluto del estadístico t sea mayor a 2, ya sea positivo o negativo, lo que indica una influencia significativa sobre la variable de respuesta.

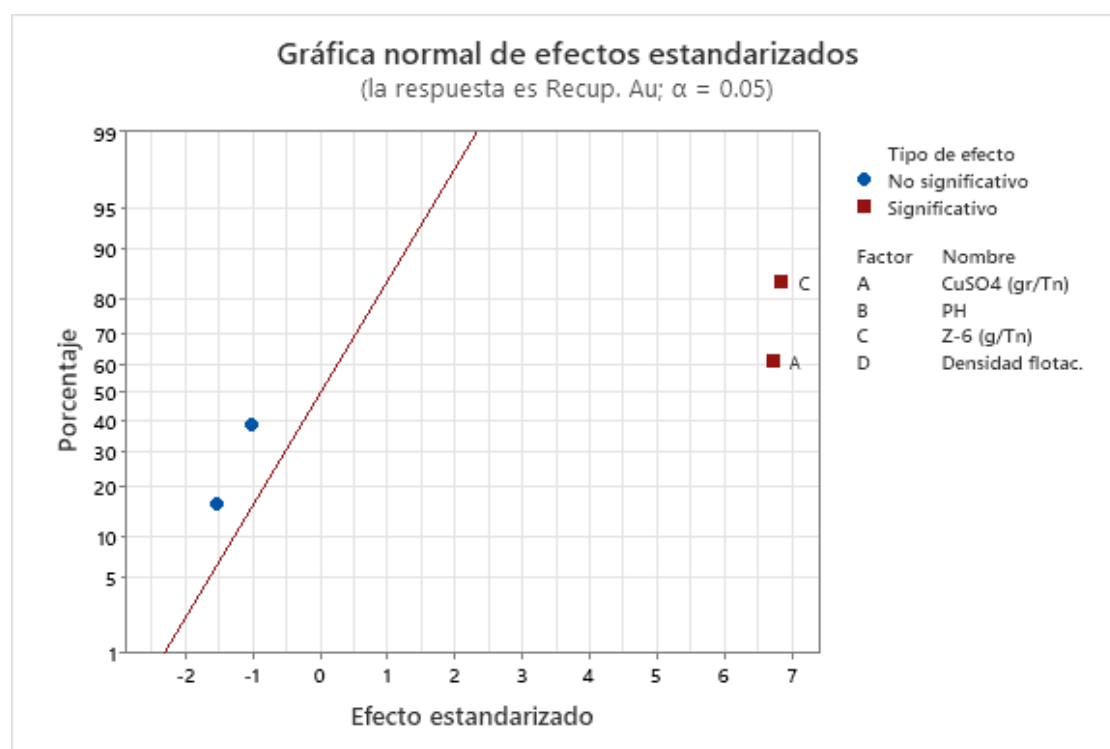
Tabla 16 Resultados de coeficientes codificados

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T t-student	Valor p	FIV
Constante		90.261	0.422	214.04	0.000	
CuSO ₄ (g/t)	5.675	2.837	0.422	6.73	0.001	1.00
PH	-0.858	-0.429	0.422	-1.02	0.343	1.00
Z-6 (g/t)	5.782	2.891	0.422	6.86	0.001	1.00
Densidad de la pulpa de flotación	-1.288	-0.644	0.422	-1.53	0.170	1.00

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. El sulfato de cobre y z-6 tienen mayor significancia con respecto a las demás variables según evaluados por valor p ($p < 0.05$).

Figura 13

Gráfica normal de efectos estandarizados



Nota: Datos analizados en el programa Minitab. Gráfica normal que muestra la significancia de los variables en los resultados del Minitab 19.

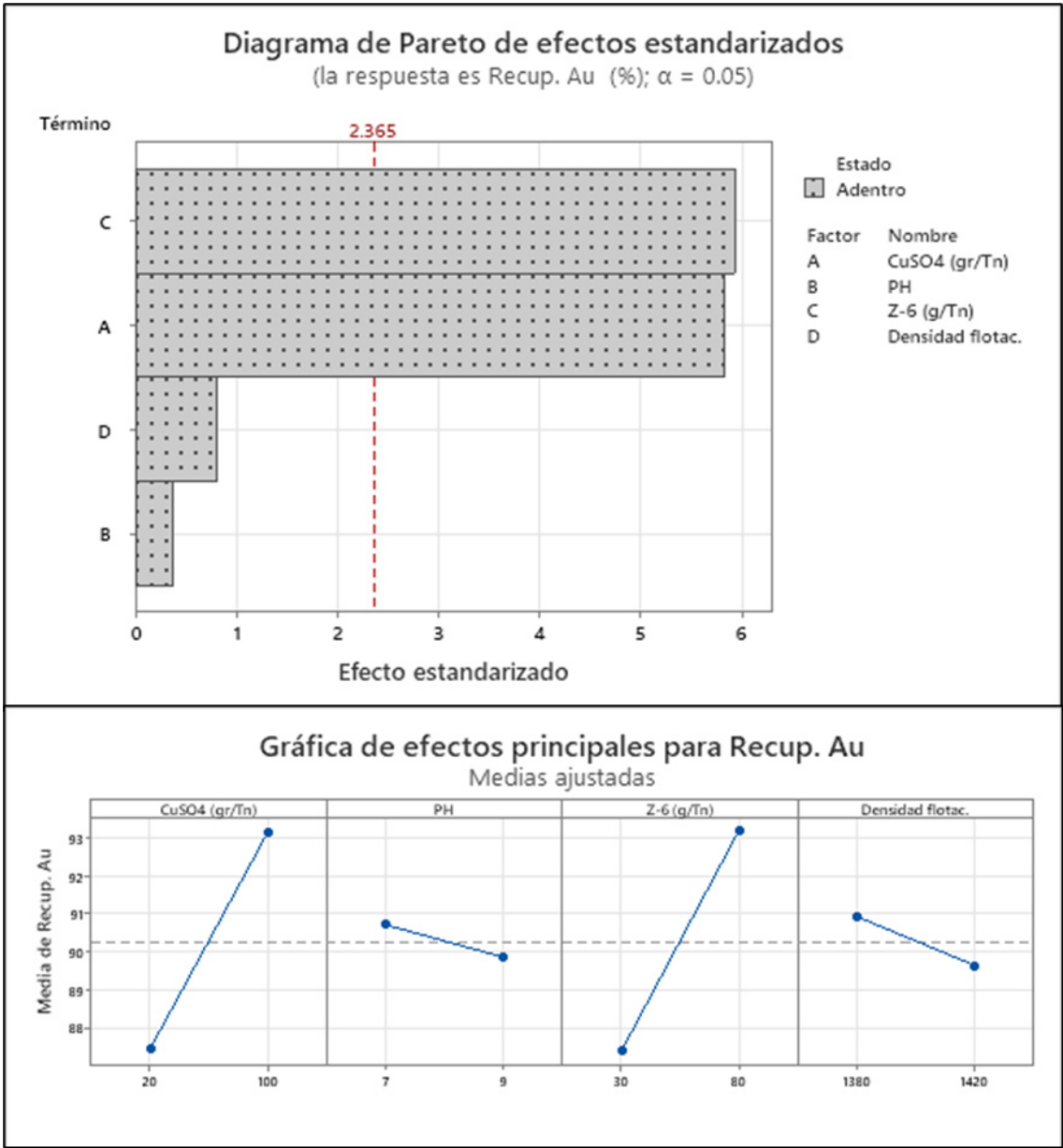
Los efectos estandarizados y los efectos principales para la recuperación del oro son mostrados en la Figura 14, observándose que el CuSO₄ y el Z-6 tienen mayor influencia en la recuperación de oro con respecto a los otros variables.

- CuSO₄ (gr/TM): El efecto principal, indicado por la pendiente de la línea, es positivo, lo que significa que un aumento en la dosificación de sulfato de cobre incrementará significativamente la recuperación media de oro.
- Z-6: El efecto principal, reflejado en la pendiente de la línea, es positivo, indicando que un aumento en la dosificación de xantato amílico de potasio resultará en un aumento significativo en la recuperación media de oro.

- pH: El efecto del pH es representado por la pendiente de la línea, es negativo, lo que significa que un aumento en el pH reducirá ligeramente la recuperación media de oro. Sin embargo, el impacto de esta variable no es tan significativo.
- Densidad de la pulpa de flotación: El efecto principal, representado por la pendiente de la línea, es negativo, lo que indica que un aumento en la densidad de flotación disminuirá ligeramente la recuperación media de oro. Sin embargo, el impacto de esta variable no es tan significativo.

Figura 14

Gráfica de Pareto de efectos estandarizados y efectos principales de las variables



Nota: Datos analizados en el programa Minitab 19.

5.3.2. Etapa II Diseño hexagonal del central compuesto

El objetivo principal de las pruebas experimentales fue establecer las condiciones óptimas de las variables controlables del proceso en evaluación. Estas variables fueron previamente analizadas en ensayos preliminares y de confirmación, obteniéndose resultados estadísticamente relevantes. Entre los factores evaluados, se identificaron como variables críticas el sulfato de cobre (g/t) y el xantato amílico de potasio (g/t), los cuales desempeñan un papel fundamental en la eficiencia del proceso de flotación y en la recuperación del oro.

Tabla 17

Niveles de dosificación valor mínimo y máximo de las variables en estudio

Variables independientes	Unidad	Valor mínimo	Central	Valor máximo
X1: Sulfato de cobre	g/t	20	60	100
X3: Xantato amílico	g/t	20	45	80

Nota: Elaboración propia. X1: Sulfato de cobre (g/t), X3: Xantato amílico de potasio (g/t) y Y: Recuperación de oro (%).

5.3.2.1. Plantilla de diseño experimental

A partir de los datos presentados en la Tabla 17, se elaboró la matriz del diseño experimental tanto en escala codificada como en escala natural, correspondiente al diseño central compuesto de geometría hexagonal. Esta matriz permite estructurar y analizar el comportamiento de las variables del proceso, facilitando la identificación de condiciones óptimas mediante la modelación estadística. (ver Tabla 18).

Tabla 18*Plantilla diseño experimental codificada y real de un hexágono central compuesta*

Codificado			Real		Y
Item	X1	X4	CuSO ₄ (g/t)	Z-6 (g/t)	%Recup.
1	1	0	100	45	Y ₁
2	0.5	0.866	80	67	Y ₂
3	-0.5	0.866	40	67	Y ₃
4	-1	0	20	45	Y ₄
5	-0.5	-0.866	40	23	Y ₅
6	0.5	-0.866	80	23	Y ₆
7	0	0	60	45	Y ₇
8	0	0	60	45	Y ₈
9	0	0	60	45	Y ₉

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. Nueve combinaciones posibles según Minitab 19 con el modelo propuesto Hexágono.

Tabla 19

Resultados de las pruebas experimentales y su análisis con el diseño hexagonal central compuesta

Codificado			Real		
Item	X1	X4	CuSO ₄ (g/t)	Z-6 (g/t)	%Rec. Au
1	1	0	100	45	96.15
2	0.5	0.866	80	67	96.65
3	-0.5	0.866	40	67	94.35
4	-1	0	20	45	90.25
5	-0.5	-0.866	40	23	88.45
6	0.5	-0.866	80	23	89.15
7	0	0	60	45	96.36
8	0	0	60	45	96.47
9	0	0	60	45	96.25

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. La prueba N°2 presenta la mayor recuperación con respecto a los demás.

5.3.2.2. Ecuación de regresión para la recuperación de oro en unidades no codificadas

La recuperación de oro en función de las variables independientes que afectan el procesamiento del mineral en estudio se encuentra expresada mediante una ecuación de regresión en unidades no codificadas. Los coeficientes de correlación correspondientes al modelo ajustado, que reflejan la calidad del ajuste y la contribución de cada variable, se detallan en la Tabla 20.

Ecuación de regresión en unidades no codificadas:

$$\begin{aligned} \%Recup. Au = & 66.31 + 0.2571CuSO4 + 0.756 Z6 (gr/Tn) \\ & - 0.001975 CuSO4 (gr/Tn)xCuSO4 (gr/Tn) \\ & - 0.00730 Z6 (gr/Tn)xZ6 (gr/Tn) \\ & + 0.000924 xCuSO4 (gr/Tn)xZ6 (gr/Tn) \end{aligned}$$

Nota: El coeficiente del reactivo Z-6 es mayor en comparación con el del CuSO₄, lo que indica una mayor influencia en la recuperación.

Tabla 20

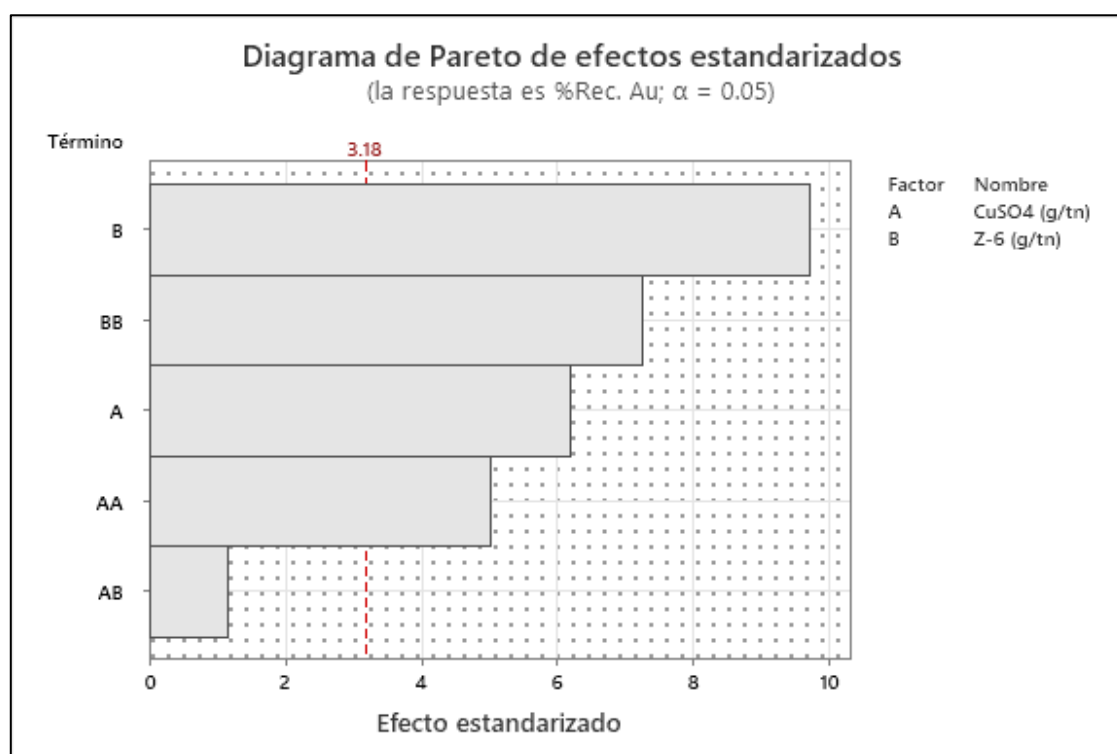
Coeficientes de correlación del modelo ajustado

S	R-cuadrado	R-cuadrado(ajustado)	R-cuadrado (pred)
0.689412	98.52%	96.06%	47.64%

Nota: Información obtenida del Minitab 19.

Figura 15

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados



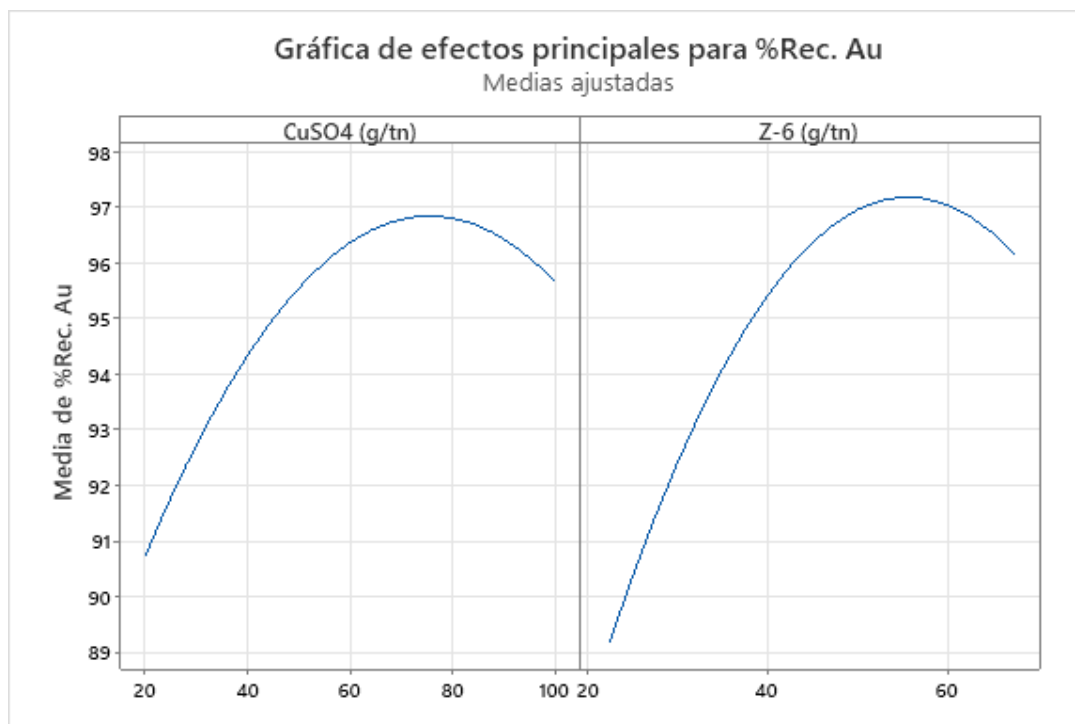
Nota: Información obtenida del Minitab 19.

En la Figura 15, El diagrama de Pareto de efectos estandarizados, complementado con el análisis de la línea de Durbin-Watson (valor de 3.18), permitió identificar las variables con mayor influencia en la recuperación del oro. Los resultados indican que la variable más significativa es el Z-6, seguida por el CuSO₄, ambos con un impacto considerable dentro del modelo, y evaluados bajo un nivel de confianza del 95%.

Según la Figura 16, ambas variables presentan una tendencia positiva (pendiente ascendente) a medida que se dosifican progresivamente. Sin embargo, al alcanzar un nivel específico de dosificación, la tendencia se vuelve negativa, afectando de manera adversa la recuperación media de oro.

Figura 16

Gráfica de efectos principales para la recuperación del oro



Nota: Datos analizados en el programa Minitab 19. Ambos reactivos tienen una influencia positiva no lineal en la recuperación de Au.

5.3.2.3. Interpolación de variables para hallar valores óptimos

Mediante el software Minitab 19 se realizó la interpolación de variables donde, se muestra la interpolación del CuSO₄ y Z-6, donde el grafico de optimización muestra un factor de recuperación máxima (Figura 17).

Tabla 21

Optimización de respuestas: Y (% Recuperación de oro)

Parámetros

Respuesta	Meta	Inferior	Objetivo	Superior	Ponderación	Importancia
%Rec. Au	Máximo	88.45	96.65		1	1

Solución

Solución	CuSO ₄ (g/tn)	Z-6 (g/tn)	%Recuperación Au Ajuste	Deseabilidad compuesta
1	78.1818	56.5904	97.8362	1

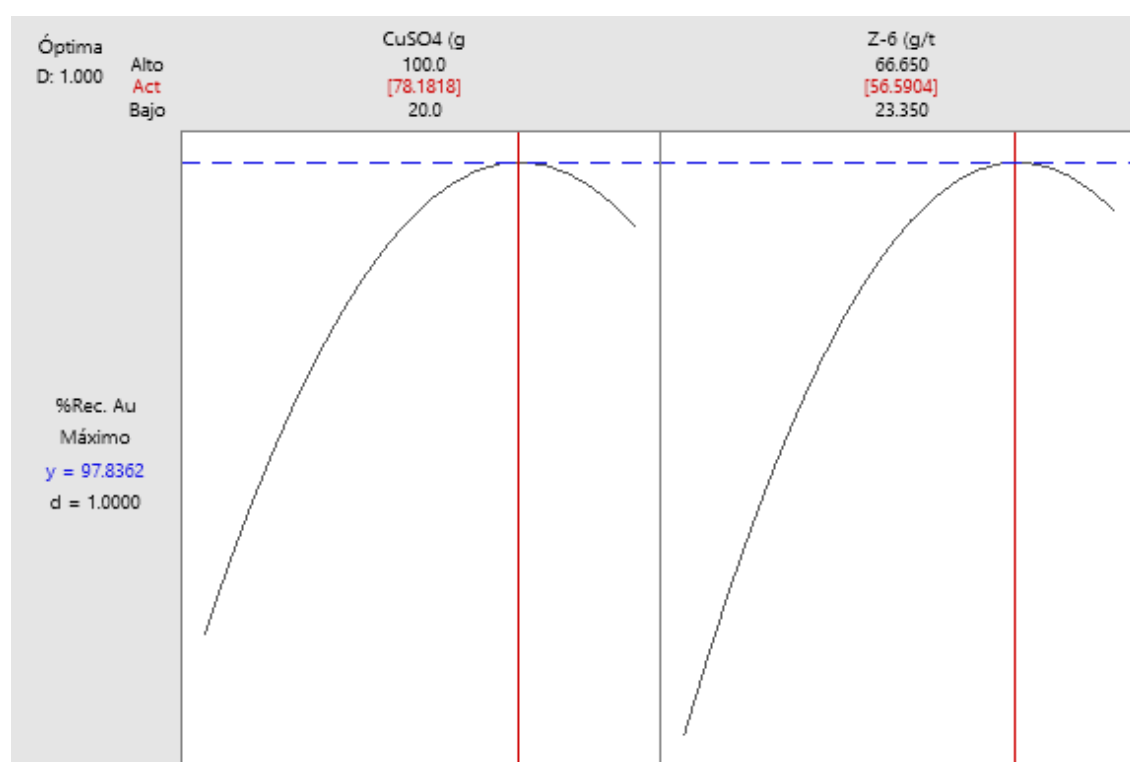
Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Tabla 22 *Predicción de respuesta múltiple*

Variable		Valor de configuración		
CuSO ₄ (g/tn)		78.1818		
Z-6 (g/tn)		56.5904		
Respuesta	Ajuste	EE de ajuste	IC de 95%	IP de 95%
% Recuperación			(96.555;	(95.296;
Au	97.836	0.403	99.117)	100.377)

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

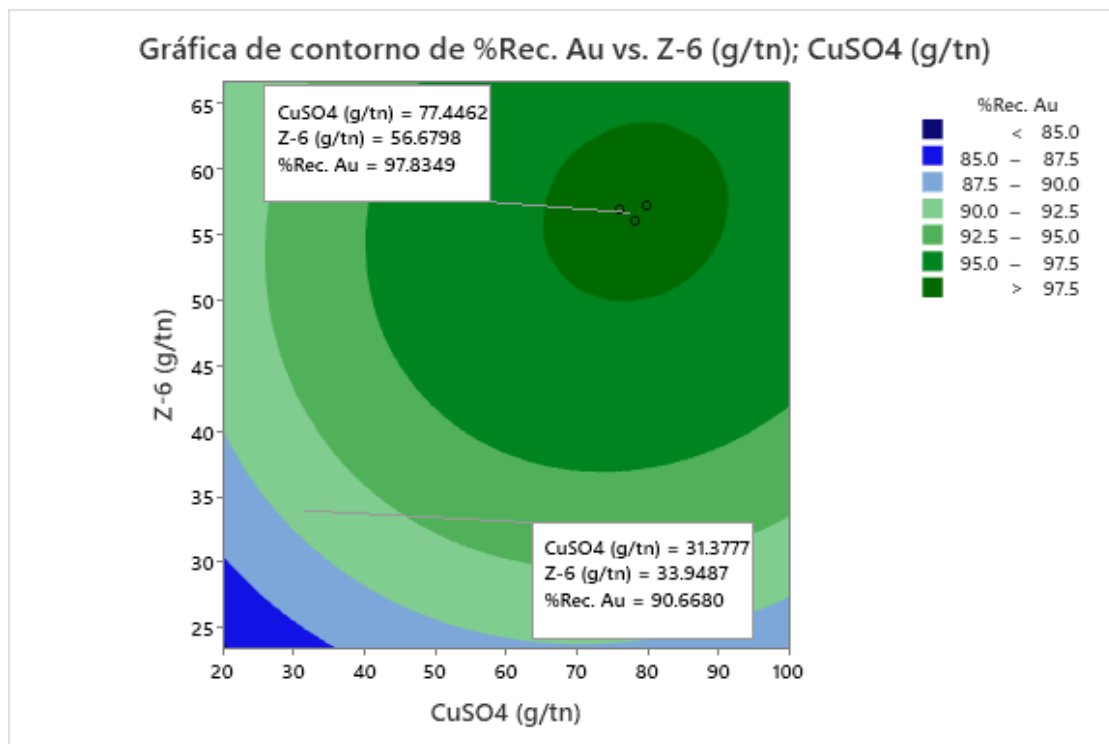
El modelo predictivo indica que el porcentaje óptimo de recuperación de oro es de 97.84%. El gráfico muestra que este valor máximo de recuperación se alcanza con un P80 de 132 micrones, una dosificación de CuSO₄ de 78.2 g/t y Z-6 de 56.6 g/t. Ver Figura 17.

Figura 17 *Gráfico de predicción de respuestas múltiples*

Nota: Datos analizados en el programa Minitab. La recuperación máxima según el gráfico es 97.84%.

Figura 18

Gráfica de contorno %Rec. Au vs. Z-6 (g/t); CuSO₄ (g/t)



Nota: Datos analizados en el programa Minitab. El gráfico de contorno representa el efecto combinado de las concentraciones de Z-6 y CuSO₄ sobre la recuperación de oro (%Rec. Au)

En el gráfico de contornos (Figura 18), se observa la variabilidad de CuSO₄ entre 20 a 100 g/t y de Z-6 entre 25 a 65g/t. Además, se observa una zona óptima de recuperación de oro (>97.5%) ubicada en la región superior derecha del gráfico, donde las concentraciones de CuSO₄ (~77 g/t) y Z-6 (~57 g/t) están en sus niveles más altos dentro del intervalo evaluado. Esta zona aparece en el tono más oscuro de verde. En contraste, en la zona inferior izquierda (bajas concentraciones de ambos reactivos), la recuperación disminuye considerablemente, alcanzando valores menores al 85%, como se indica en los tonos azul oscuro.

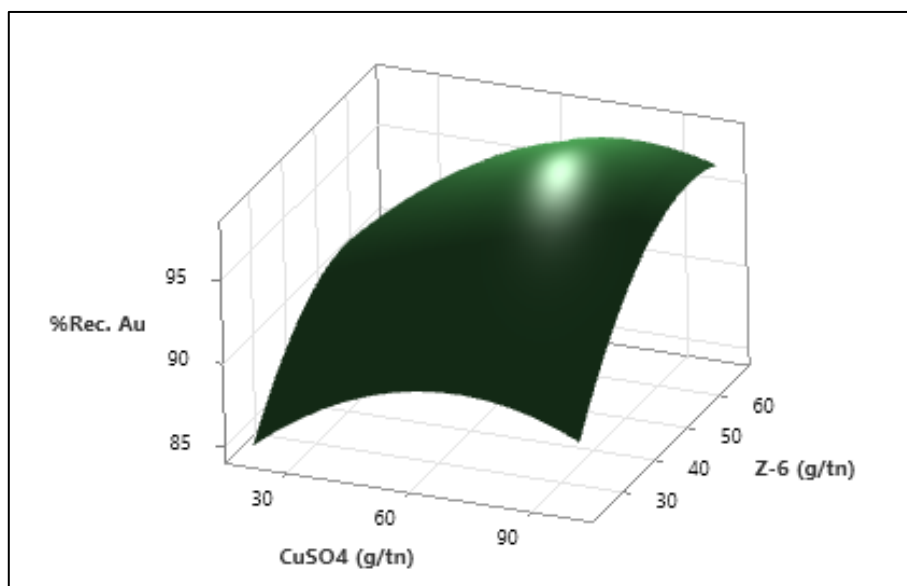
El gráfico de superficie (Figura 19), se muestra una superficie de respuesta tridimensional que representa el efecto conjunto de las concentraciones de CuSO₄ (g/t)

y Z-6 (g/t) sobre el porcentaje de recuperación de oro. Esta gráfica de superficie permite identificar zonas óptimas de operación y comprender la interacción entre los reactivos.

- Existe una tendencia ascendente en la recuperación de oro conforme aumentan las concentraciones tanto de CuSO_4 como de Z-6, aunque con un comportamiento no lineal.
- Se aprecia claramente una zona de máximo local o cúspide en la parte superior de la superficie, que representa la condición óptima donde se alcanza la mayor recuperación de oro (superior al 97%).
- La recuperación presenta una disminución progresiva cuando las concentraciones de los reactivos se alejan de la zona óptima, lo que sugiere que dosis insuficientes o excesivas pueden comprometer la eficiencia del proceso.

Figura 19

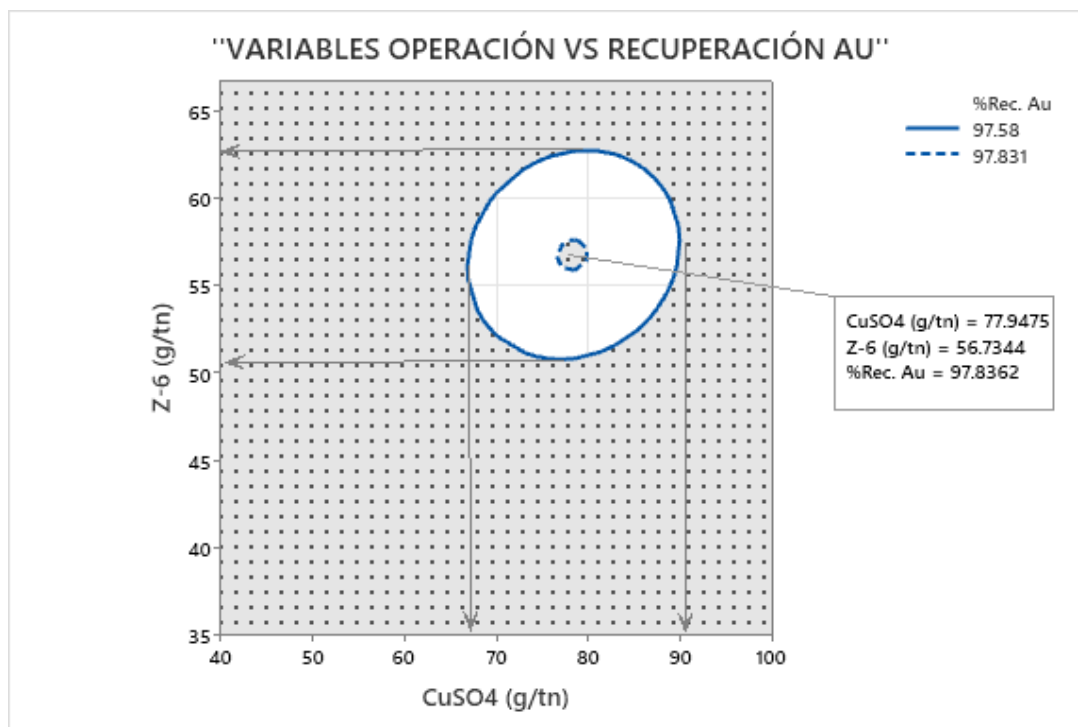
Gráfica de superficie de %Rec. Au vs. Z-6 (g/t); CuSO_4 (g/t).



Nota: Datos analizados en el programa Minitab 19. Superficie de respuesta tridimensional.

Figura 20

Gráfica de determinación de rango de dosificación de CuSO_4 y Z-6



Nota: Datos analizados en el programa Minitab.

En el gráfico de contornos (Figura 20), se puede determinar los rangos de dosificación de los reactivos en función de la recuperación de oro. Para la variable CuSO_4 , el rango de dosificación debe estar entre 67 y 91 g/t, mientras que para el Z-6, las dosificaciones deben oscilar entre 51 y 63 g/t. Lográndose optimizar los consumos de reactivos sin comprometer la recuperación de oro.

5.4. Impacto económico del trabajo

El presente estudio genera un impacto económico positivo significativo para la empresa Minea Aurífera Retamas S.A., al optimizar el consumo de los reactivos empleados en el circuito de flotación: sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6). A partir de los datos experimentales y económicos obtenidos, se determinó que la optimización de las dosificaciones permite reducir de manera importante los costos operativos diarios y anuales, como se resume a continuación:

Para el sulfato de cobre (CuSO₄):

- Costo actual: S/ 2,310.99/día ($\approx$ US\$ 608.15)
- Costo optimizado: S/ 1,807.20/día ($\approx$ US\$ 475.05)
- Ahorro anual estimado: S/ 183,885.76 ($\approx$ US\$ 48,386.78)

Para el xantato amílico de potasio (Z-6):

- Costo actual: S/ 1,467.80/día ($\approx$ US\$ 386.26)
- Costo optimizado: S/ 1,278.12/día ($\approx$ US\$ 336.35)
- Ahorro anual estimado: S/ 69,235.11 ($\approx$ US\$ 18,220.82)

El ahorro total combinado por ambos reactivos representa una utilidad bruta anual de S/ 253,120.87 ($\approx$ US\$ 66,610.70).

Al considerar los costos adicionales de implementación relacionados con supervisión (S/ 12,656.04), monitoreo (S/ 12,656.04) y capacitaciones (S/ 2,531.21), la utilidad neta anual del proyecto asciende a S/ 225,277.58, equivalente a aproximadamente US\$ 59,283.52.

En términos porcentuales, la optimización propuesta genera una reducción global del 16.8 % en los costos de reactivos asociados al proceso de flotación, reflejando un impacto económico directo que mejora la rentabilidad operativa de la planta y aumenta la eficiencia metalúrgica sin comprometer la recuperación de metales valiosos.

La implementación del plan de optimización propuesta contribuye de manera tangible a la sostenibilidad económica de la operación minera, representando un ahorro anual superior a los 225 mil soles, cifra que justifica plenamente la inversión en monitoreo, control y capacitación del personal operativo.

CAPITULO 6

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Este tipo de investigaciones se centran en potenciar la eficacia de la obtención de oro en procedimientos de flotación, mejorando la utilización de reactivos como el sulfato de cobre y el xantato amílico de potasio. Estos reactivos desempeñan un rol crucial en la adsorción de partículas de oro durante el proceso de flotación. En este proceso, el sulfato de cobre funciona como un activador para los minerales sulfurados, mientras que el xantato amílico de potasio funciona como un colector para vincular las partículas de oro a las burbujas de aire, facilitando su separación de la ganga (Díaz et al., 2020).

La investigación desarrollada en esta tesis abarca ensayos de flotación en distintos niveles de concentración de CuSO_4 y Z-6. Los hallazgos indican que se puede disminuir los niveles de ambos reactivos sin afectar la recuperación de oro. Comparando con la investigación desarrollada por González et al. (2021), que concluyeron que si es posible poder realizar una optimización de estos reactivos. Además, la investigación lleva a cabo un estudio de las variables involucradas en el proceso de flotación y la cinética de la reacción, sugiriendo un modelo matemático que puede emplear para estimar la cantidad de reactivos requeridos bajo diferentes condiciones de operación. Así, se simplificaría la disminución de los gastos operativos en las plantas de recuperación de oro.

El análisis mineralógico del mineral de cabeza mediante microscopía óptica de luz reflejada permitió identificar las especies minerales predominantes y sus asociaciones más relevantes en función de su liberación y distribución volumétrica. Las muestras analizadas a distintas granulometrías (+100, +200 y -200 mallas) evidenciaron una composición compleja, con presencia significativa de sulfuros metálicos como pirita

(FeS₂), arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS₂) y esfalerita (ZnS), además de goethita (FeO·OH) y oro nativo (Au) como fases portadoras del metal precioso.

En la fracción +100M, el oro se presenta tanto en forma libre (83.2 % de liberación) como en asociaciones con sulfuros y óxidos de hierro, principalmente goethita (goe/Au) y pirita–calcopirita–galena (py/cp/gn/Au), lo que indica que la recuperación aurífera dependerá de un adecuado control de molienda y de reactivos colectores que favorezcan la flotabilidad de dichas asociaciones. La pirita (5.77%) y la arsenopirita (2.84%) mostraron altos grados de liberación (88.59 % y 83.69 %, respectivamente), lo cual sugiere que gran parte del oro puede ser recuperado por flotación directa.

A medida que se incrementa la molienda (+200 y -200 Mallas), se observa una tendencia a la mejora de la liberación de especies metálicas. En la fracción +200M, la pirita y la arsenopirita alcanzaron liberaciones de 90.39 % y 100 %, respectivamente. De forma similar, en la fracción -200M, la liberación de la pirita fue de 95.59 %, mientras que el oro nativo alcanzó 91.89 %, evidenciando que el tamaño de partícula fino favorece la exposición de los granos metálicos.

Estos resultados concuerdan con lo reportado por King (2012) y Wills & Finch (2016), quienes sostienen que el grado de liberación del mineral es un parámetro determinante en la eficiencia de la flotación, especialmente en sistemas complejos con minerales refractarios o con presencia de arcillas. En este sentido, la goethita, presente entre 1.5 y 4.2 % en peso, que podría estar actuando como fase ocluyente del oro, lo cual justificaría la necesidad de una molienda controlada que maximice la liberación sin sobrepulverizar.

Se determinó que un tiempo óptimo de molienda de 20 minutos permitió alcanzar un P80 de 132 μ m (57% -200M), condición que garantiza un adecuado equilibrio entre liberación de especies valiosas y consumo energético. Este resultado es consistente con

los valores industriales de molienda fina para minerales auríferos complejos, los cuales oscilan entre 120 y 150 μm (Wills, 2016; Napier, 2018).

Cabe destacar que una molienda excesiva (24 minutos, $P_{80} = 107 \mu\text{m}$) no mostró mejoras significativas en la liberación del oro, pero sí implica un mayor desgaste de los medios de molienda y un posible efecto de “slime coating” sobre las partículas finas de arcilla, fenómeno descrito por Fuerstenau & Han (2018) como causa de disminución en la flotabilidad. Por tanto, el control granulométrico en 132 μm optimiza la preparación de la pulpa y mejora el rendimiento global del proceso de flotación.

El proceso convencional de flotación en la unidad minera Retamas S.A. se utiliza 100 g/t de CuSO_4 y 65 g/t de Z-6 y, su recuperación es de alrededor de 97.80%. En los experimentos optimizados, se redujeron estos valores de: CuSO_4 a 78.2 g/t y 56.6 g/t de Z-6, logrando mantener una recuperación de 97.84%, que es solo una leve disminución en comparación con el proceso convencional (97.88%). Esta reducción en los reactivos implica una mejora en la eficiencia del proceso, tanto en términos económicos como medioambientales, ya que disminuye la cantidad de productos químicos utilizados sin comprometer de manera significativa el rendimiento del proceso.

La diferencia en la recuperación de oro entre el proceso optimizado (97.83%) y el proceso convencional (97.88%) es de 0.05%. Aunque este valor parece relativamente pequeño, es importante resaltar que, en operaciones mineras a gran escala, una diferencia de ese tamaño puede representar una cantidad significativa de oro perdido.

Durante la fase de evaluación inicial (screening), se logró estandarizar el tiempo de acondicionamiento, determinándose que un periodo de 10 minutos brinda la mejor eficiencia en la recuperación de oro. Al emplear los reactivos en los siguientes dosificaciones: 100 g de CuSO_4 y 80 g de Z-6 por tonelada métrica de mineral, 1380 g/L densidad de pulpa y un pH neutro. Se alcanzó una recuperación de oro del 97.55%.

6.1. El Diseño Experimental Estadístico

El análisis estadístico mediante el modelo Plackett–Burman permitió identificar las variables de mayor influencia en la recuperación de oro: sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6). Según el análisis t de Student y los valores de significancia ($p < 0.05$), ambas variables presentan un efecto positivo y significativo sobre la respuesta (% de recuperación de Au), mientras que el pH y la densidad de pulpa mostraron efectos menores y estadísticamente no significativos ($p > 0.05$).

La máxima recuperación de oro (97.55%) se alcanzó con los parámetros CuSO_4 : 100 g/t, pH: 7 y Z-6: 80 g/t, condiciones que favorecen la activación de sulfuros de cobre y hierro y la adsorción efectiva del colector sobre las superficies auríferas. Este comportamiento coincide con lo reportado por Chavez et al. (2021) y Bulatovic (2010), quienes destacan que la activación con Cu^{2+} incrementa la flotabilidad del oro libre y del oro asociado a sulfuros parcialmente oxidados, especialmente en medios ligeramente neutros.

El aumento del pH a valores alcalinos (pH 9) redujo la recuperación a valores entre 86–90 %, posiblemente por la formación de especies hidroxiladas sobre la superficie de la pirita y la goethita, que disminuyen la adsorción del colector (Wills & Finch, 2016). De igual manera, el exceso de xantato (>80 g/t) podría generar una mayor recuperación de ganga, disminuyendo la selectividad del proceso.

Mediante el Diseño Exagonal Compuesto (DEC), se ejecutaron nueve pruebas experimentales bajo el modelo de diseño propuesto, considerando exclusivamente las variables más influyentes. La Figura 15, a través del diagrama de Pareto de efectos estandarizados y el análisis con el estadístico de Durbin-Watson, confirma que el xantato amílico de potasio (Z-6) tiene el mayor impacto en la recuperación del oro, seguido por el sulfato de cobre (CuSO_4), ambos con un nivel de confianza del 95%.

En síntesis, la flotación bajo condiciones controladas de pH neutro y dosificación moderada de reactivos no solo maximiza la recuperación de oro, sino que también optimiza el consumo de insumos, alineándose con los principios de sostenibilidad y eficiencia operacional.

Estos hallazgos son coherentes con investigaciones recientes (Chávez et al., 2021; Wills, 2016; Bulatovic, 2010), confirmando que la integración de la caracterización mineralógica, la molienda controlada y la optimización estadística del proceso son pilares fundamentales para maximizar la recuperación de oro en minerales sulfurados con presencia de arcillas.

6.2. Impacto económico de la optimización sobre la recuperación del oro

Dado el alto valor actual de la onza de oro (US\$ 4,309, noviembre 2025), la optimización del consumo de reactivos en el proceso de flotación adquiere una relevancia económica considerable. La reducción en el uso de sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6) permite disminuir los costos operativos sin comprometer la eficiencia metalúrgica ni la recuperación del oro, lo cual se traduce en una mejora directa del margen económico del proceso.

En la situación actual, la planta opera a su capacidad máxima de tratamiento, por lo que un incremento en la recuperación del oro no podría sostenerse sin ampliar la capacidad instalada, lo que implicaría inversiones adicionales en equipos de molienda, celdas de flotación y sistemas auxiliares. En este contexto, la estrategia de optimización no busca aumentar la producción, sino mejorar la rentabilidad operativa por unidad de mineral tratado, aprovechando el elevado valor del oro en el mercado internacional.

El ahorro anual logrado por la optimización de reactivos asciende a aproximadamente US\$ 59,283.52, monto que representa una reducción del 16.8 % en los costos de flotación. Si se considera que cada tonelada procesada contribuye a la recuperación de un volumen estable de oro, esta disminución en costos incrementa de manera directa la utilidad neta por onza producida, sin necesidad de mayores inversiones en infraestructura o energía.

Por tanto, el impacto económico de la optimización se manifiesta en dos dimensiones complementarias:

- Reducción sostenida de los costos operativos, asegurando un uso racional de los reactivos.
- Incremento del margen de ganancia por onza recuperada, aprovechando el contexto de precios altos del oro y manteniendo la eficiencia del circuito metalúrgico.

Conclusiones

- Mediante la aplicación del modelo estadístico Plackett-Burman, se identificó que las variables sulfato de cobre y xantato amílico de potasio ejercen la mayor influencia en la recuperación de oro en comparación con las demás variables evaluadas. Esto evidencia que ambos reactivos son determinantes en el rendimiento del proceso de flotación, por lo que su control y dosificación adecuada resultan esenciales para optimizar la eficiencia metalúrgica. Los resultados obtenidos permiten definir con mayor precisión las condiciones experimentales que deben ser consideradas en etapas posteriores de optimización.
- La interacción entre CuSO_4 y Z-6 evidenció un efecto sinérgico positivo sobre la recuperación del oro, alcanzándose una eficiencia máxima de 97.55 % bajo condiciones óptimas de pH 7, $\text{CuSO}_4 = 100 \text{ g/t}$ y $\text{Z-6} = 80 \text{ g/t}$. Este comportamiento se asocia a una activación superficial efectiva de los sulfuros metálicos y a una mejor adsorción del colector sobre las especies auríferas liberadas.
- Aplicando el modelo Hexagonal del Diseño Central Compuesto a las variables de interés, los resultados experimentales demuestran que es posible optimizar el consumo de reactivos en el proceso de flotación. De acuerdo con la figura de predicciones de respuestas múltiples (Figura 17), se logró reducir el consumo inicial de CuSO_4 de 100 a 78.2 g/t y el de Z-6 de 65 a 56.6 g/t. Asimismo, se establecieron rangos de operación para el consumo de los reactivos: para el CuSO_4 , entre 67 y 91 g/t, y para el Z-6, entre 51 y 63 g/t. Bajo estas condiciones, se mantiene una recuperación de oro cercana al 97.80% con una granulometría de operación del 57% -200M, optimizando el uso de reactivos sin comprometer la eficiencia del proceso.

- Los resultados obtenidos confirman la hipótesis general de la investigación, evidenciando que la optimización estadística del proceso de flotación permite mejorar la eficiencia metalúrgica sin comprometer la recuperación del oro.

Recomendaciones

- Se recomienda aplicar la optimización propuesta a nivel industrial, estableciendo un control riguroso en las dosificaciones de reactivos y en los tiempos de remolienda. Esto permitirá mejorar las recuperaciones metalúrgicas, reducir los costos de tratamiento y, en consecuencia, incrementar los márgenes de ganancia de la operación minera.
- Se sugiere implementar un sistema integral de control y monitoreo de reactivos y variables críticas del proceso. Para ello, se debe instalar y mantener instrumentación en línea que permita la medición continua de parámetros como pH, ORP y densidad de pulpa en los puntos de acondicionamiento y alimentación a las celdas de flotación. Además, es necesario registrar y controlar el caudal de dosificación de cada reactivo (mL/min o g/t) mediante bombas dosificadoras calibradas, automatizar los sistemas con flujómetros en las líneas principales y realizar verificaciones manuales e inventarios al cierre de cada guardia.
- Se recomienda definir y documentar los puntos óptimos de adición de cada reactivo dentro de los Procedimientos Operativos Estándar (SOP). En este sentido, el sulfato de cobre debe adicionarse preferentemente en el circuito de molienda y acondicionamiento, mientras que el xantato amílico de potasio debe incorporarse en la celda antes de la etapa de aireación, garantizando una dispersión uniforme y un consumo controlado.
- Se sugiere ajustar y optimizar continuamente los parámetros operativos tales como el tiempo de flotación, el pH y la temperatura, con el fin de mantener

condiciones estables y reproducibles que aseguren la eficiencia metalúrgica y la sostenibilidad del proceso bajo diferentes escenarios operativos.

- Promover la investigación aplicada orientada a la recuperación de metales preciosos en minerales con características similares a las de la Minera Retamas S.A. Para ello, resulta conveniente establecer alianzas estratégicas entre las empresas del sector y las universidades que imparten la formación en metalurgia extractiva, fortaleciendo la transferencia tecnológica y la innovación en el procesamiento de minerales.
- Realizar un análisis integral de los efectos ambientales derivados de la reducción en el consumo de reactivos, con el propósito de cuantificar los beneficios medioambientales obtenidos y reforzar las estrategias de sostenibilidad y responsabilidad ambiental de la operación minera.
- Se recomienda que futuras investigaciones continúen evaluando el impacto de pequeños ajustes en las condiciones de operación, así como la exploración de nuevas alternativas de reactivos que permitan alcanzar una optimización aún mayor sin comprometer la recuperación de oro ni la estabilidad metalúrgica del proceso.

Referencias

- Araujo, M., Azañero, Á., & Lovera, D. (2014). Optimización en la recuperación de oro de minerales mixtos en Cerro Corona - Goldfields La Cima.
<https://core.ac.uk/download/304894164.pdf>
- Azañero, A. (2015). *Flotación y concentración de minerales*. Lima: Colecciones Jóvic.
(Azañero, 2015)
- Azañero, A., Núñez, P., Aramburú, V., León, E., Quiñones, L., Cabrera, M., Puente, L., Díaz, C., Cerrón, J., & Juan, A. (2009). Factores que afectan la selección del proceso metalúrgico para beneficiar minerales complejos de oro. *Revista Del Instituto De investigación De La Facultad De Minas, Metalurgia Y Ciencias geográficas*, 12(24), 49-55.
<https://doi.org/https://doi.org/10.15381/iigeo.v12i24.356>
- Banco de la República. (s.f.). *Metalurgia prehispánica*. Enciclopedia | La Red Cultural del Banco de la República.
https://enciclopedia.banrepcultural.org/index.php?title=Metalurgia_prehisp%C3%A1nica
- Cruz Martínez de la Torre, L. (1999). El sudor del sol y las lágrimas de la luna: la metalurgia del oro y de la plata en el antiguo Perú. *SciSpace*.
<https://scispace.com/pdf/el-sudor-del-sol-y-las-lagrimas-de-la-luna-la-metalurgia-del-3ayv6joehi.pdf>
- Dueñas, Z., & Graff, J. (2018). Recuperación de oro y plata por medio de concentración por flotación y lixiviación con cianuro. Tesis de licenciatura, Universidad de Sonora, Hermosillo.
<https://repositorioinstitucional.uson.mx/handle/20.500.12984/1455>

- Díaz, A., Ramírez, L., Torres, J., & Vega, M. (2020). "Estudio de la optimización de la flotación de oro utilizando xantatos y activadores." *Revista de Metalurgia*, 56(2), 189-197.
<https://doi.org/10.3989/revmetalm.2020.v56.i2.789>
- Fernández Ramos, F. E. (2020). Evaluación del proceso de flotación de oro y plata [Tesis de pregrado, Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión”]. Repositorio UNJFSC.
<https://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14067/5165/FLOR%20ELIZABETH%20FERNANDEZ%20RAMOS.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Fuerstenau, M.C., & Han, K. N. (2007). *Principles of Mineral Flotation*. Elsevier.
https://biblioteca.unap.edu.pe/opac_css/index.php?lvl=notice_display&id=116936
- Ganoza, J. (2022). Flotación de partículas gruesas. *Minería*.
<https://doi.org/https://revistamineria.com.pe/raiz/flotacion-de-particulas-gruesas>.
- González, D. (2020). Estudio experimental de la separación de enargita desde un concentrado de Cu-As mediante flotación. Tesis de licenciatura, Universidad de Talca, Curicó.
<https://repositorio.utalca.cl/handle/1950/12700>
- González, F., & Rodríguez, L. (2021). Estudio de la cinética de flotación de oro usando sulfato de cobre y xantato amílico de potasio. *International Journal of Mineral Processing*, 156, 78-85.
<https://doi.org/10.1016/j.minpro.2021.105>
- Gupta, A., & Yan, D. (2006). *Mineral Processing Design and Operation: An Introduction*. Elsevier.
<https://www.sciencedirect.com/book/9780444516367/mineral-processing-design-and-operation>
- Ilyas, S., & Lee, J.-c. (2018). *Gold Metallurgy and the Environment* (1 ed.). Boca Raton: CRC Press.

<https://doi.org/https://doi.org/10.1201/9781315150475>

Johnson, R., & Lee, T. (2019). The role of gold in electronics and technology. *Journal of Applied Technology*, 50(4), 240-250.

King, P. L., & Knudsen, M. (2015). "Optimización de la cianuración para mejorar la extracción de oro: análisis de consumo de reactivos." *Hydrometallurgy*, 156, 25-31.

<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.04.003>

Krassay, A. A., & Clout, J. M. F. (2007). Geology of Gold Deposits: The Perspective from the 21st Century. *Reviews in Economic Geology*, 14, 1-33.

<https://www.segweb.org/store/p-122-reviews-in-economic-geology-vol-14.aspx>

López, A., Pérez, B., Gómez, C., & Martínez, D. (2022). "Estudio experimental sobre la recuperación de oro mediante flotación con sulfato de cobre y xantatos", *Journal of Mining Chemistry*, vol. 59, no. 1, pp. 45-57.

Laplante, A.R. (2007). *Flotation of Gold and Gold-Bearing Ores*. Elsevier.

<https://www.elsevier.com/books/flotation-of-gold-and-gold-bearing-ores/laplante/978-0-444-51685-1>

Li, Z., & Zhang, H. (2018). "Investigación de modificadores en la flotación de oro: hacia la reducción del consumo de reactivos." *Minerals Engineering*, 122, 75-82.

<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.03.013>

Ministerio de Energía y Minas. (2022). Boletín Estadístico Minero (Edición N° 12-2022). Boletín, Gobierno del Perú.

<https://www.snmpe.org.pe/informes-y-publicaciones/boletin-estadistico-mensual/mineria/7884-bolet%C3%ADn-estad%C3%ADstico-mensual-minero-diciembre-2022.html>

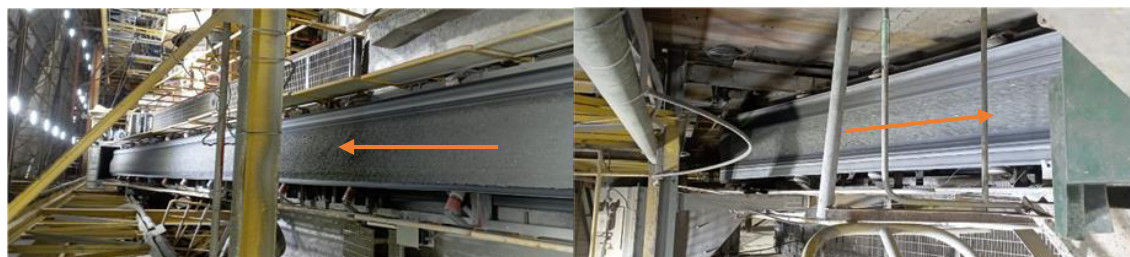
Miller, S., & Zhang, P. (2022). *Nanotechnology and gold nanoparticles in medicine*. *Advanced Materials Science*, 58(6), 215-225.

- Smith, J., & Brown, K. (2010). *Minerales y depósitos de oro*. Editorial GeoLibros.
- Sutherland, W. (2016). Principles of Flotation. In "Mineral Processing Technology"
<https://catalogue.nla.gov.au/catalog/2316047>
- Suca, J., & Palomino, G. (2022). Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un preconcentrado de oro en minerales sulfurados. *Technological Innovations Journal*, 1(1), 23-40.
<https://doi.org/10.35622/j.ti.2022.01.002>.
- Pérez, J., & Gómez, M. (2022). *Optimización de reactivos en la flotación de oro: El caso del sulfato de cobre y el xantato amílico de potasio*. *Revista de Ingeniería Metalúrgica*, 29(3), 185-195.
- Williams, D., & Thompson, K. (2018). *Gold as an investment: Trends and strategies*. *International Journal of Finance*, 72(3), 110-120.
- Wills, B. A., & Napier-Munn, T. J. (2006). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Elsevier.
<https://www.sciencedirect.com/book/9780750644501/wills-mineral-processing-technology>
- Zanin, M., & Peres, A. E. C. (2009). "Estudio de la optimización del proceso de flotación para la recuperación de oro." *Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales*, 29(3), 50-55.
https://www.scielo.org.pe/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0254-01652009000300007
- Zhou, X., & Song, S. (2015). Effects of temperature on flotation performance and mineral processing of gold ores. *Minerals Engineering*, 75, 72-78.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.05.005>

ANEXOS

Imagen 1:

Fotografías de las fajas transportadoras N°13(izquierda) y faja H (derecha)



Nota: Fotografía tomada de las fajas transportadoras. *Ingreso del mineral por las fajas hacia el molino de bolas N° 9'x 8' #2, en estas fajas se tomaron las muestras para las pruebas de investigación.*

Tabla 1

Esquema de pruebas de flotación Batch

Molienda Experimental

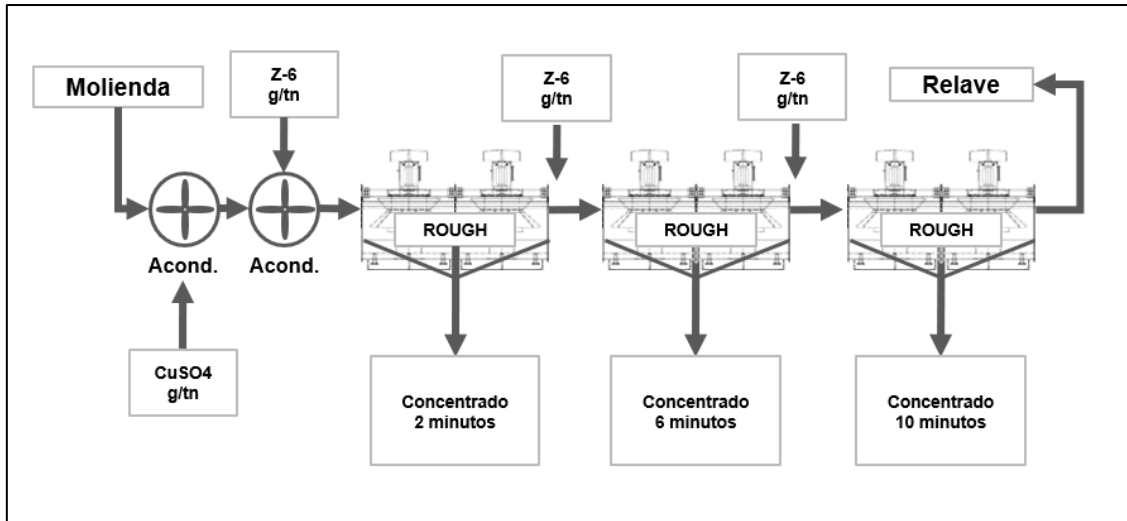
%Sol	Peso, Kg Mineral	Agua ml	-----Tiempo Mol----- minutos segundo		%-m200	%+m50
66.7	1.000	500	20	3	57.00	3.50

Etapas	Tiempo (min)	pH	RPM	Aire m3/h	N° paletes/min	REACTIVOS (g/t)		
						CuSO4 (G)	Z-6 (P)	MT-346
Molienda	22' 03"	9.70	-	-	-	-	-	-
Acond. 1	5.0	9.35	1200	-	-	x	-	-
Acond. 2	5.0	-	-	-	-	-	x	x
Flot. Ro Bulk 1 (2min)	2.0	-	1500	45%	20	-	x	x
Flot. Ro Bulk 2 (6min)	4.0	-	1500	45%	20	-	x	x
Flot. Ro Bulk 3 (10min)	6.0	-	1500	45%	20	-	x	x
TOTAL	42.0	-	-	-	-	0.0	0.0	0.0

Nota: Elaboración propia en el programa MS Excel. *Plantilla usada para el control de las pruebas de flotación a nivel de laboratorio.*

Imagen 2:

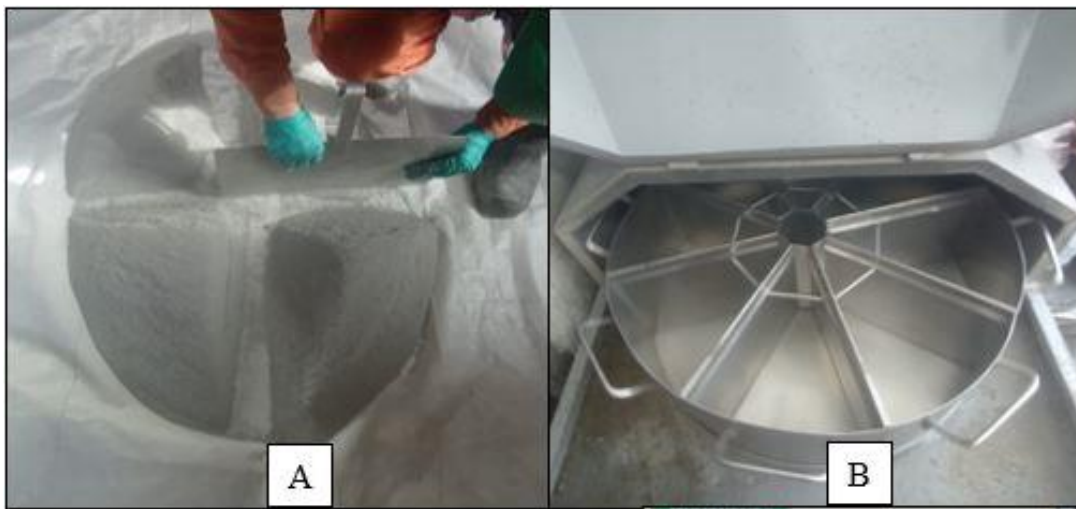
Circuito de flotación



Nota: Elaboración propia. *Esquema de la prueba de flotación batch usado en el laboratorio Investigaciones Metalúrgicas.*

Imagen 3:

Preparación mecánica de muestras para la prueba de flotación



A) Cuarteo manual de muestras, se aprecia la reducción de muestras por el operador manualmente.

B) Equipo divisor giratorio para dividir muestras de 8 capachos, se aprecia muestras reducidas aproximadamente de 1kg c/u.

Nota: Elaboración propia.

Preparación mecánica de muestras para la prueba de flotación



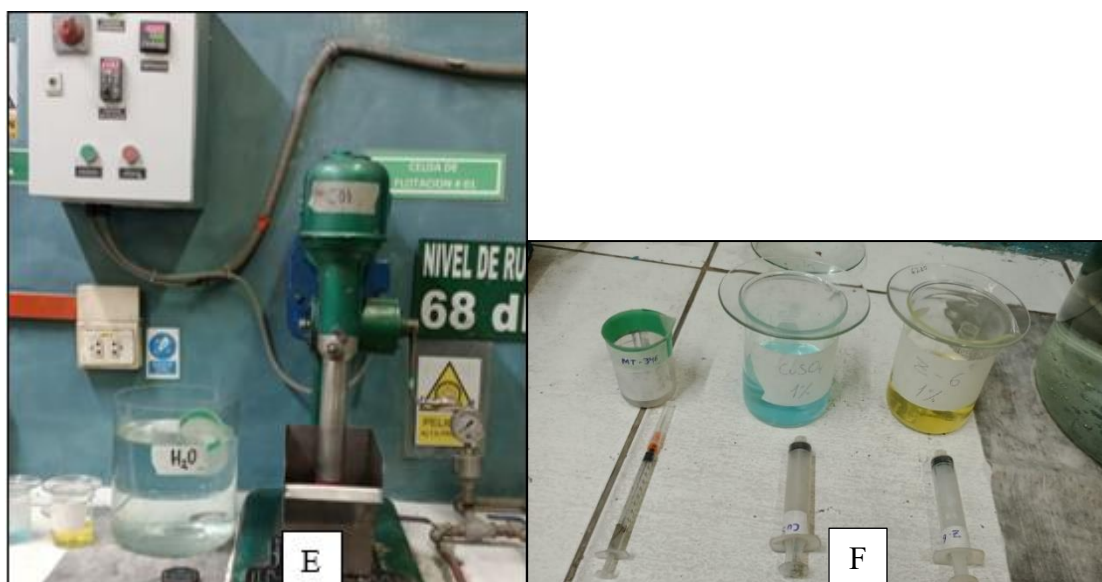
C) Muestras representativas para ensayo ley de cabeza, se aprecia muestras etiquetadas según el número de orden de entrega al laboratorio químico.

D) Molino de bolas modelo estándar de Ø 8"x10" largo, se aprecia un molino de bolas el cual nos permitirá obtener la granulometría deseada para la flotación.

Nota: Elaboración propia.

Imagen 4:

Prueba de flotación de minerales

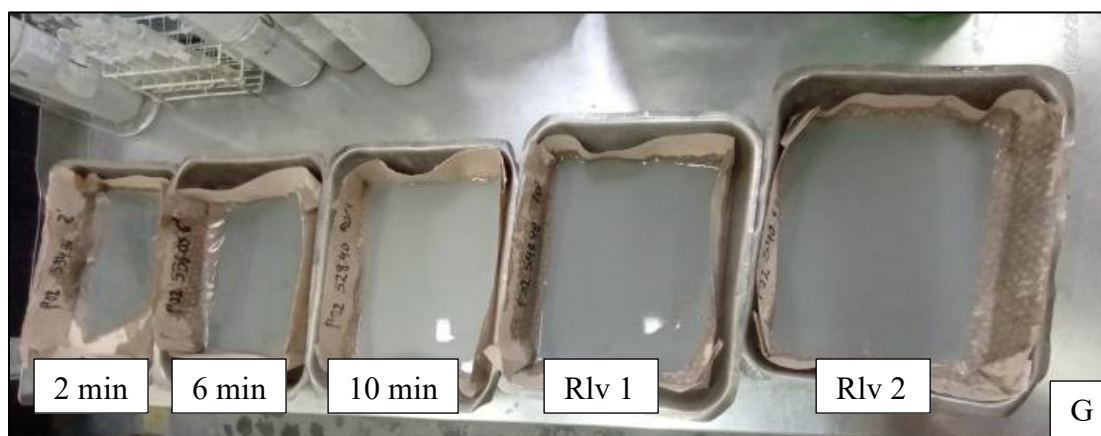


E) Equipo de celda de flotación tipo Denver, permitió la flotación de muestras blending.

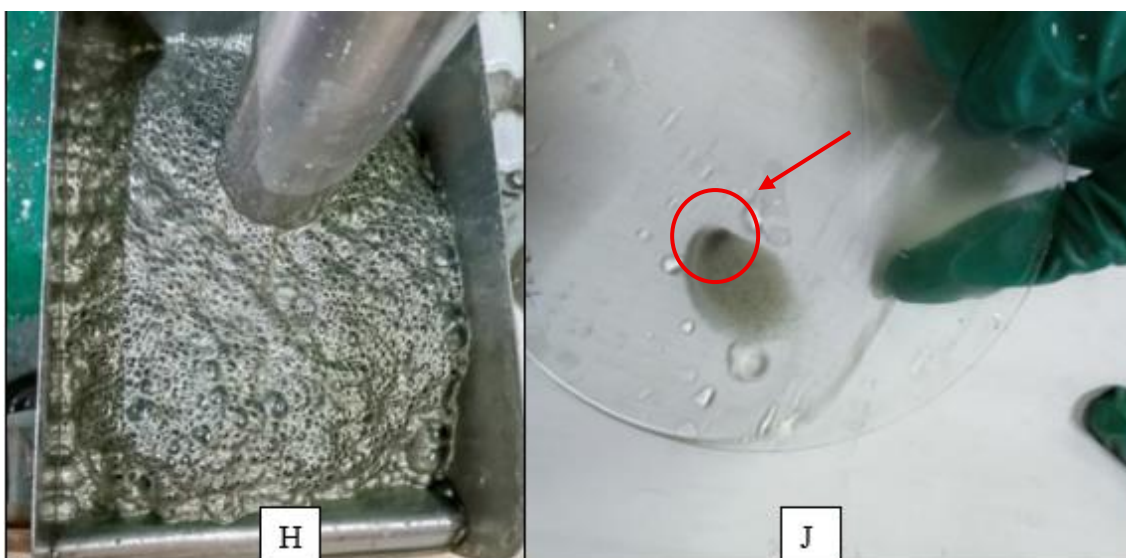
F) Reactivos usado para la flotación: MT-346 (izquierda), CuSO₄ (centro) y Z-6 (derecha).

Nota: Elaboración propia.

Prueba de flotación de minerales



G) Bandejas con concentrados de flotación Ro Bulk a 2 min, 6 min y 10 min y dos relaves finales de la prueba N° 2 diseño exagonal de central compuesto.



H) Concentrado Rougher a 2 minutos de flotación de la prueba N°2 – Diseño exagonal central compuesto; se aprecia abundante espumación y densa, las burbujas relativamente pequeñas y compactas.

J) Plateo del relave obtenido después de 10 min de flotación, se aprecia la mancha oscura en el centro de luna de reloj, lo cual indica que aún hay presencia de partículas valiosas que aún no se hayan recuperado.

Nota: Elaboración propia

Tabla 2

Balance Metalúrgico de flotación en la etapa de optimización de variables (1 a 9)

	Productos	Tiempo	Peso		Ratio	Ley	Contenido Metálico	Recuperación
						(g/t)	(mg)	(%)
		(min.)	(g)	(%)		Au	Au	Au
Prueba 1	Conc. Total Ro Bulk	10	112.90	11.29	8.9	87.21	9.85	96.15
	Rlv. Final		887.10	88.71	-	0.44	0.39	3.85
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.24	10.24	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 2	Conc. Total Ro Bulk	10	116.03	11.60	8.6	93.54	10.85	96.65
	Rlv. Final		883.97	88.40	-	0.43	0.38	3.35
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	11.23	11.23	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 3	Conc. Total Ro Bulk	10	108.70	10.87	9.2	85.07	9.25	94.35
	Rlv. Final		891.30	89.13	-	0.62	0.55	5.65
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	9.80	9.80	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 4	Conc. Total Ro Bulk	10	105.26	10.53	9.5	91.74	9.66	90.25
	Rlv. Final		894.74	89.47	-	1.17	1.04	9.75
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.70	10.70	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 5	Conc. Total Ro Bulk	10	101.01	10.10	9.9	89.75	9.07	88.45
	Rlv. Final		898.99	89.90	-	1.32	1.18	11.55
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.25	10.25	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 6	Conc. Total Ro Bulk	10	103.09	10.31	9.7	90.54	9.33	89.15
	Rlv. Final		896.91	89.69	-	1.27	1.14	10.85
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.47	10.47	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 7	Conc. Total Ro Bulk	10	122.32	12.23	8.2	86.65	10.60	96.36
	Rlv. Final		877.68	87.77	-	0.46	0.40	3.64
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	11.00	11.00	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 8	Conc. Total Ro Bulk	10	119.54	11.95	8.4	87.16	10.42	96.47
	Rlv. Final		880.46	88.05	-	0.43	0.38	3.53
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.80	10.80	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		
Prueba 9	Conc. Total Ro Bulk	10	117.26	11.73	8.5	85.37	10.01	96.25
	Rlv. Final		882.74	88.27	-	0.44	0.39	3.75
	Ley calculada de cab.		1000.00	100.00	-	10.40	10.40	100.00
	Ley analizada de cab.					10.88		

Nota: Elaboración propia en el programa MS Excel.

Tabla 3

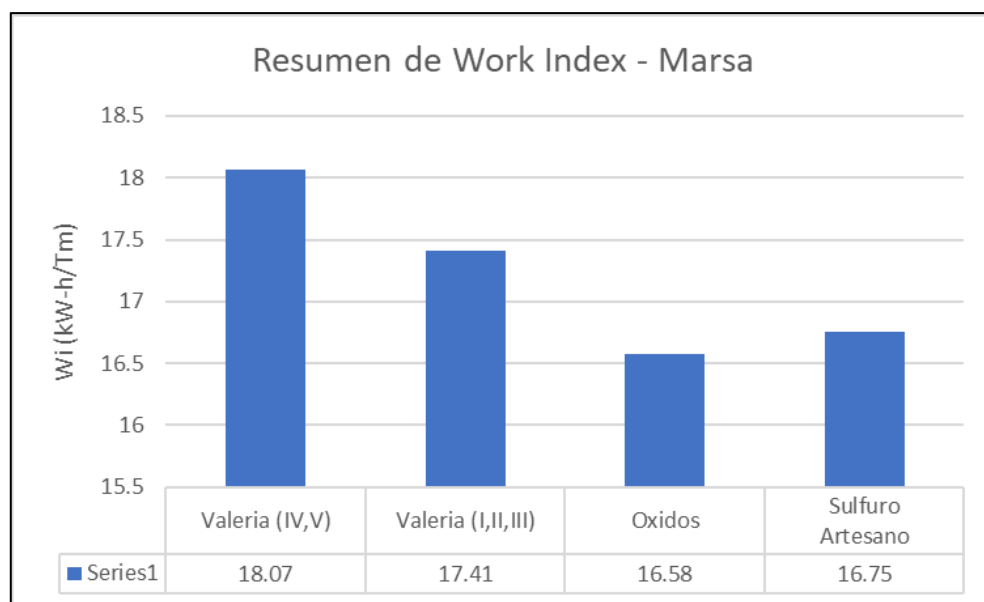
Información de Work Index de la Minera Aurífera Retamas S.A.

Prueba N°	Código de Muestra	Work Index (kW-h/tm)
1	Valeria (IV,V)	18.07
2	Valeria (I,II,III)	17.41
3	Oxidos	16.58
4	Sulfuro Artesano	16.75

Nota: Elaboración propia.

Imagen 5

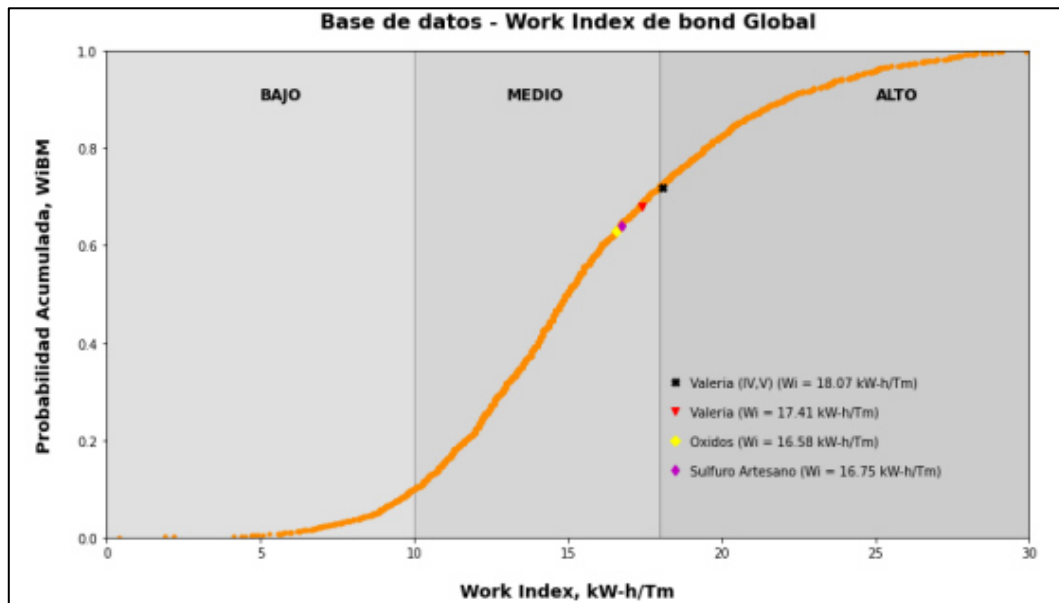
Resumen de work index-Marsa



Nota: Elaboración propia en el programa MS Excel.

Imagen 6

Curva de work index de bond global



Nota: Elaboración propia en el programa MS Excel.

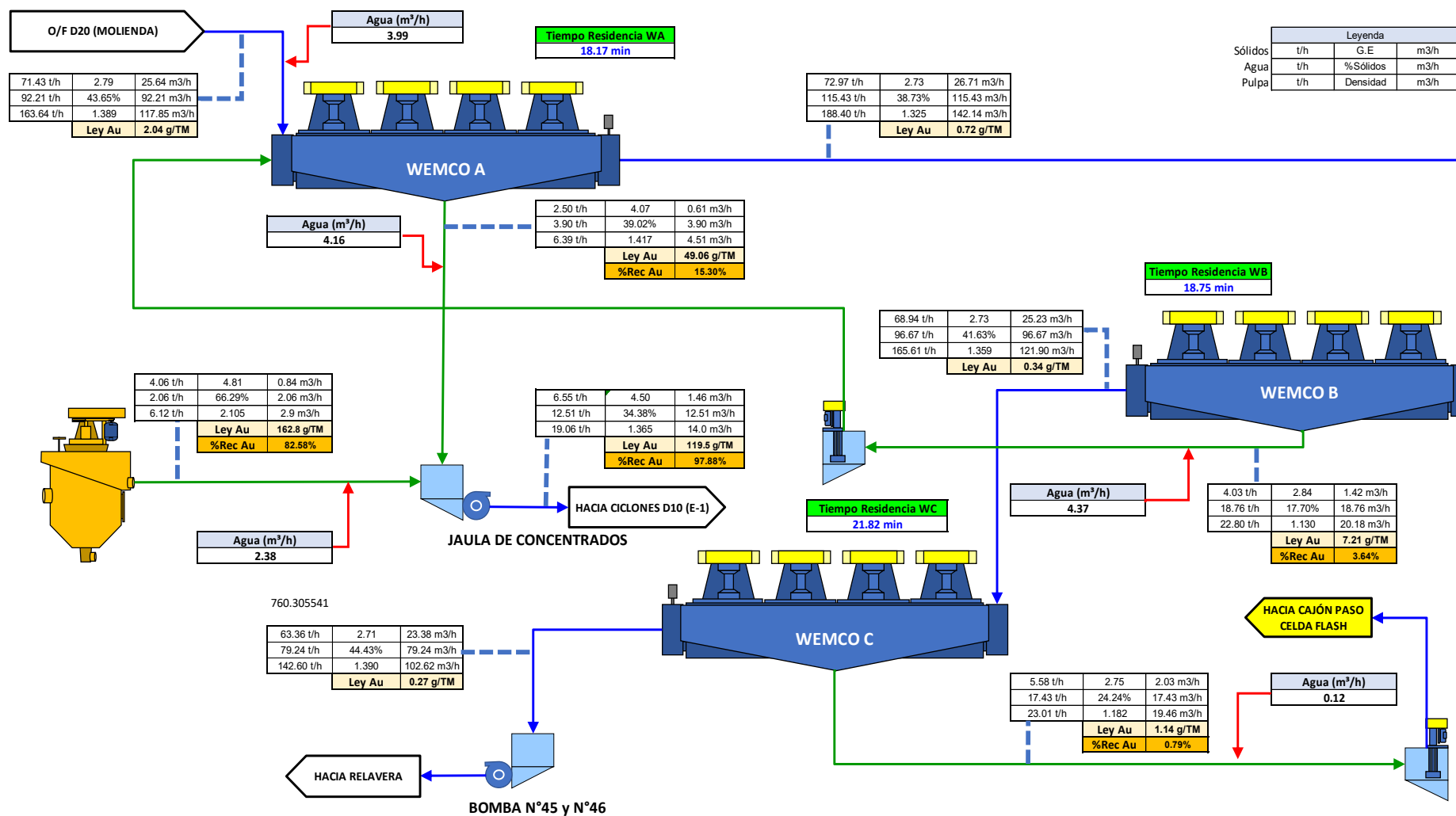
De acuerdo con los resultados, la muestra con código VALERIA (IV, V) presenta un Work Index "ALTO", las muestras con código VALERIA (IV, V), Valeria (I, II, III), Óxidos y Sulfuro Artesano presentan un Work Index "MEDIO".

Tabla 4*Análisis de costos y beneficio de sulfato de cobre y xantato amilico de potasio*

Análisis costo–beneficio: CuSO ₄						
Concepto	Dosificación (g/t)	TM/Día	Consumo (kg/día)	Precio (S/ / kg)	Costo (S/ / día)	Costo (US\$ / día)
Consumo actual	100.0	2040	204.00	11.33	S/ 2,310.99	US\$ 608.15
Consumo optimizado	78.2	2040	159.53	11.33	S/ 1,807.20	US\$ 475.05
Ahorro diario (Δ)	—	—	—	—	S/ 503.80	US\$ 132.74
Ahorro anual (Δ)	—	—	—	—	S/ 183,885.76	US\$ 48,386.78
Análisis costo–beneficio: Xantato Z-6						
Concepto	Dosificación (g/t)	TM/Día	Consumo (kg/día)	Precio (S/ / kg)	Costo (S/ / día)	Costo (US\$ / día)
Consumo actual	65.0	2040	132.60	11.07	S/ 1,467.80	US\$ 386.26
Consumo optimizado	56.6	2040	115.46	11.07	S/ 1,278.12	US\$ 336.35
Ahorro diario (Δ)	—	—	—	—	S/ 189.69	US\$ 49.92
Ahorro anual (Δ)	—	—	—	—	S/ 69,235.11	US\$ 18,220.82

Nota: Elaboración propia

Imagen 7 Flow sheet de la planta de flotación en MARSA S.A., granulometría 57% -200 malla



Fuente: Balance metalúrgico de flotación de MARSA S.A.

Tabla 5 Matriz de consistencia de Variables.

“OPTIMIZACIÓN DEL CONSUMO DE SULFATO DE COBRE Y XANTATO AMÍLICO DE POTASIO EN EL CIRCUITO DE FLOTACIÓN - MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.”				
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos/Instrumentos
¿Cómo optimizar el consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A.?	Optimizar el consumo de sulfato de cobre y xantato amílico de potasio en el circuito de flotación de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A.	La optimización del consumo de reactivos en el circuito de flotación mediante un diseño experimental estadístico mejora la eficiencia del proceso sin afectar significativamente la recuperación de oro en la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A.	Independientes: Consumo de CuSO_4 y Consumo de Z-6 Dependiente: Recuperación de oro	Estos datos se recolectan con la ayuda de una micropipeta y es medido en g/t.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Variables de las hipótesis específicas	
Problema específico N°1	Objetivo específico N°1	Hipótesis específica N°1	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿Serán posible identificar las variables experimentales que ejercen mayor influencia en la recuperación de oro durante el circuito de flotación?	Identificar las variables experimentales que ejercen mayor influencia en la recuperación de oro durante el proceso de flotación.	Existen variables experimentales que influyen de manera significativa en la recuperación de oro durante el proceso de flotación, las cuales pueden ser identificadas mediante el modelo Plackett-Burman.	Dosificación de CuSO_4	Estos datos se recolectan con la ayuda de una micropipeta y es medido en g/t.
Problema específico N°2	Objetivo específico N°2	Hipótesis específica N°2	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿De qué manera interactúan las variables experimentales sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, así como su efecto en la recuperación de oro en el circuito de flotación?	Evaluar la interacción entre las variables experimentales sulfato de cobre (CuSO_4) y xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, así como su efecto en la recuperación de oro en el circuito de flotación.	La interacción entre el sulfato de cobre (CuSO_4) y el xantato amílico de potasio (Z-6) en sus niveles máximo y mínimo, tendrían un efecto estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro.	Dosificación de Z-6	Estos datos se recolectan con la ayuda de una micropipeta y es medido en g/t.
Problema específico N°3	Objetivo específico N°3	Hipótesis específica N°3	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿Cuáles son las condiciones óptimas de operación y los niveles adecuados de consumo de reactivos que permiten mantener la recuperación de oro en el circuito de flotación?	Determinar las condiciones óptimas de operación y los niveles adecuados de consumo de reactivos que permiten mantener la recuperación de oro en el circuito de flotación.	Será posible determinar las condiciones óptimas de operación y los niveles adecuados de consumo de reactivos mediante el diseño exagonal central compuesto, sin afectar la recuperación de oro en el circuito de flotación.	-	-

Nota: Elaboración propia.