



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

**Evaluación de la recuperación de oro y plata mediante
procesos de flotación y lixiviación de minerales
sulfurados con alto contenido de arsenopirita en la zona
de Sauna–región La Libertad**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Miguel Gianpierre JORGES VILLON

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2024



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

Jorges, M. (2024). *Evaluación de la recuperación de oro y plata mediante procesos de flotación y lixiviación de minerales sulfurados con alto contenido de arsenopirita en la zona de Sauna–región La Libertad*. [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	
Nombres y apellidos	Miguel Gianpierre Jorge Villon
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	48075595
URL de ORCID	-
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08608364
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0001-7411-3866
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Rios
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	José Luis Vidarte Merizalde
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07397539
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Luis Alfredo Orihuela Salazar
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08004136
Datos de investigación	

Línea de investigación	No aplica.
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	Edificio: Universidad Nacional Mayor de San Marcos País: Perú Departamento: Lima Provincia: Lima Distrito: Lima Avenida: Av. Venezuela cuadra 34 Latitud: -12.058333 Longitud: -77.083333
Año o rango de años en que se realizó la investigación	Marzo 2021 – abril 2024
URL de disciplinas OCDE	Mineralogía: https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02 Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



UNMSM

Firmado digitalmente por VEGA
GUILLÉN Víctor Augusto FAU
20148092282 hard
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 19.09.2024 12:40:35 -05:00

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

"Año del Bicentenario, de la consolidación de nuestra Independencia, y de la conmemoración de las heroicas batallas de Junín y Ayacucho"

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 miércoles 11, del mes de Septiembre del 2024 siendo las 18:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Rios
Ing. JOSÉ LUIS, Vidarte Merizalde
Mg. LUIS ALFREDO, Orihuela Salazar

(PRESIDENTE)
(MIEMBRO)
(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: «EVALUACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE PROCESOS DE FLOTACIÓN Y LIXIVIACIÓN DE MINERALES SULFURADOS CON ALTO CONTENIDO DE ARSENOPIRITA EN LA ZONA DE SAUNA-REGIÓN LA LIBERTAD» presentada por Don: MIGUEL GIANPIERRE JORGES VILLON, 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:

DIECISIETE (17) APROBADO CON MENCIÓN HONROSA

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: **Miguel Gianpierre Jorge Villon**.

Siendo las **19:03** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 11 de septiembre de 2024


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RIOS
Presidente


Ing. JOSÉ LUIS VIDARTE MERIZALDE
Miembro


Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
Miembro


Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
ASÉSOR DE TESIS



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

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS en mi condición de asesor acreditado con la Resolución Decanal N° 000278-2024-D-FIGMMG/UNMSM de la tesis, cuyo título es “EVALUACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE PROCESOS DE FLOTACIÓN Y LIXIVIACIÓN DE MINERALES SULFURADOS CON ALTO CONTENIDO DE ARSENOPIRITA EN LA ZONA DE SAUNA – REGIÓN LA LIBERTAD” presentado por el bachiller **MIGUEL GIANPIERRE JORGES VILLON** 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 el software de similitud textual, el documento evaluado cuenta con el porcentaje de **13%** 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.

Firma del Asesor

DNI: 08608364

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS



ÍNDICE

ÍNDICE.....	2
DEDICATORIA.....	5
AGRADECIMIENTOS.....	6
RESUMEN	7
ABSTRACT	9
NOMENCLATURA.....	11
LISTA DE TABLAS	13
LISTA DE FIGURAS	16
CAPÍTULO I: Introducción	18
CAPÍTULO II: Planteamiento del Problema	19
2.1. Descripción de la Problemática	19
2.2. Problema Fundamental	19
2.2.1. Problema General	20
2.2.2. Problemas Específicos	20
2.3. Justificación de la Investigación.....	21
2.3.1. Justificación Tecnológica	21
2.4. Objetivos de la Investigación	22
2.4.1. Objetivos Generales.....	22
2.4.2. Objetivos Específicos	22
2.5. Hipótesis y Variables.....	22
2.5.1. Hipótesis General	22

2.5.2.	Hipótesis Específicas.....	23
2.5.3.	Identificación de Variables.....	23
2.5.4.	Operacionalización de Variables.....	25
CAPÍTULO III: Marco Teórico		26
3.1.	Antecedentes de la Investigación	26
3.2.	Bases Teóricas	28
3.2.1.	Ubicación Geográfica.....	28
3.2.2.	Localización Geográfica.....	28
3.2.3.	Estudio del Oro y Plata.....	29
3.2.4.	Métodos para Tratar los Minerales Sulfurados con Arsenopiritas 40	
CAPÍTULO IV: Metodología de la Investigación		56
4.1.	Tipo y Diseño de Investigación.....	56
4.2.	La Unidad de Análisis	56
4.3.	Población de Estudio	56
4.4.	Tamaño de Muestra	57
4.5.	Selección de Muestra.....	57
4.6.	Procedimiento de la Metodología de Investigación	58
CAPÍTULO V: Metodología de la Investigación.....		60
5.1.	Análisis Mineralógico del Mineral Sulfurado	60
5.1.1.	Interpretación Mineralógico	63
5.1.2.	Distribución de volumen y grados de liberación.....	66
5.1.3.	Interpretación de los grados de liberación de los enlaces	

mineralógicos	67
5.2. Pruebas Experimentales.....	70
5.2.1. Pruebas de flotación del mineral sulfurado	71
5.2.2. Pretratamiento con peróxido de hidrógeno para la cianuración de concentrados refractarios	84
CAPÍTULO VI: Discusión de Resultados.....	95
CONCLUSIONES.....	103
RECOMENDACIONES	105
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107
ANEXOS.....	112

DEDICATORIA

El sacrificio se ve reflejado en hechos, si no hubiera recibido el apoyo de mi familia esto no sería posible hoy en día. Todo el honor y gloria para mi mamita Ángela Felipa Rodríguez Huerta y mi madre Carmen Marina Villon Rodríguez, mi sensato y querido padre Don Víctor Miguel Jorge Ruíz, los que fueron mis pilares para poder seguir adelante y cumplir mis sueños. A mi querido hermano Jerson Jorge Villon, mi amigo incondicional.

“Ni el cielo es el límite, junto a toda mi querida familia Jorge Villon”

AGRADECIMIENTOS

Agradezco infinitamente que esta investigación desarrollada sea posible, primero a Dios y a mi familia, que son mi mayor motivo e inspiración para seguir adelante, a mi alma mater (La Decana de América) la Universidad Nacional Mayor de San Marcos y a mi escuela profesional Ingeniería Metalúrgica, que forma hombres de acero con corazón de oro.

El agradecimiento también a mi asesor, el Dr. Vidal Sixto Aramburú Rojas, docente de la Escuela Profesional Ingeniería Metalúrgica, quien fue uno de mis ejemplos para poder seguir con esta hermosa profesión y realizar cada meta, con dedicación y vocación. Hoy es posible la realización de esta tesis de pregrado gracias a su orientación.

Mi agradecimiento a toda la plana docente de la Escuela Ingeniería Metalúrgica que contribuyeron en mi formación, “metalúrgico del Perú, para el mundo”.

RESUMEN

En la presente tesis se investigó el mineral sulfurado que contiene arsenopirita, teniendo como objetivo principal la evaluación de la recuperación de oro y plata, a través de los procesos de flotación y posteriormente la lixiviación con cianuro de sodio, proveniente de la zona de Sauna, región La Libertad.

La investigación experimental consistió en evaluar la recuperación de oro y plata, variando la concentración de peróxido de sodio como pretratamiento a la lixiviación. Igualmente, también se buscó pasivar a los minerales cianicidas, mejorando así la extracción de estos metales.

Se efectuaron ocho pruebas experimentales del proceso de flotación a nivel laboratorio variando la granulometría (65.24 y 80.23% - 200 malla), y el consumo de colector xantato amílico de potasio (20 y 50 g/TM). Se utilizó (Minitab 19) el diseño experimental factorial con 2 factores, 2 niveles y 2 réplicas, para analizar la contribución de la granulometría del mineral y la dosificación del reactivo Z-6 (1%). Obteniendo los modelos de Rec. Au (%) = $13.66 + 0.8731 * (\text{Granulometría})(\% - 200\text{Malla}) - 0.069 * (\text{Z-6})(1\%) + 0.00414 * (\text{Granulometría})(\% - 200\text{Malla}) * (\text{Z-6})(1\%)$ y Rec. Ag (%) = $69.344 + 0.09036 * (\text{Granulometría})(\% - 200\text{Malla}) - 0.76785 * (\text{Z-6})(1\%) + 0.013283 * (\text{Granulometría}) * (\% - 200\text{Malla}) * (\text{Z-6})(1\%)$, con una correlación que tiene como coeficiente 0.9964 y 1 para el oro y la plata respectivamente.

Posteriormente se evaluó la oxidación con peróxido de hidrógeno como pretratamiento del resultado óptimo del concentrado de flotación, permitiendo una mayor oxidación del mineral favoreciendo el contacto con el reactivo de cianuración. Además, se utilizó también el diseño experimental factorial para evaluar las variables de

dosificación de peróxido de hidrógeno y tiempo de pretratamiento en función a la recuperación de oro y plata. Presentando los modelos de $\text{Rec. Au (\%)} = 51.03 + 2.16 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) - 0.410 * (\text{Tiempo})(\text{hora}) + 1.111 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) * (\text{Tiempo})(\text{horas})$ y $\text{Rec. Ag (\%)} = 50.17 + 0.81 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) - 2.172 * (\text{Tiempo})(\text{horas}) + 1.452 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) * (\text{Tiempo})(\text{hora})$, los cuales presentan un coeficiente de correlación de 0.9910 y 0.9892 de oro y plata respectivamente.

La mejor evaluación de recuperación en el proceso de lixiviación se obtuvo con un pretratamiento con peróxido de hidrogeno de 4 g/TM, la granulometría de 80.23% - 200 malla, dando una extracción de oro y plata de 84.34 y 73.19% respectivamente.

PALABRA CLAVE: Cianuración, flotación, granulometría, peróxido de hidrógeno, pretratamiento, recuperación oro y plata.

ABSTRACT

The main objective of this thesis is to evaluate the recovery of gold and silver through the metallurgical process of flotation and later leaching with sodium cyanide, from the Sauna area, La Libertad region.

The experimental research consisted of evaluating the recovery of gold and silver, varying the concentration of sodium peroxide as pretreatment to the leaching. Likewise, we also sought to passivate the cyanide minerals, thus improving the extraction of these metals.

Eight experimental tests of the flotation process were carried out at laboratory level varying the granulometry (65.24 and 80.23% - 200 mesh), and the consumption of potassium amyl xanthate collector (20 and 50 g/TM), the experimental factorial design was used (Minitab 19) with 2 factors, 2 levels and 2 replicates to analyze the contribution of the mineral granulometry and the dosage of the Z-6 reagent (1%). Obtaining the models of $\text{Rec. Au (\%)} = 13.66 + 0.8731 * (\text{Granulometry})(\% - 200\text{Mesh}) - 0.069 * (\text{Z-6})(1\%) + 0.00414 * (\text{Granulometry})(\% - 200\text{Mesh}) * (\text{Z-6})(1\%)$ and $\text{Rec. Ag (\%)} = 69.344 + 0.09036 * (\text{Granulometry})(\% - 200\text{Mesh}) - 0.76785 * (\text{Z-6})(1\%) + 0.013283 * (\text{Granulometry}) * (\% - 200\text{Mesh}) * (\text{Z-6})(1\%)$, with correlation having coefficient 0.9964 and 1 for gold and silver respectively.

Subsequently, oxidation with hydrogen peroxide was evaluated as a pretreatment of the optimum result of the flotation concentrate, allowing a greater oxidation of the mineral favoring the contact with the cyanidation reagent. In addition, the factorial experimental design was also used to evaluate the variables of hydrogen peroxide dosage and pretreatment time as a function of gold and silver recovery. Presenting the models of

$$\text{Rec.Au(\%)} = 51.03 + 2.16 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) - 0.410 * (\text{Time})(\text{hour}) + 1.111 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) * (\text{Time})(\text{hours})$$
 and

$$\text{Rec.Ag(\%)} = 50.17 + 0.81 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) - 2.172 * (\text{Time})(\text{hours}) + 1.452 * (\text{H}_2\text{O}_2)(\text{g/TM}) * (\text{Time})(\text{hour}),$$
 which present a correlation coefficient of 0.9910 and 0.9892 of gold and silver respectively.

The best recovery evaluation in the leaching process was obtained with a hydrogen peroxide pretreatment of 4 g/TM, particle size of 80.23% - 200 mesh, giving a gold and silver extraction of 84.34 and 73.19% respectively.

KEYWORD: Cyanidation, flotation, particle size, hydrogen peroxide, pretreatment, gold and silver recovery.

NOMENCLATURA

Oz/TC	Onza por tonelada corta.
ozt	Onzas troy.
°C	Grados centígrados.
mm	Milímetro.
L/S	Relación líquido-sólido.
ml	Mililitro.
m	Metro.
µm	Una micra o micrómetro.
Kg/m ³	Kilogramos por metro cúbico.
pH	Variación de Hidrógeno.
"	Pulgada.
US\$	dólares americanos.
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.
Eh	Potencial rédox.
RPM	Revoluciones por minuto.
Ln	Logaritmo natural o neperiano
Moz	Millones de onzas.
lb/Oz	Libra por onza.
° ' ''	Latitud (grados, minutos, segundos)
d.C	Después de Cristo.
Apy	Arsenopirita.

Py	Pirita.
ef	Esfalerita.
gn	Galena.
bou	Boulangerita.
CGRs	Cobre gris.
cz	Cuarzo.
OXs/HOXsFe	Óxidos/ Hidróxidos de hierro.
GGs	Gangas no opacas.
S	Desviación estándar de una población.
R-cuad	Coeficiente de determinación.
SC Ajust	La suma de cuadrados ajustada de un término.
SC Sec	Las sumas 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	Total de grados de libertad.
PRESS	Suma de los cuadrados de error de predicción.
AICc	Criterio de información de Akaike corregido.
BIC	Criterio de información bayesiano.

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Limites de coordenadas geográficas (Centro Poblado Sauna)	29
Tabla 2 Ciudades limitantes del Centro Poblado de Sauna	29
Tabla 3 Minerales que contienen oro.	31
Tabla 4 Propiedades físicas del oro	35
Tabla 5 Volumen de la producción minera metálica del Perú.....	38
Tabla 6 Valor de las exportaciones metálicas (US\$ millones)	39
Tabla 7 Cotización de los principales metales.....	40
Tabla 8 Tamaño apropiado para la flotación de minerales sulfurados.	46
Tabla 9 Tamaño de partícula y equipos de flotación o concentración para oro	46
Tabla 10 Minerales presentes en la muestra estudiada	62
Tabla 11 Volumen y grados de liberación de los minerales	66
Tabla 12 Los tipos de enlaces y su respectiva posibilidad de liberación.....	67
Tabla 13 Pruebas de molienda a diferentes tiempos.....	70
Tabla 14 Contenido de oro y plata del mineral sulfurado.	70
Tabla 15 Condiciones de operación para el proceso de flotación.	72
Tabla 16 Niveles de dosificación valor mínimo y máximo de las variables en estudio.	73
Tabla 17 Diseño factorial para el desarrollo de pruebas metalúrgicas de flotación.	73
Tabla 18 Balance metalúrgico de prueba N°1 de flotación con granulometría 65.24% - 200 malla, 20g/TM y Z-6 (1%).	74
Tabla 19 Balance metalúrgico de prueba N°2 de flotación con granulometría 80.23% - 200 malla, 20g/TM y Z-6 (1%).	74
Tabla 20 Balance metalúrgico de prueba N°3 de flotación con granulometría 65.24% -	

200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).	75
Tabla 21 Balance metalúrgico de prueba N°4 de flotación con granulometría 80.23% - 200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).	75
Tabla 22 Balance metalúrgico de prueba N°5 de flotación con granulometría 65.24% - 200 malla, 20 g/TM y Z-6 (1%).	76
Tabla 23 Balance metalúrgico de prueba N°6 de flotación con granulometría 80.23% - 200 malla, 20 g/TM y Z-6 (1%).	76
Tabla 24 Balance metalúrgico de prueba N°7 de flotación con granulometría 65.24% - 200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).	77
Tabla 25 Balance metalúrgico de prueba N°8 de flotación con granulometría 80.23% - 200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).	77
Tabla 26 Análisis de varianza para la recuperación de oro.	78
Tabla 27 Coeficientes de correlación del modelo ajustado.	80
Tabla 28 Análisis de varianza para la recuperación de plata.	81
Tabla 29 Coeficientes de correlación del modelo ajustado.	83
Tabla 30 Condiciones de operación para el proceso de cianuración.	84
Tabla 31 Valores mínimos y máximos de las variables de pretratamiento.	85
Tabla 32 Diseño factorial para desarrollar las pruebas metalúrgicas de cianuración.	85
Tabla 33 Balance metalúrgico de prueba N°1 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 2 g/TM de H ₂ O ₂	86
Tabla 34 Balance metalúrgico de prueba N°2 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 4 g/TM H ₂ O ₂	86
Tabla 35 Balance metalúrgico de prueba N°3 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 2 g/TM de H ₂ O ₂	86

Tabla 36 Balance metalúrgico de prueba N°4 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 4 g/TM de H ₂ O ₂	87
Tabla 37 Balance metalúrgico de prueba N°5 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 2 g/TM de H ₂ O ₂	87
Tabla 38 Balance metalúrgico de prueba N°6 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 4 g/TM de H ₂ O ₂	87
Tabla 39 Balance metalúrgico de prueba N°7 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 2 g/TM de H ₂ O ₂	88
Tabla 40 Balance metalúrgico de prueba N°8 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 4 g/TM de H ₂ O ₂	88
Tabla 41 Análisis de varianza para la recuperación de oro.	89
Tabla 42 Coeficientes de correlación del modelo ajustado para el oro.	91
Tabla 43 Análisis de varianza para la recuperación de plata.	92
Tabla 44 Coeficientes de correlación del modelo ajustado para la plata.	94
Tabla 45 Resultados de las pruebas metalúrgicas del proceso de flotación.	97
Tabla 46 Resultados de las pruebas metalúrgicas del proceso de lixiviación con pretratamiento previo con H ₂ O ₂	101
Tabla 47 Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral sulfurado con cianuro de sodio.	102
Tabla 48 Volúmenes y grados de liberación de los minerales observados.	115
Tabla 49 Matriz de consistencia	116

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1 *Evolución anual de las inversiones mineras (US\$ millones).* 39
- Figura 2 *La depresión de la arsenopirita con 100 mg/l de permanganato muestra cómo la concentración de xantato afecta a la selectividad.* 44
- Figura 3 *Difractograma del mineral de cabeza.* 60
- Figura 4 *Micrografía del mineral sulfurado.* 61
- Figura 5 *Espectro de algunos elementos.* 61
- Figura 6 *Mapeos de distribución de composición química de algunos elementos.* 62
- Figura 7 *Grado de liberación de los minerales.* 66
- Figura 8 *Distribución porcentual de los enlaces existentes.* 67
- Figura 9 *Partícula de pirita con pequeña inclusión de electrum.* 68
- Figura 10 *Partícula de pirita asociada con arsenopirita con pequeñas inclusiones de electrum.* 68
- Figura 11 *Partícula de arsenopirita con cobres grises.* 69
- Figura 12 *Partícula de pirita con cobres grises.* 69
- Figura 13 *Curva de moliendabilidad del mineral sulfurado.* 71
- Figura 14 *Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.* 79
- Figura 15 *Gráfica normal de efectos estandarizados* 79
- Figura 16 *Diagrama de Pareto de efectos estandarizados* 82
- Figura 17 *Grafica normal de efectos estandarizados.* 82
- Figura 18 *Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.* 90
- Figura 19 *Gráfica normal de efectos estandarizados.* 90
- Figura 20 *Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.* 93

Figura 21 *Gráfica normal de efectos estandarizados* 93

Figura 22 *Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación sin pretratamiento con peróxido de hidrógeno.* 99

Figura 23 *Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación con pretratamiento con 4 g/TM peróxido de hidrógeno a 3 horas agitación.* 99

Figura 24 *Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación con pretratamiento con 4 g/TM peróxido de hidrógeno a 6 horas de agitación.* 100

Figura 25 *Porcentaje de recuperación de oro y la plata después del proceso de lixiviación.* 102

Figura 26 *Circuito del proceso metalúrgico para diseñar una planta de concentración y lixiviación de oro y plata de minerales sulfurados con contenido de arsenopirita en la zona de Sauna- La Libertad.* 112

Figura 27 *Socavón de la mina artesanal, centro poblado de Sauna.* 113

Figura 28 *Carga y transporte de 30 TM de mineral sulfurado.* 113

Figura 29 *Mineral homogenizado para realizar el cuarteo y obtener una muestra representativa.* 114

Figura 30 *Mineral sulfurado contenido de arsenopirita.* 114

CAPÍTULO I: Introducción

La actividad minería en el Perú es de suma importancia, porque es una de las actividades extractivas que contribuye al Producto Interno Bruto (PBI); la variedad de los minerales hace que sea un país minero por excelencia. Sin embargo; en esta actividad también se encuentran dificultades en la extracción de algunos minerales, como es en este caso, la explotación del mineral de arsenopirita, donde encontramos asociados a esta al oro y a la plata como metales preciosos.

Este trabajo de investigación se desarrolló por la necesidad de encontrar alternativas de extracción de metales como el oro y la plata de minerales asociados a arsenopiritas. Dando lugar a un análisis y experimentación por medio de la preconcentración por flotación y una lixiviación convencional, que aumentará la extracción de estos metales preciosos; específicamente; minerales de arsenopirita proveniente del centro poblado de Sauna- región La Libertad.

Al mineral de cabeza se le realizaron diversas pruebas metalúrgicas de concentración, se inició con un proceso de flotación, y al mejor concentrado de esta, se le realizó un pretratamiento con peróxido de hidrógeno, y posteriormente; se le llevó a un proceso de cianuración convencional.

La necesidad de la etapa de flotación es favorable porque concentra la mayor cantidad de oro y plata para posteriormente al concentrado de esta, por lixiviación con cianuro de sodio se recupera hasta un 84.34 y 73.19% de oro y plata respectivamente. Esta investigación tiene la finalidad de buscar un proceso metalúrgico adecuado, para la extracción de los metales preciosos contenidos en el mineral sulfurado de arsenopirita, de la zona de Sauna- La Libertad.

CAPÍTULO II: Planteamiento del Problema

2.1. Descripción de la Problemática

En la zona de Sauna–región La Libertad se procesan de manera artesanal minerales sulfurados que contiene arsenopirita, mediante un proceso de lixiviación directa con cianuro de sodio, las cuales presentan bajas recuperaciones los metales de oro y plata, llegando solo hasta el 40 y 28% respectivamente. Para determinar las leyes del oro y la plata del mineral sulfurado se envió una muestra representativa al laboratorio de análisis químico, el cual reportó 0.28 Oz-Au/Tc y 0.25 Oz-Ag/Tc. Es esta la razón que el presente trabajo de investigación propone evaluar la recuperación de oro y plata mediante tres etapas consecutivas, la primera de flotación, a sus concentrados sigue un pretratamiento con peróxido de hidrógeno y posteriormente la lixiviación con cianuro de sodio.

Por ello surge la necesidad de investigar y determinar un proceso para la extracción de oro y plata de estos minerales que van asociados a arsenopiritas, que dificultan la extracción de estos metales preciosos, ya que existen muchos yacimientos mineros de estas características en varias partes del Perú.

2.2. Problema Fundamental

El problema de esta investigación recae en los procesos metalúrgicos convencionales como lixiviación directa y flotación. Aplicar este tipo de procesos, a minerales con arsenopirita aurífera, ocasiona que la extracción de oro y plata sean muy bajas. La característica que presentan las arsenopiritas es que son minerales refractarios

con fuertes dificultades para extraer sus metales de valor. Por eso; en el desarrollo de este trabajo de investigación, se evaluó el proceso metalúrgico que ayudo a tener mayor recuperación del oro y la plata, presentes en el mineral sulfurado.

2.2.1. Problema General

¿Cómo evaluar la recuperación de oro y plata de los minerales con contenidos de arsenopirita de la zona de Sauna–región La Libertad, mediante procesos metalúrgicos de flotación y lixiviación?

2.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles son las variables determinantes para evaluar la recuperación de oro y plata de este mineral sulfurado con arsenopirita?
- ¿Cómo realizar el proceso de pretratamiento del concentrado de flotación obtenido en la primera etapa para lograr reducir el consumo de cianuro y hacer que se logre la recuperación de oro y plata dentro de un rango aceptable?
- ¿Cuáles son las variables determinantes para realizar la lixiviación del concentrado pre–tratado para recuperar oro y plata?

2.3. Justificación de la Investigación

Esta investigación se justifica por la evidente necesidad de generar información de como extraer metales preciosos de minerales que contienen arsenopirita, ya que el Perú dispone de grandes reservas con este tipo de mineralogía. Este trabajo se enfoca en evaluar la extracción de oro y plata mediante los procesos metalúrgicos de flotación, pretratamiento y una lixiviación convencional. Aplicado esto se llega a recuperar en mayor cantidad los metales preciosos asociados a las arsenopiritas. Estas recuperaciones son aceptables, porque se logra aumentar la rentabilidad en todo el proceso de extracción y concentración de estos minerales de arsenopirita aurífera. Dando al centro poblado de Sauna un incentivo para su desarrollo y dando inclusión sobre el territorio peruano.

2.3.1. Justificación Tecnológica

Este estudio tecnológico se justifica, en base a los procesos metalúrgicos utilizados como son: flotación, pretratamiento y lixiviación. Y que estos procesos puedan ser replicados a nivel industrial, para pequeña, mediana y gran escala para la recuperación de oro y plata.

El enfoque que se quiere dar, por lo expuesto anteriormente, debe de ser viable para la recuperación de estos metales preciosos y que justifique los costos de explotación y beneficio en el centro poblado de Sauna; por lo tanto, como el trabajo de investigación está orientado a ello, queda justificado su desarrollo para actividades de extracción de estos minerales sulfurados de las minas, con el fin de beneficiar a la población a través de los procesos mencionados.

2.4. Objetivos de la Investigación

2.4.1. *Objetivos Generales*

- Evaluar la recuperación de oro y plata de minerales sulfurados que contienen arsenopirita, mediante los procesos de flotación en la primera etapa, seguido de un pretratamiento con peróxido de hidrogeno de los concentrados de flotación, para luego efectuar la lixiviación con cianuro de sodio en la zona de Sauna, región La libertad.

2.4.2. *Objetivos Específicos*

- Realizar el proceso de flotación e identificar las variables que son determinantes para evaluar la recuperación de oro y plata de este mineral sulfurado de arsenopirita.
- Efectuar el pretratamiento del concentrado con peróxido de hidrogeno obtenido de la flotación para recuperar oro y plata.
- Lixiviar el concentrado pretratado para incrementar la recuperación de oro y plata.

2.5. Hipótesis y Variables

2.5.1. *Hipótesis General*

- La evaluación permitirá que los procesos metalúrgicos utilizados como: flotación del mineral, pretratamiento con peróxido de hidrogeno y la lixiviación de estos concentrados de flotación sean viables para incrementar la recuperación de oro y plata.

2.5.2. Hipótesis Específicas

- Identificar mediante microscopía óptica las otras especies mineralógicas asociadas a los minerales sulfurados con arsenopirita para determinar, los grados de liberación, la distribución volumétrica, las partículas entrelazadas y libres, y el tamaño de partícula extraídas en la zona de Sauna.
- Evaluar las variables para recuperar oro y la plata en el proceso de flotación como la granulometría del mineral y el colector utilizado.
- Determinar el mejor concentrado de flotación, que posteriormente recibirá un pretratamiento con peróxido de hidrógeno para oxidarlo, esto para determinar las variables como: el tiempo del pretratamiento y el consumo del peróxido de hidrógeno. Para luego someterlo a una lixiviación con cianuro de sodio.

2.5.3. Identificación de Variables

Variables a considerar en la primera etapa del proceso metalúrgico de la flotación son:

Variable independiente:

- Granulometría
- Dosificación de colector Z-6

Variable dependiente:

- Porcentaje de recuperación de oro y plata

Variables intervinientes controladas:

- Densidad de pulpa
- Tiempo del acondicionamiento de pulpa
- pH pulpa de flotación
- Tiempo de la flotación
- Velocidad de agitación
- Consumo de reactivos

Variables a considerar en la etapa de pretratamiento con peróxido de hidrógeno son:

Variable independiente:

- Tiempo de pretratamiento
- Consumo del peróxido de hidrógeno

Variable dependiente:

- Grados de oxidación

Variables intervinientes controladas:

- Granulometría del concentrado de flotación
- La densidad de pulpa

Variables a considerar en la etapa de lixiviación de los concentrados de flotación son:

Variable independiente:

- Tiempo de lixiviación

Variable dependiente:

- Porcentajes de la recuperación de oro y plata

Variables intervinientes controladas:

- Granulometría del concentrado de flotación
- El pH de cianuración
- Concentración de cianuro de sodio
- La densidad de pulpa

2.5.4. Operacionalización de Variables

Para la identificación y el tratamiento de cómo influyen las variables en estos procesos de flotación y lixiviación, se empleó el análisis estadístico del software Minitab 19, así como también los balances metalúrgicos, la evaluación y el análisis de los resultados, que nos permitió interpretar la influencia entre variables, como son las dependientes e independientes para el presente estudio de investigación.

CAPÍTULO III: Marco Teórico

3.1. Antecedentes de la Investigación

Liu et al. (2023) en el artículo de investigación “Lixiviación por oxidación a presión ácida de arsenopirita en presencia de pirita: Cinética del consumo de oxígeno”. En este estudio, se ha investigado la oxidación a presión de arsenopirita y arsenopirita-pirita, empleando mezclas en un sistema $\text{H}_2\text{SO}_4\text{-O}_2$, con el objetivo de conocer la cinética del consumo de oxígeno para investigar los mecanismos de oxidación.

Liu et al. (2024) en el artículo de investigación titulado “Análisis termodinámico y estudio PXRD in situ de la fase mineralógica. Transformación de arsenopirita en oxidación a presión ácida”, encontró que la oxidación por presión ácida es un método de pretratamiento rentable para liberar oro refractario de la arsenopirita y la pirita antes de la cianuración.

Jiang et al. (2023) en el artículo científico “Estudios experimentales y teóricos del mecanismo de oxidación de arsenopirita en presencia de peróxido de hidrógeno”, para explicar cómo el oxígeno de las moléculas de peróxido de hidrógeno adsorbidas químicamente oxida los átomos de arsénico en la superficie. Además, los resultados computacionales demuestran que el peróxido de hidrógeno se divide en dos grupos hidroxilo que sirven como coordenadas superficiales para los átomos de hierro y arsénico en la arsenopirita.

Forson et al. (2021) en el estudio científico titulado “Flotación diferencial de pirita y arsenopirita: Efecto del peróxido de hidrógeno y del colector”, investigaron el papel del peróxido de hidrógeno y del tipo de colector en la flotación selectiva de la pirita y de la arsenopirita.

Rogozhnikov et al. (2021) en su investigación científica titulada como “Cinética y mecanismo de lixiviación de arsenopirita en soluciones de ácido nítrico en la presencia de pirita y iones Fe (III)”, examinaron la cinética y el mecanismo de oxidación natural de la arsenopirita mineral en medios de ácido nítrico, junto con el efecto de la pirita sobre las características cinéticas de disolución, utilizando el modelo de núcleo de contracción (SCM).

Baharun et al. (2020) en su publicación científica “Efecto del peróxido de hidrógeno y del nitrato de plomo (II) en la lixiviación de oro con cianuro, del mineral mesotérmico de Malasia”, investigaron cómo afectaban el nitrato de plomo ($\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$) y el peróxido de hidrógeno (H_2O_2) al porcentaje de recuperación de oro. Se utilizó el enfoque de diseño de superficie de respuesta del análisis estadístico para determinar los parámetros operativos ideales para la extracción de oro.

Dueñas & Graff (2018), en la tesis “Recuperación de oro y plata por medio de concentración por flotación y lixiviación con cianuro”, sugieren utilizar técnicas como la lixiviación a presión con cianuro y la flotación selectiva para aumentar la recuperación de oro y plata. Como materia prima se utiliza mineral de la mina Bacís, ubicada en el municipio de Otáez, Durango, México, cerca de las ciudades de San José de Bacís y Cardos.

Zaldaña & Zavaleta (2016), en la tesis “Influencia de la temperatura y de la granulometría en el pretratamiento por lixiviación alcalina (Na_2S y NaOH) de un mineral refractario con contenido de arsénico procedente de Sayapullo, en el incremento de la recuperación de oro mediante cianuración”, estudia la influencia de la temperatura y la granulometría, y el efecto del pretratamiento con soda cáustica (NaOH) y sulfuro de sodio

(Na₂S), en la lixiviación alcalina para la recuperación de oro con alto contenido de arsénico procedente de Sayapullo.

Santos-Munguía et al. (2018) evaluaron métodos alternos a la cianuración en "Memorias del XXVII Congreso Internacional de Metalurgia Extractiva "Avances en Metalurgia, Materiales y Medio Ambiente". Universidad Autónoma de Zacatecas. En este trabajo se examinó la disolución de oro asociado a teluro en un mineral de jales en relación con los efectos de diversos pretratamientos oxidativos en un mineral industrial (peróxido de hidrógeno, hipoclorito de sodio), así como diferentes agentes lixiviantes como tiosulfato, tiourea e hipoclorito de sodio, así como alto pH e inyección de oxígeno en una cianuración convencional.

3.2. Bases Teóricas

3.2.1. Ubicación Geográfica

Centro Poblado Sauna se ubica en (Mendoza, 2016):

Región	:	La Libertad
Provincia	:	Gran Chimú
Distrito	:	Lucma

3.2.2. Localización Geográfica

El Centro poblado de Sauna forma parte del entorno natural de Yunga Marítima y está situado en la sierra norte del país, al suroeste del departamento de Cajamarca.

Entre las coordenadas que se muestran en la Tabla 1 a continuación es donde se encuentran los puntos extremos (Mendoza, 2016):

Tabla 1

Limites de coordenadas geográficas (Centro Poblado Sauna)

Orientación	Coordenadas
Latitud Sur	07°41'21.9''S
Longitud Oeste	78°36'14.7''W

Nota: Mendoza (2016)

Tabla 2

Ciudades limitantes del Centro Poblado de Sauna

Orientación	Ciudad
Norte	Zapotal
Este	Lucma capital del distrito de Lucma, provincia Gran Chimú
Sur	Compín- Distrito de Marmot, provincia Gran Chimú.
Oeste	Caserío las Palmas- Distrito de Marmot, provincia Gran Chimú.

Nota: (Alva et al., 2018)

3.2.3. Estudio del Oro y Plata

3.2.3.1. Papel del Oro y Plata en la Historia

Incluso antes de ser descubiertos, las aspiraciones de prosperidad de los primeros conquistadores se vieron enormemente acrecentadas por los hallazgos de oro y plata en el continente americano. Los cronistas ofrecen abundante información sobre la increíble riqueza metálica de Perú, así como sobre los diversos procesos tecnológicos implicados en la extracción de ambos metales y su transformación en magníficos objetos. También discuten la importancia y el valor del oro y la plata en el Perú prehispánico (Cruz, 1999).

Al igual que el oro, la plata se utilizaba en ritos religiosos y ceremoniales e incluso se unía al oro para crear una sola pieza. Aunque su uso a menor escala se remonta casi

tanto como el del oro, su explotación masiva comenzó en el segundo milenio d.C. Se obtenía fácilmente en su estado natural sin requerir grandes esfuerzos tecnológicos porque estaba ampliamente distribuida por la superficie terrestre, incluso en menas y arenas fluviales. Periodistas como Cieza de León, entre otros muchos, dan cuenta de minas de plata, entre ellas la conocida mina inca de Porco, situada cerca de la actual ciudad de Potosí (Cruz, 1999).

3.2.3.2. El Oro y Plata en la Naturaleza

Los yacimientos del Mioceno han producido plata y oro. La producción de oro ha superado las 1600 toneladas (~54 Moz) y ha procedido principalmente de yacimientos epitermales con fuerte sulfuración. Mientras que la plata se ha recuperado de yacimientos epitermales y polimetálicos con superposición epitermal, alcanzando un nivel de producción de unas 123 mil toneladas (3953 Moz) (Acosta, 2011).

Los yacimientos epitermales miocenos albergan el 74% de las reservas y recursos de oro y el 71% de los de plata. (Acosta, 2011).

La mayor parte del oro natural se encuentra en aleaciones con plata. Si el tamaño del grano es suficientemente grande ($> 10\mu\text{m}$), puede recuperarse mediante concentración gravimétrica. Su peso específico oscila entre 16,0 y 19,30. En soluciones de cianuro, el oro nativo y el electrum (oro que contiene entre un 20 y un 25% de plata) se disuelven fácilmente. En los minerales de oro naturales también se encuentran diversas aleaciones que contienen antimonio, telurio, selenio, bismuto, mercurio, cobre, hierro y platino. Los óxidos, silicatos, carbonatos, sulfatos y sulfuros de oro son ejemplos de minerales de oro no naturales (Coetzee & Eksteen, 2011).

3.2.3.3. Principales Minerales Auríferos y Argentíferos

3.2.3.3.1. Naturaleza y Poseedores de Oro

Tabla 3

Minerales que contienen oro.

Oro microscópico (oro visible)	Oro submicroscopico (oro invisible)
- Aleaciones de Oro - Oro nativo (Au) - Oro argentífero (Electrum) (Au, Ag) - Tetraaricuprico (Cu Au) - Aurocuprido (Cu₃Au) - Kustelita (Ag, Au) - Teluro de Oro - Calaverita (AuTe) - Antimonio de Oro - Auristibita (AuSb₂) - Bismuto de Oro - Maldonita (Au₂Bi)	- Soluciones Solidas de Oro & Oro Coloidal - Arsenopirita (FeAsS) - Pirita (FeS₂) - Marcasita (FeS₂) - FeOx (Fe₃O₄-Fe₂O₃) - Lollingita (FeAs₂) - Chalcopyrita (CuFeS₂) - Realgar (AsS) - Enargita (Cu₃AsS₄) - Acantita (Ag₂S) - Minerales arcillosos - Oro Ligado Superficie (Oro Absorbido) - Oro Metálico & Complejos de Oro - FeOx (Fe₃O₄-Fe₂O₃) - Cuarzo manchado - Material Carbonoso (C- matter) - Grafito - Arsenopirita (FeAsS) - Pirita (FeS₂)

Nota: (Canchari & Perez, 2021)

3.2.3.3.2. Naturaleza y Portadores de Plata

Los minerales que contienen compuestos de plata, como los que contienen azufre (argentita, Ag₂S), arsénico (proustita, Ag₃AsS₃), antimonio (pirargirita, Ag₃SbS₃) o cloro (plata córnea, AgCl), son generalmente donde se encuentra la plata en su estado nativo. Dado que los sulfuros y los sulfosales son las formas primarias de la plata, aproximadamente tres cuartas partes de su producción se obtienen como subproducto, principalmente a partir del cobre y el plomo (Chillón & Mejía, 2018).

Hay numerosos minerales que contienen plata, entre ellos::

- Acantita (Ag_2S)
- Andorrita ($\text{AgPbSb}_3\text{S}_6$)
- Aguilarita (Ag_4SeS)
- Estefanita (Ag_5SbS_4)
- Eugenita ($\text{Ag}_{11}\text{Hg}_2$)
- Lengenbachita ($\text{Ag}_4\text{Cu}_2\text{Pb}_{18}\text{As}_{12}\text{S}_{39}$)
- Mckinstryíta ($\text{Ag, Cu}_2\text{S}$)
- Miargirita(AgSbS_2)
- Marrita (AgPbAsS_3)
- Matildita(AgBiS_2)
- Pearceíta $\text{Cu}(\text{Ag, Cu})_6\text{Ag}_9\text{As}_2\text{S}_{11}$
- Pirostilpnita (Ag_3SbS_3)
- Pirquitasita ($\text{Ag}_2\text{ZnSnS}_4$)
- Samsonita ($\text{Ag}_4\text{MnSb}_2\text{S}_6$)
- Weishanita ($\text{Au, Ag}_{1.2}\text{Hg}_{.8}$)

3.2.3.4. Tipos de Yacimientos Auríferos y Argentíferos

3.2.3.4.1. Yacimientos Mesotermales

Las rocas metamórficas que contienen cambios carbonosos y silíceos que introdujeron oro son las rocas huésped de los yacimientos mesotérmicos. Habitualmente alojado en rocas supracrustales (rocas menos intrusivas), el oro se encuentra en vetas de cuarzo. Los granos de oro suelen presentar proporciones Au/Ag elevadas y su tamaño varía de submicroscópico a mayor. El sulfuro asociado más común es la pirita, con

cantidades menores de pirrotita, arsenopirita, esfalerita, galena y lollingita. Los telururos también pueden encontrarse ocasionalmente en cantidades considerables (Barriga, 2019).

3.2.3.4.2. *Yacimiento de Placer*

El oro se concentra de forma aluvional a partir de rocas desgastadas o sedimentos para formar depósitos aluviales. Estos depósitos no consolidados están vinculados a diversos minerales pesados. Los yacimientos consolidados, frecuentemente relacionados con la mineralización de uranio, se denominan paleoplaceres. Uno de los yacimientos de paleo placeres más productivos del mundo es Whitwatersrand. En los yacimientos aluviales se encuentran granos de oro con una elevada relación Au/Ag, y el tamaño de los granos cambia con la distancia recorrida: se hacen más pequeños cuanto más lejos se desplaza el oro. Mientras que los yacimientos de paleoplastones necesitan una reducción de tamaño antes de poder utilizar los métodos gravimétricos, los yacimientos aluviales suelen liberar el oro, lo que facilita su extracción mediante métodos gravimétricos (Barriga, 2019).

3.2.3.4.3. *Yacimientos Epitermales*

Los yacimientos de baja temperatura conocidos como yacimientos epitermales se crean en el interior de un kilómetro de la corteza terrestre. Se producen a partir de una circulación hidrotermal prolongada de fluidos relacionados con la actividad intrusiva y volcánica, y se clasifican en alta y baja sulfuración. Estos yacimientos presentan una fuerte zonación vertical y lateral y un elevado gradiente geotérmico debido a su proximidad a la corteza terrestre. Varias generaciones de pulsos de fluidos metálicos dieron lugar a las zonas mineralizadas epitermales, que precipitaron bajo diversas

circunstancias de pulsos hidrotermales. Los cambios propilíticos y la pirita laminar ligada a la barita, la alumnita y el azufre nativo son características de los yacimientos de alta sulfuración. Sulfuros de Cu-Fe y sulfosales de cobre (enargita, luzonita) están ligados a estos depósitos. La adularia, la mica, la clorita y la alteración sericitica se encuentran en los depósitos de baja sulfuración (Barriga, 2019).

3.2.3.4.4. *Vetas y filones*

Las vetas o filones son cuerpos de caras aproximadamente paralelas y poco espesor en relación con las demás dimensiones que se forman tras fallas o zonas de fractura. Pueden rellenarse, la roca que las recubre puede desplazarse parcial o totalmente de las fisuras, o pueden darse ambos procesos a la vez. Dependiendo de si las vetas rellenan una única fisura, muchas fisuras aproximadamente paralelas, una red entrelazada de vetas, o su espesor es muy variable, pueden ser simples, complicadas, ramificadas (stock-works) o irregulares.

Los "filones de mena" son concentraciones de minerales valiosos que se encuentran en vetas que rara vez están compuestas únicamente de mena; en cambio, suelen ser una mezcla de mena y ganga. Los autores anglosajones utilizan el término "lodes" para referirse a los filones gruesos o a los diminutos veteados dispersos por una zona tubular gruesa. de los filones relativamente finos, a los que se refieren como "veins" (Cepeda, 1980).

3.2.3.4.5. *Depósitos Diseminados de Oro*

Este tipo de yacimientos se han explotado últimamente. Se componen de oro disperso en granos extremadamente finos que se encuentran en limolitas, dolomitas y

calizas. Junto con el oro, principalmente submicroscópico, hay sílice, pirita y otros sulfuros (Dana, 1986).

3.2.3.5. Propiedades Físicas del Oro

Este metal tiene un tono dorado característico y es blando, maleable, muy dúctil y puede reducirse a láminas tan finas como diez milésimas de milímetro. Una onza de oro tiene un peso específico de 19,3 g/l y puede moldearse en una lámina que cubra 28 metros cuadrados. Su dureza oscila entre 2,5 y 3 en la escala de Mohs. No puede ser alterado por los agentes atmosféricos y sólo es susceptible de ser atacado por un número limitado de agentes químicos en presencia de oxígeno, como el cianuro de sodio, el bromo, el agua regia y el cloro. Los ácidos y las bases fuertes no pueden dañarlo debido a su resistencia (Azañero, 2015).

Tabla 4

Propiedades físicas del oro

Propiedad	Valor
Densidad (g/cm ³)	19.3
Punto de ebullición (°C)	3080
Punto de fusión (°C)	1064.4

Nota: (Rivera, 2009)

3.2.3.6. Propiedades Químicas del Oro

El oro es un metal que se disuelve en productos químicos que liberan cloro o en agua regia. También se disuelve en cianuros y yodo. (Misari, 2010).

Cuando la temperatura supera los 300°C, el ácido sulfúrico ataca este metal; el ácido clorhídrico, el ácido nítrico o los álcalis fundidos no lo atacan (Misari, 2010).

Debido a su gran afinidad, el mercurio y el oro pueden mezclarse fácilmente para crear una amalgama de mercurio, que se utiliza para extraer el metal precioso de rocas, arena y otros materiales. El calor hace que el mercurio de la amalgama empiece a volatilizarse, dejando el oro en un estado esponjoso (Misari, 2010).

Al no reaccionar con el O_2 y no corroerse, es un metal "no reactivo" en comparación con otros metales, lo que significa que no tendrá impacto en entornos industriales o naturales (Misari, 2010).

3.2.3.7. Propiedades Mecánicas del Oro

Como el oro puede generar laminillas con grosores de 0,006 mm, es el único metal naturalmente más maleable y dúctil. Cuando se retuerce, se dobla y se martillea en frío en forma de alambre, puede alcanzar longitudes asombrosas; 1 onza de metal puede recorrer más de 90 kilómetros. Este metal se caracteriza por su gran tenacidad, resistencia extrema, facilidad de soldadura, excelente conductividad eléctrica y buen aislamiento del calor y el frío.(Misari, 2010).

3.2.3.8. Aplicación del Oro

Desde la antigüedad, el oro ha sido apreciado por su belleza y su capacidad para resistir la corrosión. Además, es más fácil de trabajar y obtener que otros metales. Debido a su relativa escasez, empezó a utilizarse en las operaciones financieras internacionales como referencia y medio de cambio (Patrón Oro). La onza troy, o 31.1 g, es la unidad utilizada para medir el peso del oro (Rivera, 2011).

La mayor parte del oro extraído se utiliza para fabricar joyas y monedas. Se utiliza en aleaciones con otros metales para proporcionarle la dureza necesaria para estos usos.

El contenido de oro de una aleación se expresa en quilates. El noventa por ciento del oro utilizado en acuñación de monedas se compone de plata. La plata y el cobre pueden encontrarse en joyas de oro verde. El platino o el níquel y el zinc están presentes en el oro blanco. (Rivera, 2011).

El dorar y el rotular también emplean oro en forma de láminas. Los cristales de rubí se colorean con púrpura de Cassius, un precipitado de oro finamente dividido e hidróxido de estaño (IV) que se crea cuando interactúan el cloruro de oro (III) y el cloruro de estaño (II). Los fotógrafos utilizan ácido clorhídrico para colorear las fotografías de plata. El dorado electrolítico se consigue utilizando cianuro potásico y de oro. El oro también se utiliza en odontología. Tanto el tratamiento del cáncer como la investigación biológica utilizan radioisótopos de oro (Rivera, 2009).

3.2.3.9. Producción de Oro y Plata

Tanto el oro (-4,0%) como la plata (-6,4%) registraron descensos a lo largo de 2022. Sin embargo, si se realiza un estudio mes a mes, la plata mostró una ganancia (+13,5%) en diciembre de 2022 en comparación con noviembre de 2022 (Ministerio de Energía y Minas, 2022).

Por otro lado, la producción nacional de oro en diciembre de 2022 fue de 8,489,288 gramos finos, una reducción de 4.0% respecto al mismo mes de 2021 (8,838,471 gramos finos). Ello se debió a la menor producción de Minera Yanacocha S.R.L. (-14,0%), Compañía Minera Poderosa S.A. (-6,3%) y Minera Aurífera Retamas S.A. (-9,6%). Asimismo, se ha producido un descenso del 0,8% en el análisis total hasta el último mes del año (96.733.064 gramos finos) en comparación con el mismo periodo del año anterior (97.492.951 gramos finos) (Ministerio de Energía y Minas, 2022).

En cuanto a la producción nacional de plata, registró 276.693 kg de finos en diciembre de 2022, lo que supone un descenso del 6,4% respecto a los 295.622 kg de finos del mismo mes del año anterior. Los menores niveles de producción de Compañía Minera Ares S.A.C. (-40,8%) y Compañía Minera Antamina S.A. (32,4%) fueron la causa de esta reducción interanual (Ministerio de Energía y Minas, 2022).

Tabla 5

Volumen de la producción minera metálica del Perú

PERIODO	COBRE TMF	ORO g finos	ZINC TMF	PLATA kg finos	PLOMO TMF	HIERRO TMF	ESTAÑO TMF	MOLIBDENO TMF
2000	553,924	132,585,078	910,303	2,437,706	270,576	2,812,785	37,410	7,193
2001	722,355	138,522,109	1,056,629	2,571,114	289,546	3,087,015	38,182	9,499
2002	844,553	157,529,919	1,232,997	2,869,639	305,651	3,104,952	38,815	8,613
2003	842,605	172,624,630	1,373,792	2,923,686	309,164	3,540,659	40,202	9,590
2004	1,035,574	173,223,817	1,209,006	3,059,817	306,211	4,315,128	41,613	14,246
2005	1,009,899	208,001,718	1,201,671	3,205,673	319,368	4,638,029	42,145	17,325
2006	1,048,472	202,825,999	1,203,364	3,470,661	313,332	4,785,000	38,470	17,209
2007	1,190,274	170,127,539	1,444,361	3,501,462	329,165	5,103,597	39,019	16,787
2008	1,267,867	179,870,473	1,602,597	3,685,931	345,109	5,160,707	39,037	16,721
2009	1,276,249	183,994,692	1,512,931	3,922,708	302,459	4,418,768	37,503	12,297
2010	1,247,184	164,084,389	1,470,450	3,640,465	261,990	6,042,644	33,848	16,963
2011	1,235,345	166,186,717	1,256,383	3,418,862	230,199	7,010,938	28,882	19,141
2012	1,298,761	161,544,666	1,281,282	3,480,857	249,236	6,684,539	26,105	16,790
2013	1,375,641	151,486,072	1,351,273	3,674,283	266,472	6,680,659	23,668	18,140
2014	1,377,642	140,097,028	1,315,475	3,768,147	277,294	7,192,592	23,105	17,018
2015	1,700,817	146,822,907	1,421,218	4,101,568	315,525	7,320,807	19,511	20,153
2016	2,353,859	153,005,897	1,337,081	4,375,337	314,422	7,663,124	18,789	25,757
2017	2,445,584	151,964,040	1,473,073	4,417,987	306,784	8,806,452	17,790	28,141
2018	2,437,035	140,210,984	1,474,383	4,160,162	289,123	9,533,871	18,601	28,034
2019	2,455,440	128,413,463	1,404,382	3,860,306	308,116	10,120,007	19,853	30,441
2020	2,150,126	88,053,944	1,334,570	2,723,879	241,548	8,893,972	20,647	32,185
2021	2,326,035	97,492,951	1,533,135	3,333,632	264,427	12,149,274	26,995	34,148
2022 (Ene-Dic)	2,438,631	96,733,064	1,369,532	3,079,790	255,333	12,936,826	28,231	31,588
Enero	199,255	7,849,500	106,614	256,519	20,700	795,348	2,410	2,733
Febrero	172,335	7,129,266	117,110	244,144	20,613	874,253	2,043	2,760
Marzo	182,173	7,720,559	121,016	244,922	20,542	1,130,344	2,366	2,783
Abril	170,168	7,556,061	99,376	249,159	21,095	1,106,279	2,373	2,645
Mayo	174,258	8,291,853	117,210	254,493	19,347	1,021,111	2,406	2,619
Junio	198,467	8,127,241	102,537	259,305	21,404	1,166,572	2,287	2,680
Julio	195,234	8,045,386	116,773	251,805	22,385	1,150,063	2,675	2,208
Agosto	207,588	8,189,295	127,024	275,294	23,280	1,043,999	1,920	2,603
Setiembre	229,962	7,918,229	109,725	256,905	19,160	982,042	2,263	2,159
Octubre	232,470	8,886,216	115,112	266,760	22,502	1,101,471	2,454	2,805
Noviembre	224,976	8,530,170	114,187	243,790	21,357	1,060,828	2,368	2,726
Diciembre	251,744	8,489,288	122,848	276,693	22,948	1,504,516	2,666	2,864

Nota: (Ministerio de Energía y Minas, 2022)

Tabla 6

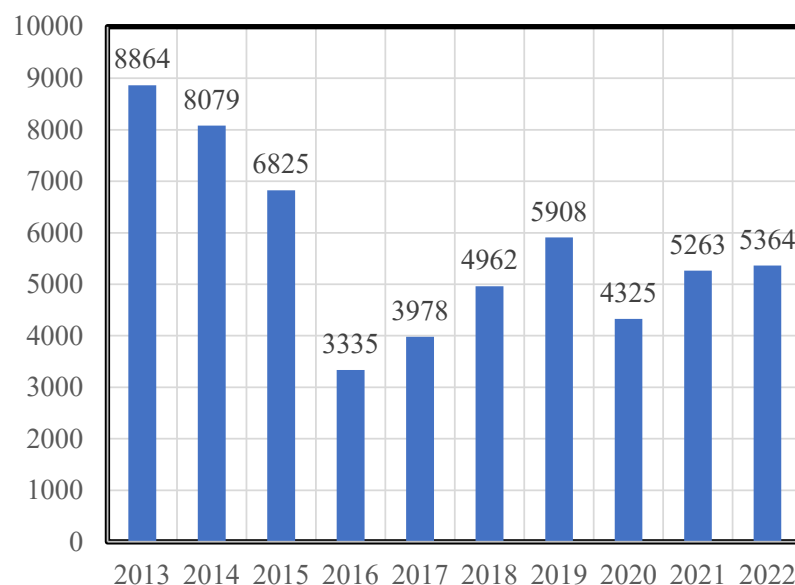
Valor de las exportaciones metálicas (US\$ millones)

PERIODO	COBRE	ORO	ZINC	PLATA	PLOMO	ESTAÑO	HIERRO	MOLIBDENO	OTROS	TOTAL
2013	9,821	8,536	1,414	479	1,776	528	857	356	23	23,789
2014	8,875	6,729	1,504	331	1,523	540	647	360	38	20,545
2015	8,168	6,651	1,508	138	1,548	342	350	220	27	18,950
2016	10,171	7,426	1,469	120	1,658	344	344	273	15	21,819
2017	13,845	8,270	2,399	118	1,726	370	434	368	51	27,582
2018	14,939	8,259	2,574	123	1,545	352	484	612	11	28,899
2019	14,001	8,555	2,114	81	1,567	382	978	656	2	28,336
2020	13,039	7,868	1,705	94	1,461	370	1,126	478	6	26,146
2021	20,698	10,121	2,625	117	1,940	873	2,228	1,076	3	39,680
2022 (Ene-Nov)	17,594.9	9,229.6	2,510.5	81.2	1,442.6	666.0	1,561.9	935.9	4.1	34,026.6
Ene.	1,643.3	802.0	203.7	7.6	111.0	75.0	155.7	65.1	0.1	3,063.6
Feb.	1,785.2	857.9	259.1	7.4	133.9	62.1	187.7	113.5	0.0	3,406.9
Mar.	1,258.4	971.3	248.0	8.5	177.2	69.3	180.3	88.6	0.0	3,001.7
Abr.	1,740.7	856.0	228.2	9.4	189.6	67.2	157.4	101.0	0.6	3,350.0
May.	1,547.4	805.3	261.8	6.3	90.1	57.5	140.9	94.0	2.0	3,005.3
Jun.	1,997.5	938.6	238.1	7.5	172.7	57.7	145.8	89.8	0.0	3,647.8
Jul.	1,288.4	741.1	239.6	6.3	135.7	53.4	117.6	85.4	1.0	2,668.5
Ago.	1,578.0	839.6	203.9	6.9	120.8	65.8	117.8	52.5	0.0	2,985.3
Sep.	1,801.5	841.1	252.1	7.6	128.9	50.9	113.4	55.5	0.1	3,251.1
Oct.	1,488.8	812.4	214.5	7.2	100.7	41.8	127.4	95.4	0.0	2,888.2
Nov.	1,465.6	764.3	161.4	6.5	81.9	65.4	118.0	95.1	0.2	2,758.3
VARIACIÓN INTERANUAL ACUMULADA* EN MILLONES DE US\$ / ENERO-NOVIEMBRE										
Ene-Nov 2021	18,701.1	9,274.3	2,386.1	105.7	1,829.6	754.8	2,072.2	928.8	3.0	36,055.7
Ene-Nov 2022	17,594.9	9,229.6	2,510.5	81.2	1,442.6	666.0	1,561.9	935.9	4.1	34,026.6
Var%	-5.9%	-0.5%	5.2%	-23.1%	-21.2%	-11.8%	-24.6%	0.8%	34.3%	-5.6%

Nota: (Ministerio de Energía y Minas, 2022)

Figura 1

Evolución anual de las inversiones mineras (US\$ millones).



Nota: (Ministerio de Energía y Minas, 2022).

Tabla 7

Cotización de los principales metales.

PERIODO	COBRE	ORO	ZINC	PLATA	PLOMO	ESTAÑO	HIERRO	MOLIBDENO
	Ctvs. US\$/lb.	US\$/oz tr	Ctvs. US\$/lb.	US\$/oz tr	Ctvs. US\$/lb.	Ctvs.US\$/lb	US\$/TM***	US\$/lb
	LME	LBMA	LME	London Fix	LME	LME	TSI	LME
2013	332.1	1,409.5	86.6	23.8	97.1	1,011.7	135.2	10.3
2014	311.3	1,266.1	98.2	19.1	95.1	993.0	96.7	11.4
2015	249.2	1,159.8	87.5	15.7	80.9	728.9	55.0	6.7
2016	220.6	1,249.8	95.0	17.1	84.9	816.7	57.9	6.5
2017	279.7	1,257.9	131.4	17.0	105.1	911.9	70.7	8.2
2018	295.9	1,268.9	132.5	15.7	101.7	914.1	69.5	11.9
2019	272.1	1,393.7	115.5	16.2	90.7	845.6	93.4	11.3
2020	280.3	1,771.0	102.8	20.5	82.8	778.3	108.9	8.7
2021	422.6	1,799.2	136.4	25.1	100.1	1,482.3	159.8	15.9
2022								
Ene.	443.4	1,816.3	163.7	23.1	106.3	1,896.3	131.2	19.0
Feb.	450.9	1,857.7	165.3	23.5	104.3	2,001.1	142.0	19.0
Mar.	464.4	1,947.4	180.3	25.2	107.0	2,007.1	151.0	19.2
Abr.	461.9	1,935.0	198.3	24.5	108.7	1,956.0	150.8	19.2
May.	424.7	1,851.5	170.5	21.9	97.3	1,630.4	133.5	18.8
Jun.	409.7	1,835.3	165.3	21.5	93.8	1,441.4	130.0	17.4
Jun.	341.5	1,738.8	140.5	19.1	89.6	1,141.8	107.2	16.2
Ago.	361.1	1,765.6	162.1	19.8	94.3	1,111.8	105.1	14.9
Set.	350.8	1,685.4	142.3	18.8	85.0	964.2	98.4	17.0
Oct.	345.7	1,665.6	134.3	19.4	90.2	880.2	92.4	18.9
Nov.	364.2	1,725.4	132.6	21.0	95.2	958.7	93.3	19.3
Dic.	379.5	1,794.2	141.9	23.2	100.4	1,093.1	111.3	24.8

Nota: (Banco Central de Reserva del Perú, 2023).

3.2.4. Métodos para Tratar los Minerales Sulfurados con Arsenopiritas

Para la recuperación del oro y la plata, se emplea los siguientes métodos de tratamiento:

3.2.4.1. Flotación de Metales Preciosos

Un proceso metalúrgico utilizado para extraer el oro y la plata de los minerales que los contienen es la flotación. Debido a sus características únicas, en ocasiones es necesario recuperar estos elementos mediante técnicas diferentes, como la concentración gravimétrica, la cianuración o, en menas complejas, también conocidas como menas refractarias, la oxidación antes de la cianuración, o una combinación de las técnicas mencionadas. La economía de nuestra nación depende en gran medida de los metales

preciosos, y examinaremos en detalle el proceso de flotación utilizado para extraerlos de sus menas (Delgado & Arce, 2022).

3.2.4.1.1. Flotación del Oro

Cuando el oro es 100% puro, no adsorbe ningún colector; sin embargo, cuando el oro crea aleaciones, incluso con trazas de otros metales, la adsorción aumenta drásticamente. La plata u otro elemento metálico está presente en prácticamente todo el oro que se encuentra en la naturaleza, lo que es suficiente para una buena adsorción de un colector y su posterior flotación (Tufan et al., 2011).

Dado que el oro libre es flotable en la mayoría de los procesos industriales, lo que significa que puede recuperarse con poca o ninguna adición de colector, esto se debe a la forma en que los hidrocarburos se adsorben en él y a otras reacciones superficiales que dependen de las cualidades metálicas del oro, en particular de su alta conductividad eléctrica, que permite reacciones electroquímicas superficiales catalíticas y selectivas.

Sin embargo, las etapas previas de procesamiento del mineral, como la trituración, la molienda, el pretratamiento oxidativo, la lixiviación y la separación sólido-líquido, pueden influir en las características superficiales del oro y de las aleaciones de oro, como el electrum (Au-Ag), (Au-Te). La flotación del oro y de los minerales que contienen oro puede verse obstaculizada por estas etapas del proceso, que también pueden dar lugar a la formación de lodos y a la formación de capas e impregnación de elementos extraños en la superficie.

La flotación a pH neutro o próximo a él es un método eficaz para recuperar oro en diversas situaciones. La eficacia de la flotación libre de oro también puede verse influida significativamente por la distribución del tamaño de las partículas. La

recuperación aumenta a medida que se añade gradualmente el colector, sobre todo de oro laminar grueso (Tufan et al., 2011).

El aumento de la energía de agitación durante el acondicionamiento de alta intensidad provoca la suspensión de las partículas, la segregación selectiva entre las partículas hidrófobas, la mejora de la dispersión de los reactivos, la limpieza de la superficie del oro y la incorporación de burbujas a la superficie del mineral, lo que la convierte en una buena alternativa para mejorar la recuperación del oro (Tufan et al., 2011).

Un alto contenido en lamas tiene un efecto negativo en la recuperación de oro por flotación; las fracturas ultrafinas inferiores a 13 μm dan lugar a una recuperación deficiente.

La flotación para minerales auríferos se realiza cuando (Tufan et al., 2011):

- El oro puede estar asociado con sulfuros.
- Grandes cantidades de oro están en tamaños finos, por el cual no se puede realizar una concentración por gravimetría.
- Los sulfuros de hierro contienen el oro en una solución sólida. Tras la flotación, el concentrado se somete a un procedimiento de oxidación para liberar el oro encapsulado, posteriormente sigue la cianuración.

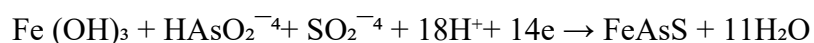
Flotación de mineral arsenopirita

La zona de estabilidad de la arsenopirita es comparable a la de la pirita o la pirrotita, pero se ha desplazado a un potencial inferior, lo que sugiere que la arsenopirita es más susceptible a la oxidación, según el diagrama Eh-pH del sistema Fe-As-S-H₂O. (Marsden & House, 2006).

Comportamientos similares muestran la arsenopirita y otros minerales de sulfuro de hierro. Cuando se activa con Cu(II), se puede hacer flotar utilizando colectores de xantato, con resultados óptimos en el intervalo de pH de 5 a 8. (Marsden & House, 2006).

La flotación de la arsenopirita suele verse favorecida por las mismas causas que favorecen la flotación de la pirita.

Se ha investigado menos sobre la identificación de las especies hidrófobas de xantato que hacen flutable la arsenopirita que sobre otros sulfuros de hierro y minerales básicos. Sin embargo, se ha descubierto que la oxidación de la arsenopirita a hidróxido de Fe(III) y arseniato reduce la síntesis de dixantógeno: (Marsden & House, 2006).

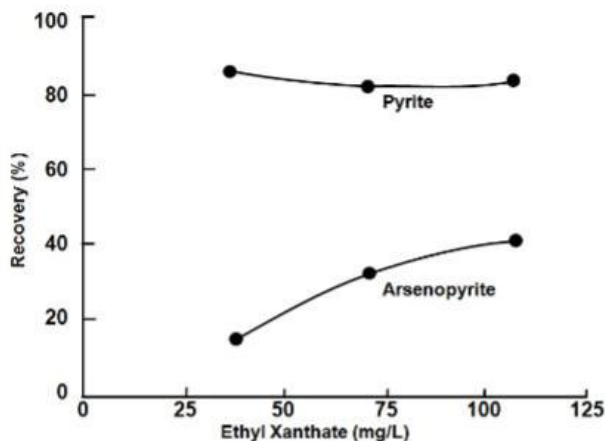


Los compuestos oxidantes como el peróxido de hidrógeno, el hipoclorito y el permanganato son formas fáciles de alcanzar el potencial necesario para la oxidación de la arsenopirita. La separación por flotación de arsenopirita y pirita, en la que la pirita flota a partir de la arsenopirita en circunstancias moderadamente oxidantes y a pH elevado, se basa en el hecho de que la pirita sólo se oxida a Fe(OH)₃ a potenciales significativamente más altos. Como se muestra en la Figura 2 (Marsden & House, 2006).

Para aumentar la selectividad de la flotación del oro, hay que deprimir la arsenopirita y la pirita. Para ello puede utilizarse Ca(OH)₂, NaCN o SO₂-aire (Marsden & House, 2006).

Figura 2

La depresión de la arsenopirita con 100 mg/l de permanganato muestra cómo la concentración de xantato afecta a la selectividad.



Nota: (Marsden & House, 2006).

3.2.4.1.2. *Tamaño de Partícula para Flotar Oro*

Para que la flotación del oro sea eficaz, la principal condición mineralógica es que el oro esté libre, es decir, que exista como granos de oro libres o en la forma y tamaño de partícula que lo hacen flotable (Toapanta, 2011).

El oro tiene una alta densidad de 19.300 kg/m³, por lo que el tamaño de las partículas influye mucho en su recuperación (Toapanta, 2011).

Cuando se trata de partículas de oro, la flotación funciona mejor con las que tienen un tamaño de entre 20 y 200 micras. La cinética de flotación aumenta con el tamaño de las partículas (Huachaca, 2017).

La coflotación de los componentes de la ganga reduce la selectividad del oro en diámetros finos inferiores a 20 µm; no obstante, en otras situaciones, las partículas de oro

pueden recuperarse eficazmente si se puede regular la formación de la pulpa (Huachaca, 2017).

La flotación debe llevarse a cabo con una alta densidad de pulpa, más del 35% de sólidos, en el rango de tamaño grueso para ayudar a prevenir la sedimentación de partículas de oro (Ganoza, 2022).

En el pasado, los diagramas de flujo para el tratamiento de minerales con contenido de oro en partículas de tamaño más grueso de unos 200 μm o más, incluían la concentración por gravedad y la amalgamación, que actualmente están prohibidas debido a las preocupaciones medioambientales y a los riesgos para la salud relacionados con el mercurio. Más recientemente se ha empleado la cianuración intensiva (Ganoza, 2022)

El oro tiende a triturarse durante la molienda debido a su alta densidad y maleabilidad, y las superficies pueden recubrirse o incrustarse con capas de hierro y partículas de mineral ganga (Ganoza, 2022).

Las partículas esféricas tienen una superficie menor que la partícula triturada, pero la flotabilidad puede verse afectada significativamente por los efectos negativos de la degradación de la superficie. Se ha comprobado que estas partículas de oro trituradas tienen una sección plana con una superficie muy dura, una mayor rugosidad y partículas de oro menos hidrófobas, lo que impide la flotabilidad y la fijación de las burbujas. (Ganoza, 2022).

Los rangos de tamaños de partículas para ciertas partículas de sulfuro y oro que maximizan la recuperación por flotación se muestran en las Tablas 8 y 9. Las partículas más grandes en este rango típicamente resultan en una mayor flotación de sulfuro y oro, que disminuye con la disminución del tamaño de partícula. (Azañero, 2015)

Tabla 8

Tamaño apropiado para la flotación de minerales sulfurados.

Mineral	Rango (μm)
Esfalerita	8-90
Pirrotita	9-40
Calcopirita	15-60
Galena	6-70
Arsenopirita	15-120
Pirita	20-150
Oro	20-200

Nota: (Azañero, 2015)

Tabla 9

Tamaño de partícula y equipos de flotación o concentración para oro

Tamaño μm	Equipos/ procesos
<10 a 20	Concentradores centrífugos
<50	Mesas Vibratorias
<50 a 100	Espirales
<200	Jibs
>200	Sluices
20 a 200	Flotación

Nota: (Azañero, 2015)

3.2.4.1.3. Pre-acondicionamiento de la pulpa de flotación

La oxidación superficial puede producirse antes y durante el preacondicionamiento de la flotación en minerales como la pirrotita, la marcasita, la arsenopirita y, en menor medida, la pirita. La respuesta de flotación se ve afectada por cualquier óxido, hidróxido, hidroxilo o especie presente en la superficie del sulfuro que impida la activación, la adsorción del cobre y la posterior adsorción del colector (Gonzáles, 2020).

Las especies metálicas de xantato que se generan pueden ser más específicas de la pirrotita y la pirita, así como posiblemente de otros minerales sulfurados. El resultado

es un menor arrastre de ganga y agua en la espuma. La mayor selectividad de los minerales de sulfuro puede dar lugar a una menor recuperación de oro libre, lo cual es un inconveniente. Sin embargo, la recuperación global de oro incluida la de oro libre y sulfuros portadores de oro debería producirse en circunstancias ideales (González, 2020).

3.2.4.1.4. *Reactivos químicos y parámetros adicionales de flotación de oro*

Los siguientes reactivos colectores se utilizan normalmente para la flotación de oro:

Aerofloat 208, Aerofloat 25, Aerofloat 242, Aerofloat 404 y Xantato 301.

Un regulador de la alcalinidad es el carbonato sódico.

El silicato sódico es el dispersante de la ganga lamosa.

El MIBC y el aceite de pino son agentes espumantes.

El acetato de plomo y el sulfato de cobre son los activadores del sulfuro de hierro y oro.

No hay que olvidar que cada mena es diferente y requiere una investigación para determinar los reactivos adecuados para su beneficio metalúrgico. (Azañero, 2015).

a) Combinación de las ventajas de dos colectores

Se sabe que la recuperación de oro libre y de sulfuros que contienen oro se beneficia del uso de colectores dobles; algunos ejemplos de estos sistemas en acción son el xantato y el tritiocarbamato, el ditiofosfato con ditiocarbamato y el ditiofosfato con xantato. (Azañero, 2015).

Cuando se utilizan dos colectores juntos, la recuperación de oro es mayor que cuando se utilizan por separado. Además, las dosis necesarias para los colectores combinados suelen ser menores que las necesarias para cada colector utilizado por

separado. El orden en que se añaden los dos colectores también puede tener un gran impacto en la recuperación de oro (Azañero, 2015).

b) Estabilidad de la espuma

El logro de una estabilidad suficiente de la espuma es esencial para el éxito de la flotación libre de oro. Esto puede lograrse regulando cuidadosamente la densidad y viscosidad de la pulpa, empleando pre-aireación con nitrógeno cuando sea necesario y teniendo en cuenta la separación por flotación de varias distribuciones de tamaño y/o la eliminación de finos (Azañero, 2015).

También se ha demostrado que la inclusión de hierro metálico en los lodos (medios de molienda) favorece la estabilidad de la espuma (Azañero, 2015).

El uso de sistemas espumantes duales, como el aceite de pino con glicol éter de metilo y polipropileno, puede ser ventajoso cuando la estabilidad de la espuma es una preocupación (Azañero, 2015).

c) Modificadores y depresores

Existen pruebas de que una concentración excesiva de cal o de hidróxido de sodio, en particular de cal, deprime el oro libre en la pulpa de flotación utilizada para extraer el oro libre (Azañero, 2015).

Cuando se utilizaron colectores de xantato y ditiofosfato con modificadores orgánicos como ácido cítrico y oxálico para la flotación del cobre, aumentó la recuperación de oro (Azañero, 2015).

También se ha demostrado que la adición de aceites de hidrocarburos, como el queroseno o la gasolina, mejora la recuperación del oro (Azañero, 2015).

d) Activadores

Para favorecer la flotación del oro libre y de los minerales sulfurados de oro, se emplea frecuentemente sulfato de cobre como activador.

e) Densidad de pulpa

Las mezclas con mayor densidad de pulpa (más del 35% de sólidos) maximizan la flotación de partículas de oro libres y proporcionan una mejor superficie de contacto entre las partículas de oro y las burbujas en pulpas con concentraciones de oro relativamente bajas. Las densidades de pulpa más altas favorecen la flotación del oro grueso y ayudan a retener las partículas de oro más grandes en la fase de espuma del proceso (Azañero, 2015).

Sin embargo, la densidad y la viscosidad del lodo no coinciden. Las partículas de oro pueden tener más dificultades para adherirse a las burbujas en un lodo de alta viscosidad debido a la mayor competencia de otros minerales (Azañero, 2015).

f) Temperatura de pulpa

Según un estudio, el aumento de la temperatura a, por ejemplo, 30°C aumenta la recuperación de los minerales de sulfuro de pirita y pirrotita, pero disminuye la recuperación de oro libre. Otros estudios han demostrado que las temperaturas bajas - inferiores a 25°C pueden perjudicar la flotación debido a la elevada viscosidad de la pulpa, mientras que el calentamiento también puede ser ventajoso en determinadas circunstancias. Sin embargo, la flotación se ve afectada negativamente por temperaturas superiores a 50°C, muy probablemente como resultado de la desorción del colector u otros fenómenos relacionados con la superficie (Azañero, 2015).

g) Granulometría

Resulta extremadamente importante, ya que la flotación depende de que las especies minerales beneficiosas estén suficientemente liberadas para su concentración.

h) Tipo de reactivos

Los reactivos se dividen en tres categorías: modificadores, espumantes y colectores. La selección de la fórmula óptima del reactivo determinará la eficacia del proceso.

i) Cantidad de reactivo

Las primeras pruebas metalúrgicas y el balance económico que surja de la evaluación del consumo determinarán cuántos reactivos se necesitan para el proceso (Azañero, 2015).

j) Aireación

La aireación mejorará la recuperación o la ley al retardar o aumentar la flotación, respectivamente. El aire es uno de los tres componentes del proceso de flotación, junto con el agua y el mineral.

k) Influencia del pH

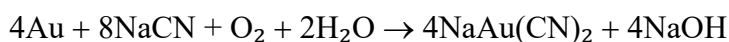
Especialmente en el caso de la flotación selectiva, la flotación es extremadamente sensible al pH. Existe un pH ambiente ideal para cada formulación de reactivo en el que se puede conseguir el mejor resultado operativo.

l) Tiempo de residencia

El volumen de las celdas, la proporción de lodos sólidos en las celdas, la cinética de acción de los reactivos, la cinética de flotación de los minerales y las cargas circulantes afectarán al tiempo de residencia.

3.2.4.2. Cianuración de oro

El método se basa en la observación de que la plata y el oro se disuelven fácilmente en soluciones diluidas de cianuro potásico o sódico. Tras añadir carbón activado a la solución rica (adsorción), el oro se extrae del carbón (desorción). El producto final es un metal casi puro gracias a la excepcional calidad del producto y a una recuperación relativamente alta.



Conocida como la ecuación de Eisner (1846), demostró que el oxígeno era necesario para que el cianuro disolviera el oro (Salinas et al., 2004).

3.2.4.2.1. Factores que afectan la disolución del oro y plata

a) Tamaño de partícula

El tamaño de las partículas debe coincidir con el necesario para que se produzca la reacción y para que las superficies de las partículas comerciales entren en contacto con el reactivo. El tamaño del mineral es un parámetro que se determina en el laboratorio y luego se escala a nivel industrial. Depende de la eficacia de la molienda (De la Torre et al., 2018).

También es posible argumentar que una molienda excesiva del mineral provoca la liberación de otras especies, lo que crea interacciones competitivas (De la Torre et al., 2018).

La cinética de disolución máxima es de 34 $\mu\text{m/h}$ para partículas de 45 μm , de 13 horas para partículas de 45 μm y de 44 horas para partículas de 150 μm cuando la relación

[CN⁻]/[O₂] es de 6. Los tamaños superiores a 150 µm son más difíciles de mantener en suspensión y provocan más abrasión en el tanque (De la Torre et al., 2018).

b) Concentración de cianuro

Tras realizar múltiples estudios de investigación para determinar cómo afecta la concentración de cianuro a la velocidad de disolución del oro y la plata, se ha podido llegar a la conclusión de que, hasta cierto límite, la disolución del oro disminuye ligeramente, mientras que la transformación del oro en complejo cianúrico aumenta con la concentración de cianuro. (De la Torre & Guevara, 2006).

Teniendo en cuenta que el cianuro se disuelve en el agua a razón de unos 4.8 g/L a 25°C, la adición de este reactivo al medio mantiene el contenido de cianuro. Para las especies sin cianuros, el consumo industrial oscila entre 0.2 y 0.3 g/L, mientras que, para las especies con cianuros, es de 1 g/L. (De la Torre & Guevara, 2006).

c) Concentración de oxígeno

En un medio cianurado, la reacción de disolución de los metales preciosos requiere una determinada cantidad de oxígeno. El factor limitante de la reacción es la baja solubilidad del oxígeno en el agua, que se sitúa en torno a 8.2 mg/L a 25°C. Esta cifra disminuye al aumentar la temperatura y la presión. De la descripción anterior podemos deducir que el caudal de oxígeno que debe suministrarse a la superficie del metal determina la cantidad de lixiviación con cianuro que se produce (Marsden & House, 2006).

Se han establecido dos técnicas para garantizar la presencia de oxígeno en cantidades suficientes en la solución, ya que el oxígeno es necesario en un sistema de

cianuración de metales preciosos: la lixiviación a presión y el uso de agentes oxidantes como el O_2 puro y el H_2O_2 . Cuando el contenido de metal es elevado, estas técnicas tienen sentido y justifican su uso (Marsden & House, 2006).

d) Temperatura

Debido al aumento de la cinética de difusión de los reactivos durante el proceso de lixiviación con cianuro, la cinética de lixiviación de los metales valiosos aumenta con la temperatura (De la Torre & Guevara, 2006).

Mediante pruebas experimentales, se demostró en el laboratorio que la cinética de disolución es máxima hasta temperaturas cercanas a $85^{\circ}C$, y que por encima de este punto la cinética es lenta debido a la baja solubilidad del oxígeno (De la Torre & Guevara, 2006).

En los experimentos, un intervalo de temperatura de 20 a $85^{\circ}C$ produjo un aumento del 20-25% en la cinética de disolución (De la Torre & Guevara, 2006).

En la industria es habitual trabajar a temperatura ambiente, ya que elevar la temperatura de proceso para los minerales de baja ley no sería rentable (De la Torre & Guevara, 2006).

e) La alcalinidad de la pulpa

Debido a la hidrólisis del cianuro en el agua, el cianuro suele lixiviar a un pH de 10.5, lo que impide la producción de ácido cianhídrico.

Si bien es cierto que un pH de 10.5 es necesario para evitar la formación de ácido cianhídrico, cada mineral específico tiene unos requisitos de alcalinidad únicos que garantizan una eficacia óptima en la disolución de metales preciosos. No obstante, los

estudios han demostrado que la cinética de disolución de los metales preciosos disminuye a valores de pH superiores a 11, con un impacto notable a valores de pH superiores a 12.2 (De la Torre & Guevara, 2006).

La cal u óxido de calcio, que neutraliza los componentes ácidos del sistema, descompone los bicarbonatos y favorece la sedimentación, es el modificador de la alcalinidad más habitual (De la Torre & Guevara, 2006).

3.2.4.3. Flotación y cianuración de minerales auríferos

Para extraer eficazmente el oro de algunos minerales, la flotación y la cianuración deben ir unidas; por esta razón, sopesaremos las ventajas y los inconvenientes de utilizar primero una técnica y luego la otra (Marsden & House, 2006).

En el diagrama de flujo, la flotación se emplea frecuentemente junto con la cianuración, ya sea antes o después. Sin embargo, ambos procesos pueden tener efectos negativos (Marsden & House, 2006).

Dado que los colectores thiólicos tienen efectos negativos en los procedimientos de lixiviación y adsorción de carbono, los metalúrgicos del oro dudan a veces en emplear la flotación antes de la cianuración y el proceso de carbono en pulpa (CIP). Esto ha dado lugar ocasionalmente a la elección de renunciar a la flotación del oro y/o la pirita antes de la cianuración, a menos que exista previamente una etapa de lixiviación ácida, como en el caso de los circuitos de lixiviación inversa de algunas plantas de oro-uranio (Marsden & House, 2006).

Los colectores alternativos, como las aminas, pueden evitar el efecto de la interferencia de los tioles, aunque su eficacia de flotación puede ser reducida y más limitada (Marsden & House, 2006).

Es necesaria una etapa de destrucción del cianuro o de degradación natural del cianuro a lo largo del tiempo antes de la flotación de relaves de cianuración, aunque ocasionalmente los productos de la destrucción del cianuro también deprimen los sulfuros durante la flotación (ejemplo, $\text{Fe}(\text{CN})_4^{2-}$). Las concentraciones de iones de cianuro superiores a 5 mg/l deprimen eficazmente los minerales de sulfuro (Marsden & House, 2006).

Se puede utilizar una buena cantidad de tiempo en la etapa ácida para eliminar los recubrimientos superficiales, descomponer el cianuro libre y disminuir el efecto depresivo de la cal si el material de alimentación de la flotación es alcalino, como los relaves cianurados recién extraídos (Marsden & House, 2006).

El tipo y la cantidad de recubrimiento eliminado de la superficie de las partículas durante el acondicionamiento del tratamiento de residuos de cianuración depende del grado de agitación (Marsden & House, 2006).

Debido a la oxidación de la pirita, los lodos procedentes de antiguos estériles suelen tener un pH de 3 a 4, lo que los hace más ácidos. Estos materiales pueden ser neutralizados y flotados con xantatos o flotados utilizando colectores MBT (Marsden & House, 2006).

CAPÍTULO IV: Metodología de la Investigación

4.1. Tipo y Diseño de Investigación

El estudio realizado en esta tesis es experimental, se desarrolla la experimentación en base a los principios del método científico, por lo que involucra un estudio de caracterización de mineral de cabeza, la aplicación de procesos de flotación y cianuración, con esto, se aumentará la recuperación del oro y la plata, asociado al mineral de arsenopirita.

En esta investigación se realizó el manejo, la interpretación y el análisis de datos conocidos como: variables dependientes e independientes, es decir deductiva y cuantitativamente, en cada experimentación realizada.

4.2. La Unidad de Análisis

El trabajo de tesis tiene como unidad de análisis una zona específica de la región La Libertad, el centro poblado de Sauna, de este lugar se extrae la muestra, se reúne información de los trabajos antecedentes de extracción desarrolladas por los poblados aledaños, como es la cianuración directa del mineral, para tener como referente y poder realizar la investigación y evaluar la extracción de los metales preciosos.

4.3. Población de Estudio

El mineral de cabeza es la población de estudio del trabajo de investigación, que se extrajo de las minas artesanales del centro poblado de Sauna, región La Libertad.

En el laboratorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, se desarrollaron las pruebas metalúrgicas que incluyeron flotación y lixiviación de minerales en este estudio de tesis.

4.4. Tamaño de Muestra

La investigación se desarrolló con una muestra poblacional extraída de un volquete de treinta toneladas métricas de minerales sulfurados con alto contenido de arsenopirita, esta fue de 100 Kg, provenientes de las minas artesanales del centro poblado de Sauna.

4.5. Selección de Muestra

La muestra poblacional, se transportó al laboratorio de preparación de minerales de la Escuela Ingeniería Metalúrgica, para la conminución del mineral, se redujo en la chancadora primaria posteriormente a una chancadora secundaria, con la finalidad de obtener la granulometría de trituración a nivel de laboratorio (100% -10 malla), este producto es alimento para la molienda en húmedo, luego se desarrollan las pruebas metalúrgicas que evaluará la recuperación del oro y la plata en este trabajo de investigación.

Se utilizó el método manual cono y cuarteo, esto luego del muestreo, para reducir la muestra poblacional, hasta una muestra representativa que nos permite considerar una muestra promedio de toda la población.

4.6. Procedimiento de la Metodología de Investigación

La metodología consistió en lo siguiente:

- Se adquirió la muestra representativa del mineral de cabeza sulfurado con alto contenido de arsenopirita del centro poblado de Sauna, región La Libertad.
- A partir de la molienda de 500 gramos, se envió al laboratorio de análisis químico una muestra representativa de la población de mineral sulfurado para determinar las leyes de oro y plata.
- Se envió una muestra de 500 gramos, representativa de la cabeza de mineral de sulfuro procedente de la molienda, para su análisis mediante Microscopía Óptica y Electrónica de Barrido con el fin de caracterizar el mineral.
- En el proceso de trituración se utilizaron trituradoras primarias y secundarias hasta obtener una muestra representativa con una granulometría de 100%-10 mallas. A continuación, esta muestra se utilizó como alimentación para la molienda y se completaron otras pruebas metalúrgicas, incluidas la lixiviación y la flotación de minerales.
- Como preconcentración a nivel de laboratorio de oro y plata a partir de mineral sulfurado, se llevaron a cabo estudios metalúrgicos de flotación.
- Se hicieron balances metalúrgicos de los resultados de la flotación de minerales sulfurados con alto contenido de arsenopirita y determinación de las variables de influencia.

- A los concentrados de flotación se realizó un pretratamiento con peróxido de hidrogeno.
- Se realizaron pruebas metalúrgicas de cianuración de los concentrados de flotación después del pretratamiento.
- Se completó un balance metalúrgico de los resultados del proceso de lixiviación y determinación de las variables de influencia.
- Se interpretaron y se analizaron los datos obtenidos, con la ayuda de los balances metalúrgicos.
- Análisis estadísticos de datos, empleando Minitab 19.
- Se realizó una búsqueda constante de antecedentes bibliográficos sobre temas relacionados con la investigación que se está desarrollando.

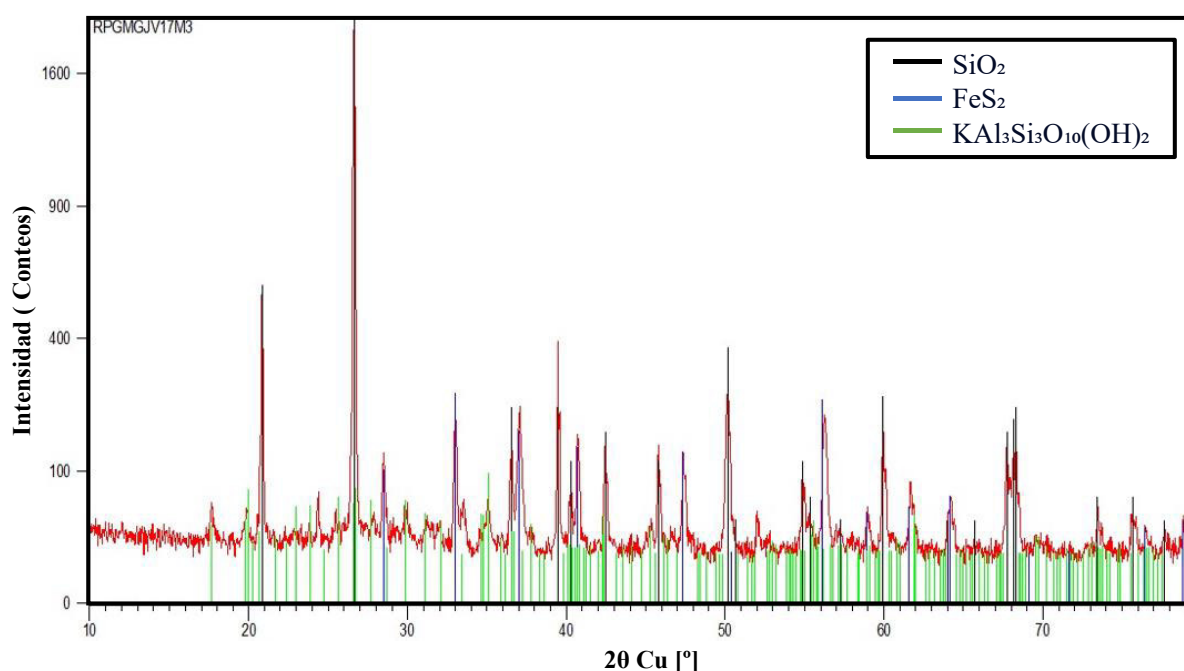
CAPÍTULO V: Metodología de la Investigación

5.1. Análisis Mineralógico del Mineral Sulfurado

El mineral de cabeza se caracterizó por medio del análisis cristalográfico por difracción de rayos X como se muestra en la Figura 3, también se utilizó la técnica de microscopía óptica, con énfasis en minerales portadores de oro y plata y el mapeo de algunos elementos a través del microscopio electrónico de barrido PHILIPS XL-30.

Figura 3

Difractograma del mineral de cabeza.

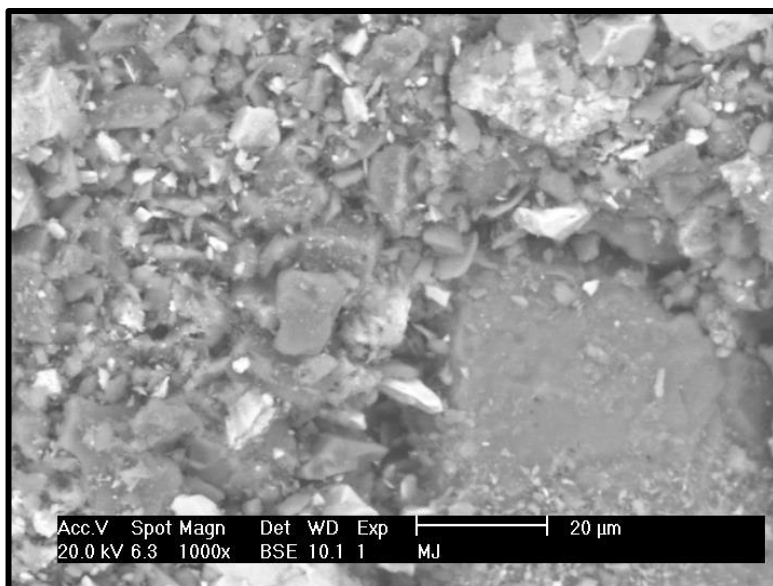


Nota: Difractograma proporcionada por el laboratorio de Difracción y Rayos X del Cinvestav.

La Figura 4 muestra la micrografía del mineral sulfurado antes de ser sometido algún tipo de proceso metalúrgico de extracción, para ver su morfología mediante microscopía electrónica de barrido y la Figura 5 muestra la gráfica de espectros de algunos elementos.

Figura 4

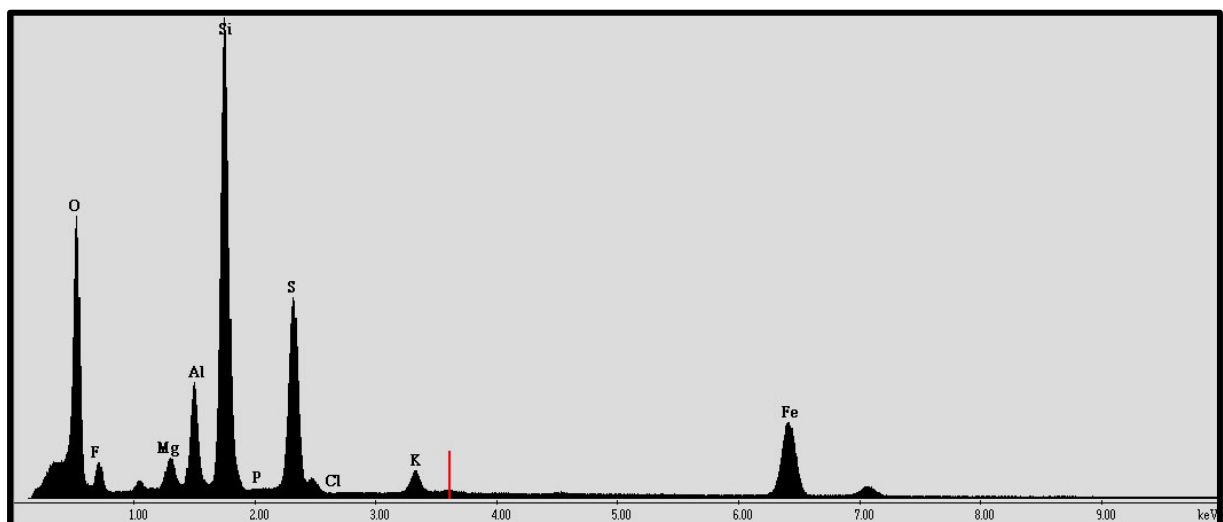
Micrografía del mineral sulfurado.



Nota: Micrografía proporcionada por el laboratorio de microscopia del Cinvestav.

Figura 5

Espectro de algunos elementos.

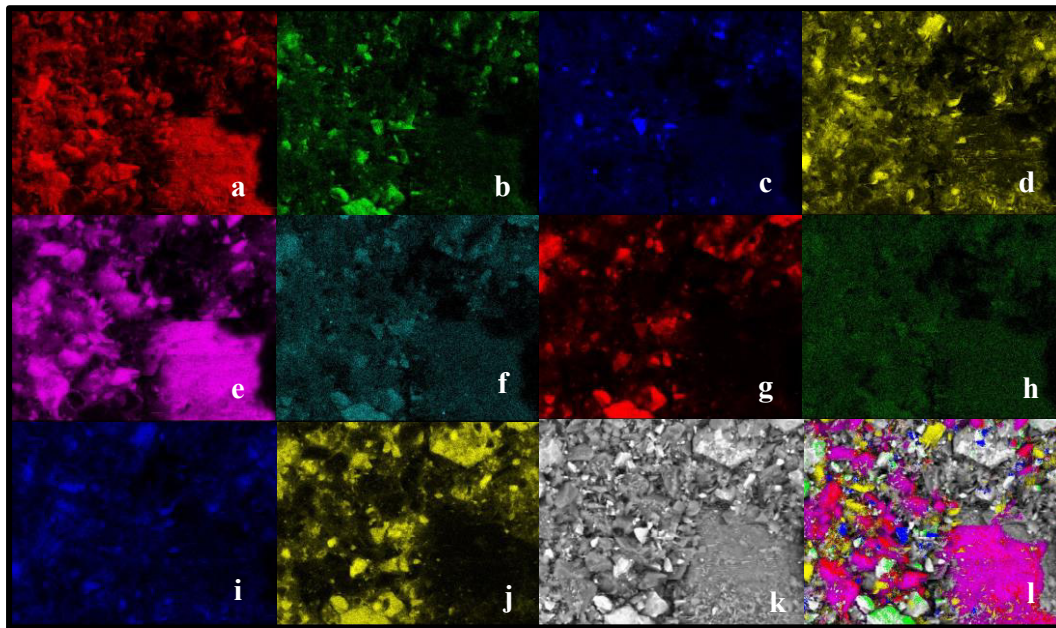


Nota: Gráfica que muestra la composición elemental de la muestra.

En la Figura 6, se presenta el mapeo de distribución de composición química (l) de algunos elementos correspondiente al mineral sulfurado (k) como son: oxígeno (a), fósforo (b), magnesio (c), aluminio (d), silicio (e), fósforo (f), azufre (g), cloro (h), potasio (i), fierro (j).

Figura 6

Mapeos de distribución de composición química de algunos elementos.



Nota: Micrografía proporcionada por el laboratorio de microscopía del Cinvestav.

Tabla 10

Minerales presentes en la muestra estudiada

Abreviatura	Descripción
Apy	Arsenopirita
Py	Pirita
Ef	Esfalerita
Gn	Galena
Bou	Boulangerita
Au/Ag	Oro/ Plata
CGRs	Cobre gris
Cz	Cuarzo
OXs/HOXs Fe	Óxidos/Hidróxidos de Fe
GGs	Gangas no opaca

Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

5.1.1. Interpretación Mineralógico

Minerales de Fe

Pirita, es la más abundante, se presentan:

- Generalmente, como partículas libres de tamaños menores a 300 micras, llegando hasta 500 micras.
- Con disseminaciones generalmente rómbicas de arsenopirita.
- Como venillas, cortando a playas de arsenopirita.
- Como playas en gangas no opaca (generalmente cuarzo).
- Escasas, con finas disseminaciones o playas de sulfosales de Pb (boulangerita generalmente, menos frecuente la madocita), con pequeñas playas de galena; también con playas de cobre gris con contenidos de plata (serie tetraedrita-freibergita).
- Muy escasas con pequeñas inclusiones de oro con plata de tamaños menores a 10 micras.

Arsenopirita, es abundante, se presenta:

- Generalmente, como partículas libres de tamaños menores a 250 micras, llegando hasta 450 micras.
- Como disseminaciones generalmente rómbicas en pirita y gangas no opaca (cuarzo, cuarzo/feldespato K).
- Escasas, con playas de cobre gris con contenidos de plata (serie tetraedrita-freibergita).
- Muy escasas, con disseminaciones de oro con plata, de tamaños menores a 5 micras.

Minerales de Fe

Son escasos, están constituidos por galena y sulfosales de Pb.

Galena, se presenta como:

- Como partículas libres de tamaños menores a 100 micras y como escasas/finas diseminaciones en pirita.

Sulfosales de Pb

Constituidos por la bournonita (Sb) y la madocita (Sb y As), se presenta como:

- Como cristales alargados asociados con gangas cuarzosas y/o pirita, menos frecuentes asociados con arsenopirita.

Minerales de Zn

Muy escasos, constituidos por la esfalerita, como partículas libres de tamaños menores a 150 micras.

Minerales de Ag y Cu

Son escasos, están constituidos por cobre gris generalmente antimoniales (con escaso arsénico) de la serie tetraedrita-freibergita. Pueden presentar en su estructura hasta 10% de plata.

Minerales de Au

Constituidos por oro nativo con contenidos de plata. Son escasos, se encuentran como diseminaciones de tamaños menores a 10 micras, preferentemente en la pirita, menos frecuente en arsenopirita.

Gangas no opaca

La ganga no opaca está constituida por cuarzo o cuarzo asociado con feldespato K, menos frecuentes cloritas y óxidos/hidróxidos de Fe. Se presentan como:

- Partículas libres de tamaños menores a 200 micras, llegando hasta 400 micras.
Son las más abundantes.
- Con playas y/o diseminaciones de pirita y/o arsenopirita, menos frecuente de sulfosales de Pb.
- Los óxidos/hidróxidos de Fe, suelen presentarse en bandas (texturas coloformes).

Minerales portadores de oro y plata

El principal mineral portador de oro, presentando contenidos de plata entre el 15 a 22% en su estructura. Se encuentran como diseminaciones de tamaños menores a 10 micras en pirita preferentemente, menos frecuente en arsenopirita.

El cobre gris (serie tetraedrita-freibergita), constituye un portador de plata con presencia de antimonio (preferentemente), presentando en su estructura entre 5 a 11% de Ag. Se encuentran como crecimientos de geometría simple o playas asociadas a pirita o arsenopirita.

5.1.2. Distribución de volumen y grados de liberación

Tabla 11

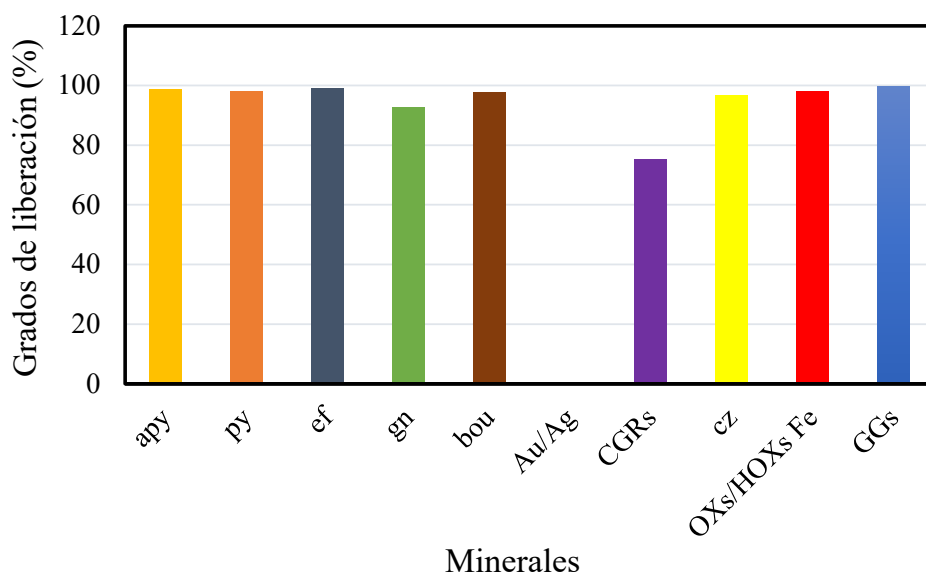
Volumen y grados de liberación de los minerales

Mineral	Volumen (%)	Grados de liberación (%)
Arsenopirita	14.09	98.79
Pirita	5.24	97.93
Esfalerita	0.56	98.89
Galena	1.07	92.75
Boulangerita	0.68	97.73
Electrum	Trazas	-
Cobres grises	0.06	75.00
Cuarzo	2.88	96.77
Óxidos/Hidróxidos de Fe	2.51	98.15
Gangas	72.91	99.74
TOTAL	100.00	

Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

Figura 7

Grado de liberación de los minerales.



Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

5.1.3. Interpretación de los grados de liberación de los enlaces mineralógicos

Tabla 12

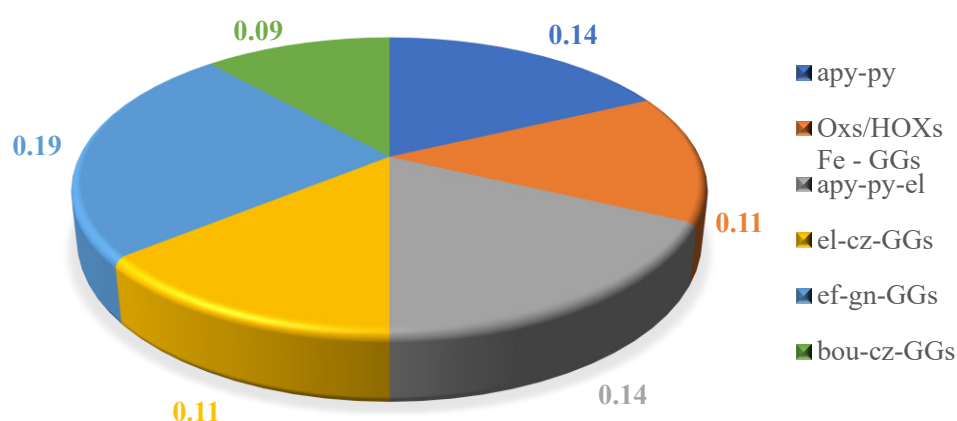
Los tipos de enlaces y su respectiva posibilidad de liberación.

Minerales entrelazados	Tipo entr.	Num part.	Dist. Porc.	Posibilidades de liberación completa
Partículas libres		6403	99.23	
apy-py	1bIII	2	0.03	Moderadamente fácil
	1eIII	4	0.06	Muy difícil a imposible
	3aIV	3	0.05	Moderadamente fácil a difícil
Oxs/HOXs Fe - GGs	3aIII	5	0.08	Moderadamente fácil a difícil
	1bIII	2	0.02	Moderadamente fácil
	1bIV	3	0.05	Moderadamente fácil
apy-py-el	2aII	6	0.09	Muy difícil a imposible
	3aIII	2	0.03	Moderadamente fácil a difícil
el-cz-GGs	1bIII	3	0.05	Moderadamente fácil
	1bIV	2	0.03	Moderadamente fácil
	3aII	5	0.08	Moderadamente fácil
ef-gn-GGs	1eIII	2	0.04	Muy difícil a imposible
	3aIV	4	0.07	Moderadamente fácil a difícil
	3aIII	3	0.04	Moderadamente fácil a difícil
bou-cz-GGs	2aII	3	0.05	Muy difícil a imposible
Total		6452	100.00	

Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

Figura 8

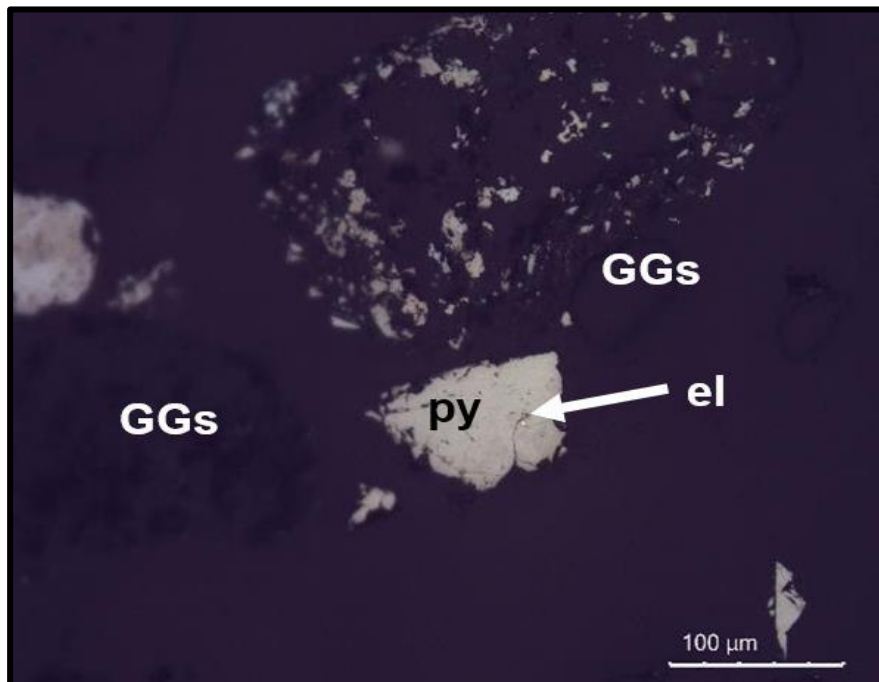
Distribución porcentual de los enlaces existentes.



Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

Figura 9

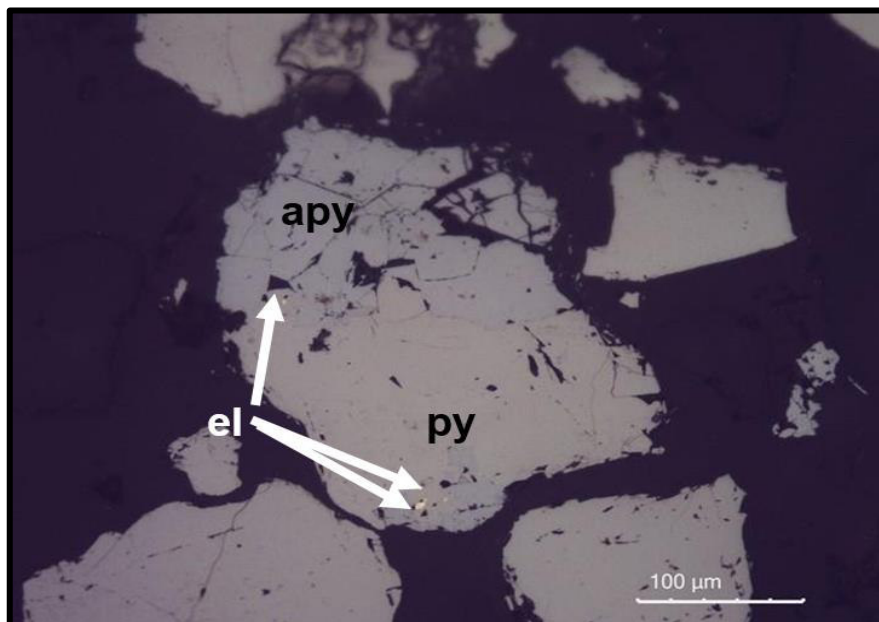
Partícula de pirita con pequeña inclusión de electrum.



Nota: Fotomicrografía del mineral de cabeza (Microscopía Óptica en Luz Reflejada).

Figura 10

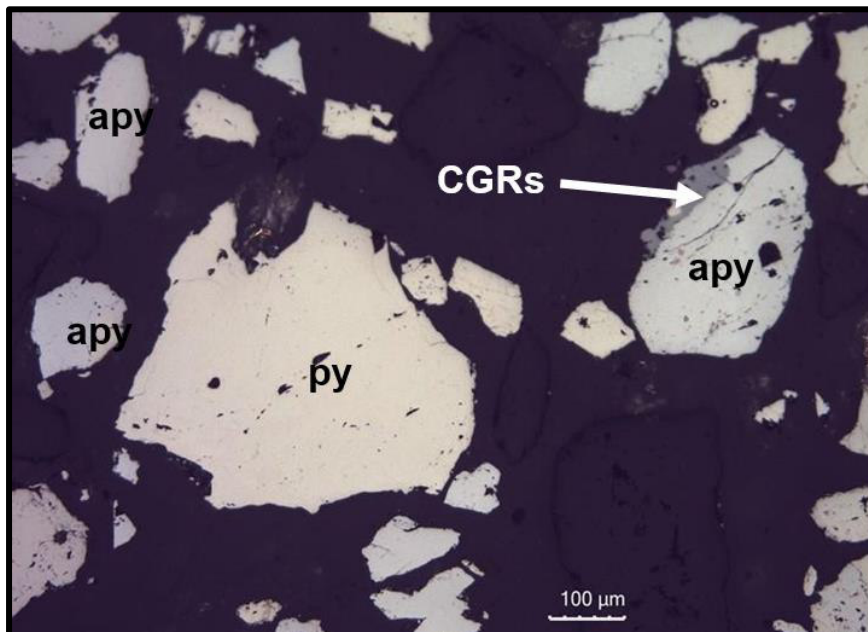
Partícula de pirita asociada con arsenopirita con pequeñas inclusiones de electrum.



Nota: Fotomicrografía del mineral de cabeza (Microscopía Óptica en Luz Reflejada).

Figura 11

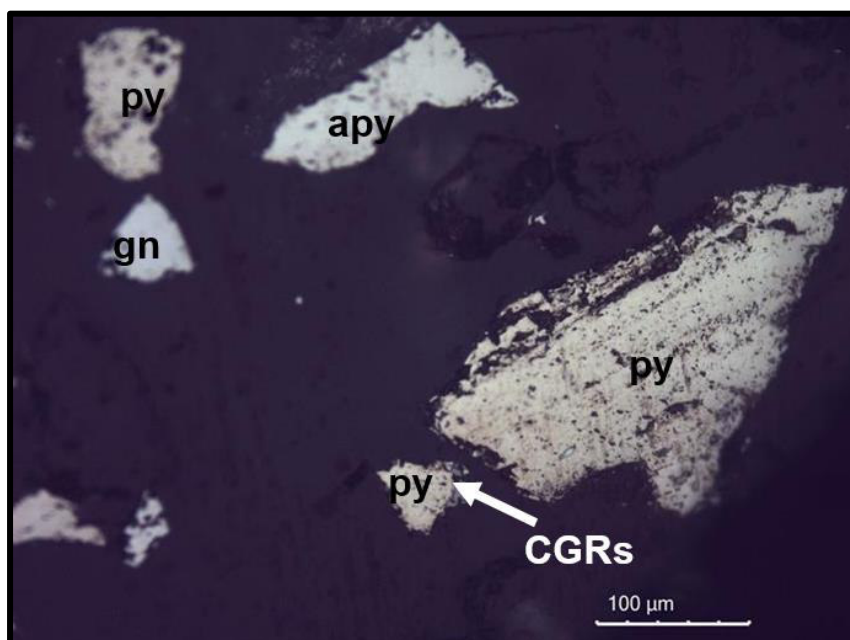
Partícula de arsenopirita con cobres grises.



Nota: Fotomicrografía del mineral de cabeza (Microscopía Óptica en Luz Reflejada).

Figura 12

Partícula de pirita con cobres grises.



Nota: Fotomicrografía del mineral de cabeza (Microscopía Óptica en Luz Reflejada).

5.2. Pruebas Experimentales

Con muestras representativas del lote de mineral muestreado de los yacimientos sulfurados del centro poblado de Sauna, se realizaron pruebas metalúrgicas de moliendabilidad, en un molino de bolas en el laboratorio de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, de capacidad de 1 Kg de muestra, el cual dispone de 14 kg de bolas distribuidas para tamaños de 2" (50%), 1 ½" (30%), y 1" (20%). El equipo de molienda operó a 14 RPM, reduciendo 4 muestras en tiempos de 5, 10, 15 y 20 minutos. Como resultado de dicha prueba se determinó la reducción de tamaño en función al porcentaje menos malla 200 para los distintos tiempos, tal como se describe en la Tabla 13. Así también, se representa la curva de moliendabilidad que obedece a la ecuación $y = 31.761 \cdot \ln(x) - 13.679$, $R^2 = 0.9913$, tal como se representa en la Figura 13.

Tabla 13

Pruebas de molienda a diferentes tiempos

Tiempo de molienda (min)	% Ac (+)	%Ac (-)
5	62.49	37.51
10	41.04	58.96
15	24.78	75.22
20	19.77	80.23

En la Tabla 14 se muestra la ley de cabeza tanto del oro y la plata obtenidas del mineral sulfurado.

Tabla 14

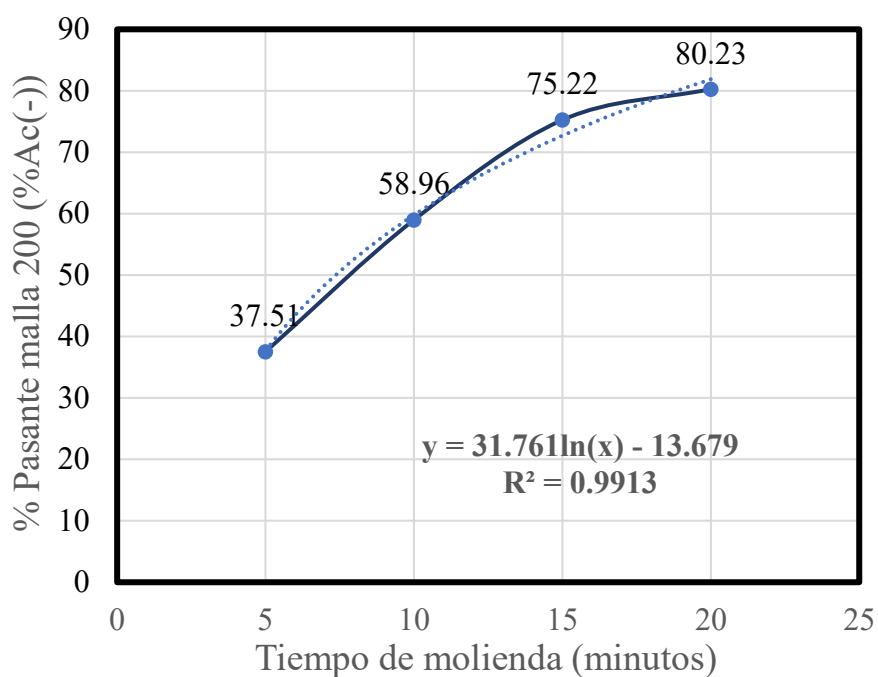
Contenido de oro y plata del mineral sulfurado.

	Oz/Tc
Au	0.28
Ag	0.25

Nota: El Laboratorio HyF SAC dispone de un espectrofotómetro de absorción atómica donde se realizó el análisis químico para determinar los valores del oro y la plata.

Figura 13

Curva de moliendabilidad del mineral sulfurado.



5.2.1. Pruebas de flotación del mineral sulfurado

Con el fin de concentrar el oro y la plata contenidos en la arsenopirita, se desarrollaron pruebas metalúrgicas de flotación del mineral sulfurado en una celda de laboratorio tipo Denver, a partir de la microscopía óptica de la muestra. Para evaluar las variables granulometría y colector xantato amílico de potasio (Z-6) en función de la variable respuesta de recuperación de oro y plata, esta etapa implicó la creación de un diseño experimental factorial. La Tabla 15 muestra las condiciones operativas.

Tabla 15*Condiciones de operación para el proceso de flotación.*

Peso de la muestra	1000 g
Granulometría	65.24 y 80.23% - 200 Malla
pH	Natural (6.5)
Tiempo de acondicionamiento	10 min.
Tiempo de Flotación rougher	8 min.
AR 1242	12.5 g/TM
AR 1208	15.60 g/TM
Z-6 (1%)	20 y 50 g/TM
MIBC	18.30 g/TM
Tiempo de Flotación cleaner	2.5 minutos
Porcentaje de sólidos	30 %
RPM del impulsor	1200

Nota: Elaboración propia con los datos de operación.

Extrapolando para una molienda de 12 minutos, y reemplazando en la ecuación de moliendabilidad como se presenta en la Figura 13, resulta que la granulometría es de 65.24% - 200 malla. Este valor de granulometría nos servirá para desarrollar la experimentación y realizar el diseño factorial en el software Minitab 19.

5.2.1.1. Elaboración del diseño factorial

A continuación, se desarrollaron las pruebas metalúrgicas de flotación mediante un diseño factorial de experimentos con dos niveles, dos factores y dos repeticiones. La dosificación del reactivo xantato amílico de potasio (Z-6) y la granulometría del mineral se tomaron en consideración como variables independientes en función de las variables de respuesta de recuperación de oro y plata. La Tabla 16 enumera los niveles de dosificación más bajos y más altos de las variables investigadas, mientras que la Tabla 17 proporciona detalles sobre el diseño factorial utilizado para crear los experimentos de flotación metalúrgica.

Tabla 16

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

Variable	Valor mínimo	Valor máximo
Granulometría	65.24 % - 200 Malla	80.23% - 200 Malla
Z-6 (1%)	20 g/TM	50 g/TM

Tabla 17

Diseño factorial para el desarrollo de pruebas metalúrgicas de flotación.

OrdenEst	OrdenCorrida	PtCentral	Bloques	Granulometría	Z-6 (g/TM)
1	1	1	1	65.24	20
2	2	1	1	80.23	20
3	3	1	1	65.24	50
4	4	1	1	80.23	50
5	5	1	1	65.24	20
6	6	1	1	80.23	20
7	7	1	1	65.24	50
8	8	1	1	80.23	50

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

5.2.1.2. Desarrollo de diseño factorial

El objetivo de las pruebas de flotación metalúrgica a nivel de laboratorio era evaluar el efecto del tamaño del grano del mineral y la dosificación del reactivo Z-6(1%) en la recuperación de oro y plata. Las pruebas se realizaron de acuerdo con el orden de prueba y las especificaciones de parámetros recomendados por Minitab 19. Los resultados de las pruebas se presentan en los balances metalúrgicos de las Tablas 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24 y 25.

Tabla 18

Balance metalúrgico de prueba N°1 de flotación con granulometría 65.24% -200 malla, 20g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	90.55	9.06	2.01	1.75	1.82	1.58	69.48	62.09	11.04
Medio	137.89	13.79	0.3	0.31	0.41	0.43	15.79	16.75	
Relave	771.56	77.16	0.05	0.07	0.39	0.54	14.73	21.16	
Cabeza calculada			0.26	0.26					

Tabla 19

Balance metalúrgico de prueba N°2 de flotación con granulometría 80.23% -200 malla, 20g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	87.8	8.78	2.51	2.01	2.20	1.76	73.80	67.72	11.39
Medio	154.7	15.47	0.31	0.25	0.48	0.39	16.06	14.84	
Relave	757.50	75.75	0.04	0.06	0.30	0.45	10.15	17.44	
Cabeza calculada			0.30	0.26					

Tabla 20

Balance metalúrgico de prueba N°3 de flotación con granulometría 65.24% -200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	95.42	9.54	1.98	1.66	1.89	1.58	69.98	62.21	10.48
Medio	144.7	14.47	0.35	0.35	0.51	0.51	18.76	19.89	
Relave	759.88	75.99	0.04	0.06	0.30	0.46	11.26	17.91	
Cabeza calculada			0.27	0.25					

Tabla 21

Balance metalúrgico de prueba N°4 de flotación con granulometría 80.23% -200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	93.52	9.451	2.71	2.35	2.53	2.20	82.00	82.46	10.69
Medio	149.73	14.872	0.22	0.11	0.33	0.16	10.66	6.18	
Relave	756.75	75.677	0.03	0.04	0.23	0.30	7.35	11.36	
Cabeza calculada			0.31	0.27					

Tabla 22

Balance metalúrgico de prueba N°5 de flotación con granulometría 65.24% -200 malla, 20 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	92.74	9.27	2.04	1.72	1.89	1.60	72.39	60.63	10.79
Medio	140.94	14.09	0.24	0.3	0.34	0.42	12.94	16.07	
Relave	766.32	76.63	0.05	0.08	0.38	0.61	14.66	23.30	
Cabeza calculada			0.26	0.26					

Tabla 23

Balance metalúrgico de prueba N°6 de flotación con granulometría 80.23% -200 malla, 20 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	88.69	8.87	2.44	1.99	2.16	1.76	72.0.4	65.98	11.28
Medio	160.14	16.01	0.29	0.24	0.46	0.38	15.46	14.37	
Relave	751.17	75.12	0.05	0.07	0.38	0.53	12.50	19.66	
Cabeza calculada			0.30	0.27					

Tabla 24

Balance metalúrgico de prueba N°7 de flotación con granulometría 65.24% -200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	90.56	9.06	2.21	1.79	2.00	1.62	75.41	58.44	11.04
Medio	151.87	15.19	0.28	0.31	0.43	0.47	16.02	16.97	
Relave	757.57	75.76	0.03	0.09	0.23	0.68	8.56	24.58	
Cabeza calculada			0.27	0.28					

Tabla 25

Balance metalúrgico de prueba N°8 de flotación con granulometría 80.23% -200 malla, 50 g/TM y Z-6 (1%).

Componentes	Peso(g)	%Peso	Ley (Oz/Tc)		Contenido fino		Recuperación (%)		Ratio
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Cabeza	1000.00	100							
Concentrado	97.44	9.80	2.64	2.31	2.59	2.26	82.42	86.37	10.26
Medio	147.96	14.80	0.22	0.09	0.33	0.13	10.37	5.10	
Relave	754.08	75.41	0.03	0.03	0.23	0.23	7.21	8.63	
Cabeza calculada			0.31	0.26					

5.2.1.2.1. ANÁLISIS DE VARIANZA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO

Según el análisis de varianza de la Tabla 26 para la recuperación de oro, la dosificación del reactivo Z-6 representa un valor del 17.13%, mientras que la granulometría tiene una contribución del 82.20%. Las figuras 14 y 15, respectivamente, muestran el diagrama de Pareto de los efectos normalizados y el gráfico normal de efectos, que pueden utilizarse para interpretar el impacto de las variables independientes.

Tabla 26

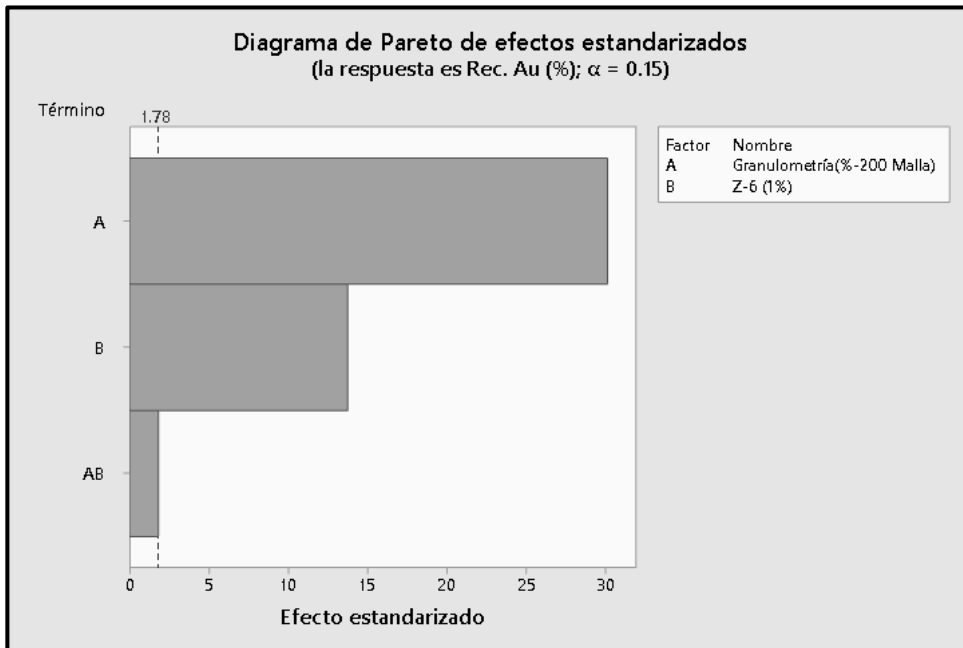
Análisis de varianza para la recuperación de oro.

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	564.435	99.64%	564.435	188.145	366.47	0
Lineal	2	562.703	99.33%	562.703	281.352	548.01	0
Granulometría (%-200 Malla)	1	465.656	82.20%	465.656	465.656	907	0
Z-6 (1%)	1	97.047	17.13%	97.047	97.047	189.03	0
Interacciones de 2 términos	1	1.732	0.31%	1.732	1.732	3.37	0.14
Granulometría*Z-6	1	1.732	0.31%	1.732	1.732	3.37	0.14
Error	4	2.054	0.36%	2.054	0.513		
Total	7	566.488	100.00%				

Nota: Información obtenida del software Minitab 19

Figura 14

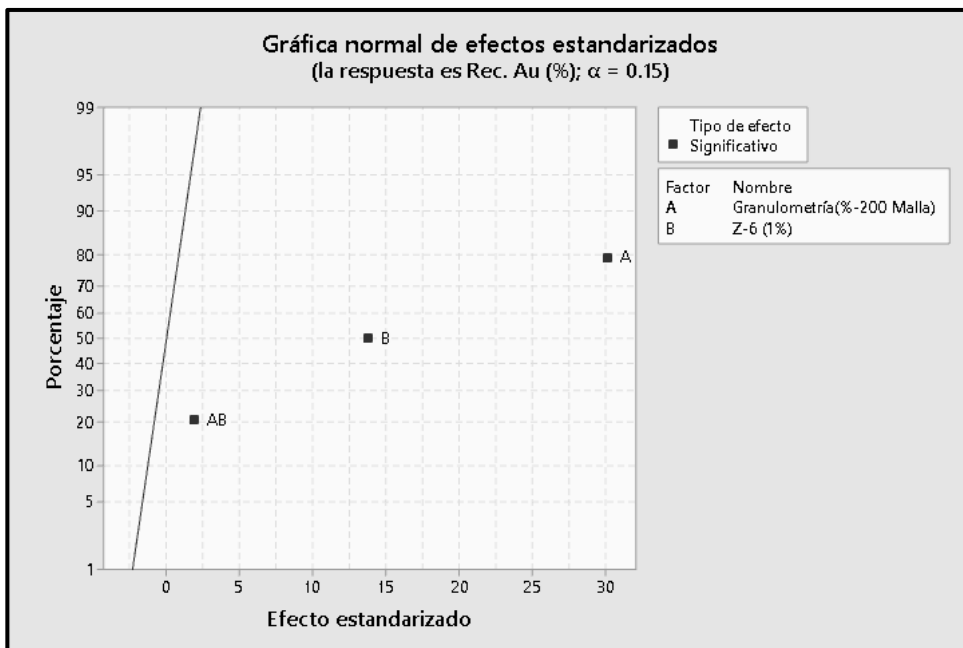
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

Figura 15

Gráfica normal de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

5.2.1.2.2. ECUACIÓN DE REGRESIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN UNIDADES NO CODIFICADAS

El modelo matemático para la recuperación de oro en función de las variables independientes que afectaron al procesamiento de estos minerales está representado por la Ecuación 1, y los coeficientes de correlación del modelo ajustado se muestran en la Tabla 27.

Ecuación1

$$\text{Rec. Au (\%)} = 13.66 + 0.8731 \text{ Granulometría(\%-200 Malla)} - 0.069 \text{ Z-6 (1\%)} + 0.00414 \text{ Granulometría(\%-200 Malla)} * \text{Z-6 (1\%)}$$

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Tabla 27

Coeficientes de correlación del modelo ajustado.

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
0.716523	99.64%	99.37%	8.21447	98.55%	51.82	22.22

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

5.2.1.2.3. ANÁLISIS DE VARIANZA PARA LA RECUPERACIÓN DE PLATA

Según el análisis de varianza de la Tabla 28 para la recuperación de plata, la dosificación del reactivo Z-6 indica un valor de 31.15%, mientras que la granulometría

contribuye en un 60.99%. Las figuras 16 y 17, respectivamente, muestran el diagrama de Pareto de los efectos normalizados y el gráfico normal de efectos, que pueden utilizarse para interpretar el impacto de las variables independientes.

Tabla 28

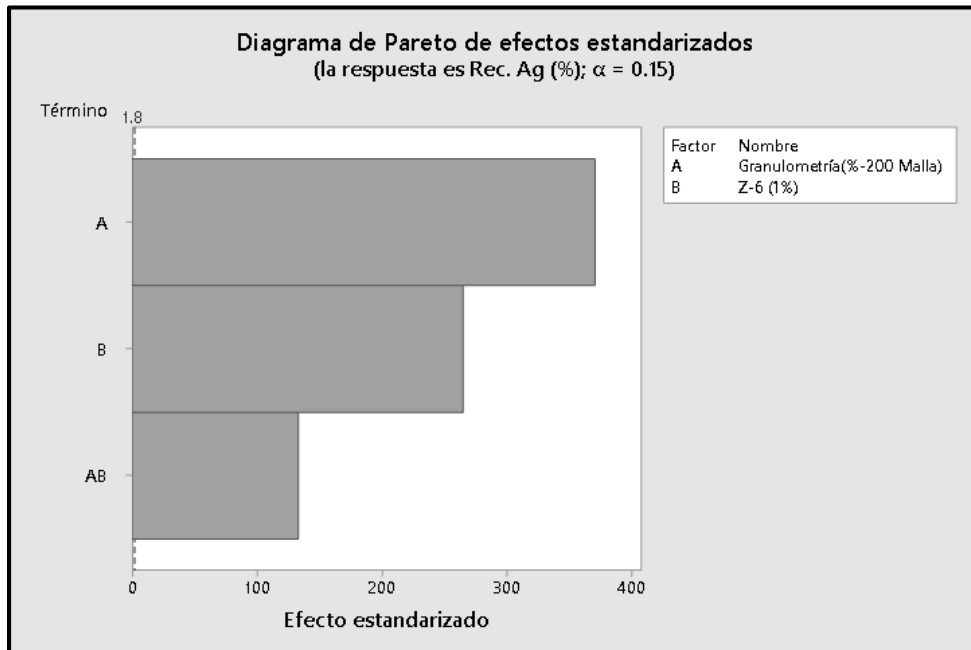
Análisis de varianza para la recuperación de plata.

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	227.159	100.00%	227.159	75.72	74968.04	0
Lineal	2	209.319	92.14%	209.319	104.66	103620.65	0
Granulometría	1	138.556	60.99%	138.556	138.556	137181.07	0
Z-6	1	70.763	31.15%	70.763	70.763	70060.24	0
Interacciones de 2 términos	1	17.84	7.85%	17.84	17.84	17662.8	0
Granulometría*Z-6	1	17.84	7.85%	17.84	17.84	17662.8	0
Error	4	0.004	0.00%	0.004	0.001		
Total	7	227.163	100.00%				

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Figura 16

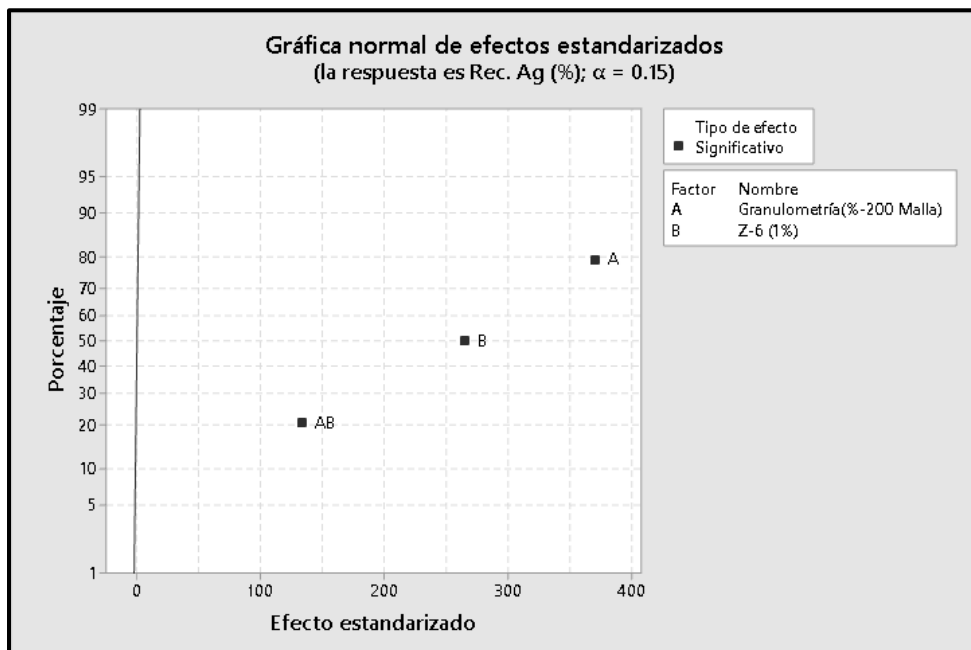
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

Figura 17

Gráfica normal de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

5.2.1.2.4. ECUACIÓN DE REGRESIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN UNIDADES NO CODIFICADAS

El modelo matemático para la recuperación de plata en función de las variables independientes que afectaron al procesamiento de estos minerales se representa mediante la Ecuación 2, y los coeficientes de correlación del modelo ajustado se muestran en la Tabla 29.

Ecuación 2

$$\text{Rec. Ag (\%)} = 69.344 + 0.09036 \text{ Granulometría(\%-200 Malla)} - 0.76785 \text{ Z-6 (1\%)} + 0.013283 \text{ Granulometría(\%-200 Malla)*Z-6 (1\%)}$$

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Tabla 29

Coefficientes de correlación del modelo ajustado.

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
0.0317809	100.00%	100.00%	0.0161604	99.99%	1.98	-27.63

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

5.2.2. Pretratamiento con peróxido de hidrógeno para la cianuración de concentrados refractarios

Para liberar los metales preciosos de este tipo de material y permitir el contacto directo entre los metales y el reactivo de lixiviación, se evaluó la eficacia de la oxidación superficial con peróxido de hidrógeno del mejor concentrado de flotación. Se desarrolló un diseño experimental factorial para los experimentos con el fin de evaluar los efectos del tiempo de pretratamiento y la dosis de peróxido de hidrógeno en la recuperación de oro y plata. La Tabla 30 proporciona una descripción de las condiciones de operación para las pruebas metalúrgicas de cianuración. Además, la Tabla 31 describe los niveles de dosificación más bajos y más altos de las variables investigadas, y la Tabla 32 proporciona detalles sobre el diseño factorial utilizado para realizar las pruebas metalúrgicas de cianuración.

Tabla 30

Condiciones de operación para el proceso de cianuración.

Condiciones de operación	
Peso de la muestra	300 g.
Relación L/S	2/1
Granulometría	80.23% -200 malla
Tiempo	24 horas.
pH	11

Tabla 31

Valores mínimos y máximos de las variables de pretratamiento.

Variable	Valor mínimo	Valor máximo
H ₂ O ₂ (g/TM)	2	4
Tiempo(horas)	3	6

Tabla 32

Diseño factorial para desarrollar las pruebas metalúrgicas de cianuración.

OrdenEst	OrdenCorrida	PtCentral	Bloques	H ₂ O ₂ (g/TM)	Tiempo(horas)
1	1	1	1	2	3
2	2	1	1	4	3
3	3	1	1	2	6
4	4	1	1	4	6
5	5	1	1	2	3
6	6	1	1	4	3
7	7	1	1	2	6
8	8	1	1	4	6

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

5.2.2.1. DESARROLLO DEL DISEÑO FACTORIAL

Con el fin de evaluar la contribución de la dosis de H₂O₂ y del tiempo de pretratamiento con respecto a la recuperación de oro y plata, se realizaron pruebas de pretratamiento de oxidación con peróxido de hidrógeno a nivel de laboratorio, siguiendo los parámetros de las variables y el orden de las pruebas indicados en la Tabla 32. Los resultados de las pruebas se presentan en los balances metalúrgicos de las Tablas 33, 34, 35, 36, 37, 38, 39 y 40.

Tabla 33

Balance metalúrgico de prueba N°1 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 2 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	27.88	21.16	16.73	12.69	61.34	53.65
Relave	300	35.15	36.56	10.55	10.97	38.66	46.35
Cabeza calculada		27.28	23.66				

Tabla 34

Balance metalúrgico de prueba N°2 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 4 g/TM H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	32.54	25.00	19.52	15.00	70.06	60.58
Relave	300	27.81	32.54	8.34	9.76	29.94	39.42
Cabeza calculada		27.86	24.76				

Tabla 35

Balance metalúrgico de prueba N°3 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 2 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	31.00	22.45	18.60	13.47	67.31	56.58
Relave	300	30.11	34.45	9.03	10.34	32.69	43.42
Cabeza calculada		27.63	23.81				

Tabla 36

Balance metalúrgico de prueba N°4 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 4 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	38.35	30.19	23.01	18.11	83.42	76.11
Relave	300	15.24	18.95	4.57	5.69	16.58	23.89
Cabeza calculada		27.58	23.8				

Tabla 37

Balance metalúrgico de prueba N°5 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 2 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	28.01	21.66	16.81	13.00	61.56	54.24
Relave	300	34.98	36.54	10.49	10.96	38.44	45.76
Cabeza calculada		27.3	23.96				

Tabla 38

Balance metalúrgico de prueba N°6 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 3 horas de agitación con 4 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	33.45	26.01	20.07	15.61	71.57	62.58
Relave	300	26.58	31.11	7.97	9.33	28.43	37.42
Cabeza calculada		28.04	24.94				

Tabla 39

Balance metalúrgico de prueba N°7 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 2 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	29.89	22.11	17.33	13.27	65.77	53.86
Relave	300	31.11	37.88	9.33	11.36	34.23	46.14
Cabeza calculada		26.66	24.63				

Tabla 40

Balance metalúrgico de prueba N°8 de lixiviación con cianuro, pretratamiento de 6 horas de agitación con 4 g/TM de H₂O₂.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (mg/L o g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	37.96	29.47	22.78	17.68	84.34	73.19
Relave	300	14.09	21.59	4.23	6.48	15.65	26.81
Cabeza calculada		27.01	24.16				

5.2.2.1.1. ANÁLISIS DE VARIANZA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO

Según el análisis de varianza de la Tabla 41 para la recuperación de oro, la duración del pretratamiento refleja un valor del 26,02% y la dosis de peróxido de hidrógeno aporta una contribución del 69,32%. Las figuras 18 y 19, respectivamente, muestran el diagrama de Pareto de los efectos estandarizados y el diagrama normal de efectos, que pueden utilizarse para evaluar el impacto de las variables independientes.

Tabla 41

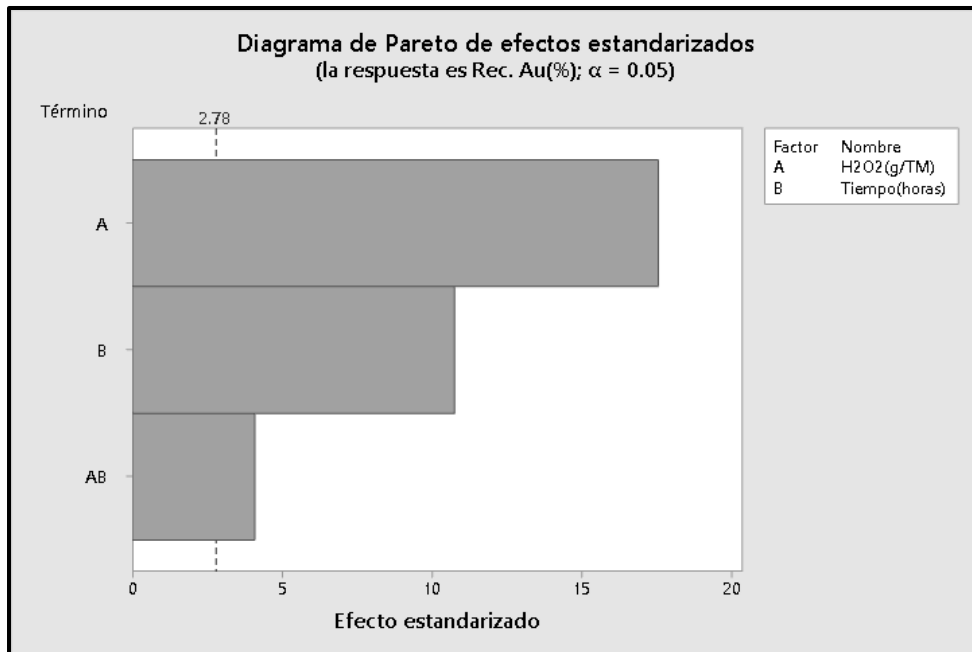
Análisis de varianza para la recuperación de oro.

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	586.198	99.10%	586.198	195.399	146.59	0
Lineal	2	563.971	95.34%	563.971	281.986	211.55	0
H ₂ O ₂ (g/TM)	1	410.074	69.32%	410.074	410.074	307.64	0
Tiempo(horas)	1	153.897	26.02%	153.897	153.897	115.45	0
Interacciones de 2 términos	1	22.227	3.76%	22.227	22.227	16.67	0.015
H ₂ O ₂ (g/TM)*Tiempo(horas)	1	22.227	3.76%	22.227	22.227	16.67	0.015
Error	4	5.332	0.90%	5.332	1.333		
Total	7	591.53	100.00%				

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Figura 18

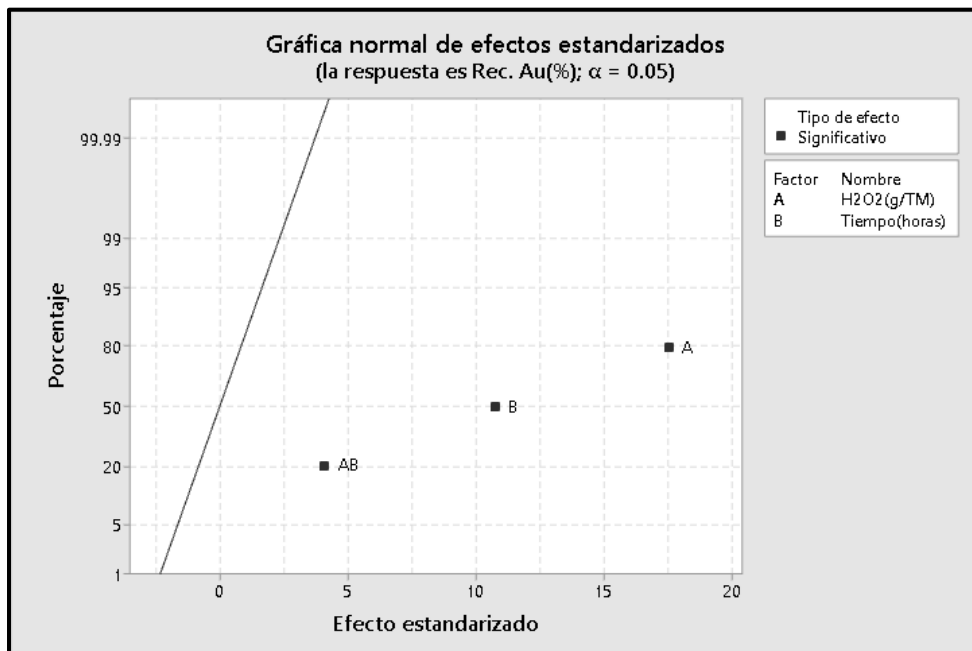
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

Figura 19

Gráfica normal de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

5.2.2.1.2. ECUACIÓN DE REGRESIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN UNIDADES NO CODIFICADAS

El modelo matemático de recuperación del oro en función de las variables independientes que afectaron al tratamiento de estos minerales está representado por la Ecuación 3, y en la Tabla 42 se muestran los coeficientes de correlación del modelo ajustado.

Ecuación 3

$$\text{Rec. Au(\%)} = 51.03 + 2.16 \text{ H}_2\text{O}_2(\text{g/TM}) - 0.410 \text{ Tiempo(horas)} + 1.111 \text{ H}_2\text{O}_2(\text{g/TM}) * \text{Tiempo(horas)}$$

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Tabla 42

Coeficientes de correlación del modelo ajustado para el oro.

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
1.15454	99.10%	98.42%	21.3274	96.39%	59.46	29.85

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

5.2.2.1.3. ANÁLISIS DE VARIANZA PARA LA RECUPERACIÓN DE PLATA

Según el análisis de varianza de la Tabla 43 para la recuperación de plata, la duración del pretratamiento refleja un valor del 15,30% y la dosis de peróxido de hidrógeno aporta una contribución del 76,86%. Las figuras 20 y 21, respectivamente, muestran el diagrama de Pareto de los efectos normalizados y el diagrama normal de efectos, que pueden utilizarse para evaluar el impacto de las variables independientes.

Tabla 43

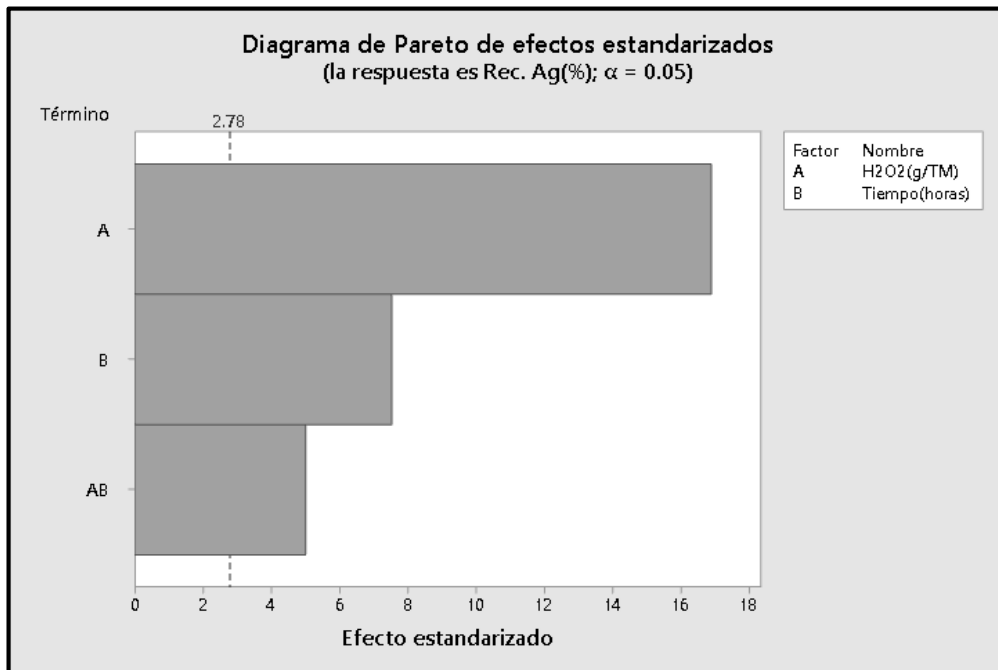
Análisis de varianza para la recuperación de plata.

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	554.661	98.92%	554.661	184.887	122.21	0
Lineal	2	516.725	92.16%	516.725	258.363	170.78	0
H ₂ O ₂ (g/TM)	1	430.957	76.86%	430.957	430.957	284.87	0
Tiempo(horas)	1	85.768	15.30%	85.768	85.768	56.69	0.002
Interacciones de 2 términos	1	37.936	6.77%	37.936	37.936	25.08	0.007
H ₂ O ₂ (g/TM)*Tiempo(horas)	1	37.936	6.77%	37.936	37.936	25.08	0.007
Error	4	6.051	1.08%	6.051	1.513		
Total	7	560.713	100.00%				

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Figura 20

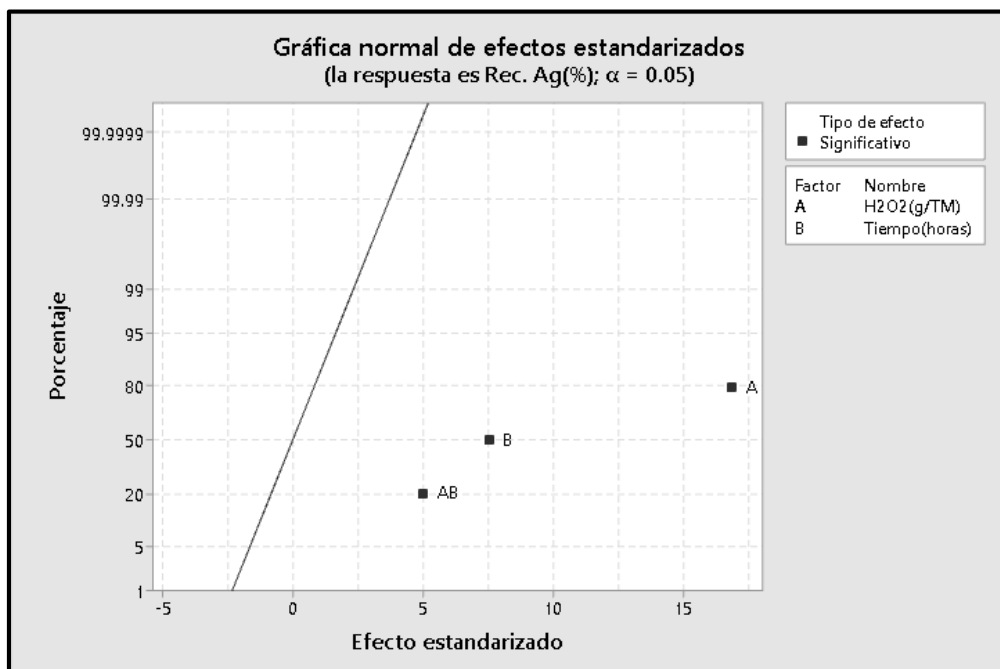
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.



Nota: Gráfica obtenida del software Minitab 19.

Figura 21

Gráfica normal de efectos estandarizados



Nota: Gráfico obtenido del software Minitab 19

5.2.2.1.4. ECUACIÓN DE REGRESIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN UNIDADES NO CODIFICADAS

La Tabla 44 muestra los coeficientes de correlación del modelo ajustado, y la Ecuación 4 representa el modelo matemático para la recuperación de plata en función de las variables independientes que estuvieron presentes en el procesamiento de este tipo de mineral.

Ecuación 4

$$\text{Rec. Ag(\%)} = 50.17 + 0.81 \text{ H}_2\text{O}_2(\text{g/TM}) - 2.172 \text{ Tiempo(horas)} + 1.452 \text{ H}_2\text{O}_2(\text{g/TM}) * \text{Tiempo(horas)}$$

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

Tabla 44

Coeficientes de correlación del modelo ajustado para la plata.

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	PRESS	R-cuad. (pred)	AICc	BIC
1.22996	98.92%	98.11%	24.2050	95.68%	60.47	30.87

Nota: Información obtenida del software Minitab 19.

CAPÍTULO VI: Discusión de Resultados

Estudios realizados han demostrado que los minerales que contienen arsenopirita son reservas importantes ya que contienen oro y plata asociado a estas, junto con el cuarzo que también contiene estos elementos valiosos.

Forson et al. (2021) en el estudio científico “Flotación diferencial de pirita y arsenopirita: Efecto del hidrógeno tipo peróxido y colector” se investigó el papel del peróxido de hidrógeno y el tipo de colector en flotación diferencial de pirita y minerales de arsenopirita sin pretratamiento ácido. Por otra parte, se estudió la extracción con ácido etilendiaminotetraacético (EDTA) y se emplearon análisis de espectroscopía fotoelectrónica de rayos X (XPS) para determinar el grado de oxidación, complementando con mediciones del potencial zeta, espectrometría de masas de iones secundarios de tiempo de vuelo y UV-Vis (TOF-SIMS), para dilucidar el comportamiento de la adsorción del colector y de la formación de especies químicas en la superficie de las partículas. Se observó una mayor formación de hidróxido férrico en la superficie de la arsenopirita en comparación con la pirita usando extracción con EDTA y XPS. Una adición de 2 kg/t de peróxido de hidrógeno y una concentración del colector de 120 g/t de PAX dieron la mejor separación. Se obtuvo una eficiencia de recuperación del 63.1% de pirita y del 5.1% de recuperación de arsenopirita en el concentrado de flotación. La adición del peróxido de hidrógeno (2 kg/t) tuvo un efecto menor sobre el estado de oxidación de la superficie del mineral según el análisis XPS. Por lo tanto, la oxidación de los iones xantato adsorbidos en iones monotiocarbonato hidrófilos fue la más evidente. Razón de la notable depresión de la arsenopirita en comparación con la pirita es que la pirita no se vio afectada con cambio en la secuencia de adición de reactivos. Estos

resultados ofrecen una gran oportunidad para un procesamiento y mejor rentabilidad Enel procesamiento de minerales de sulfuro aurífero refractarios de baja ley.

En esta evaluación de recuperación, en el proceso metalúrgico de flotación del mineral sulfurado, la prueba metalúrgica seleccionada es la P8 porque tiene la mejor recuperación de oro y plata. Como puede verse en la Tabla 45, tras consumir 50 g/TM de colector de xantato amílico potásico al 1% (Z-6), la calidad del concentrado para el oro y la plata es de 2.64 y 2.31 Oz/Tc, respectivamente. Los porcentajes de recuperación de oro y plata son 92.79 y 91.37%, respectivamente, con una relación de concentración de 10.26. La recuperación de oro y plata aumenta con una mayor dosificación del colector Z-6, como lo demuestra la Tabla 45. Esto se debe a que la mayor selectividad del colector para hacer flotar los minerales de sulfuro, cuando se combina con un tamaño de partícula más fino (en este caso, 80.23% - malla 200), aumenta la flotación porque recupera la parte valiosa.

Comparando los resultados obtenidos en esta investigación con los obtenidos en el trabajo de tesis realizado por Bermúdez et al., el estudio de investigación examina los efectos de la temperatura y la granulometría en el pretratamiento de lixiviación alcalina con sulfuro sódico (Na_2S) y sosa cáustica (NaOH), con el fin de extraer oro de un mineral que contiene una alta concentración de arsenopirita y arsénico. En esto se diferencian los dos trabajos. En cuanto a los resultados, otra distinción entre los dos proyectos de investigación es que, con un pretratamiento de 90°C y un tamaño de partícula del 80% menos 400 mallas, la recuperación máxima de oro en este trabajo es

del 28.22%. Basándose en el análisis de varianza con un nivel de confianza del 95%, se puede deducir que la temperatura y el tamaño de las partículas afectan significativamente a la recuperación de oro cuando se utiliza la lixiviación alcalina como pretratamiento.

En base a la caracterización mineralógica se tomó la decisión de evaluar el proceso de flotación, con la finalidad de concentrar el oro y la palta para obtener un concentrado de grado comercial. El estudio se hizo elaborando un diseño factorial y evaluar la contribución del tamaño de partícula y dosificación del colector Z-6 (1%), evaluando en un rango de 65.24 a 80.23% - 200 malla y de 20 a 60g/TM, respectivamente, tal como se evidencia en la gráfica de efectos normales estandarizados. La evaluación de la distribución de tamaños de partícula es muy importante antes de realizar el proceso metalúrgico de flotación, para posteriormente evaluar la recuperación de los minerales de valor a través de la lixiviación.

Tabla 45

Resultados de las pruebas metalúrgicas del proceso de flotación.

Pruebas	Variables		Ley (Oz/Tc)		Recuperación total (%)		Ratio
	Granulometría	Z-6(1%)	Au	Ag	Au	Ag	
P1	65.24	20	2.01	1.75	85.27	78.84	11.04
P2	80.23	20	2.51	2.01	89.85	82.56	11.39
P3	65.24	50	1.98	1.66	88.74	82.09	10.48
P4	80.23	50	2.71	2.35	92.65	88.67	10.69
P5	65.24	20	2.04	1.72	85.34	76.70	10.79
P6	80.23	20	2.44	1.94	87.50	80.34	11.28
P7	65.24	50	2.21	1.79	91.44	75.42	11.04
P8	80.23	50	2.64	2.31	92.79	91.37	10.26

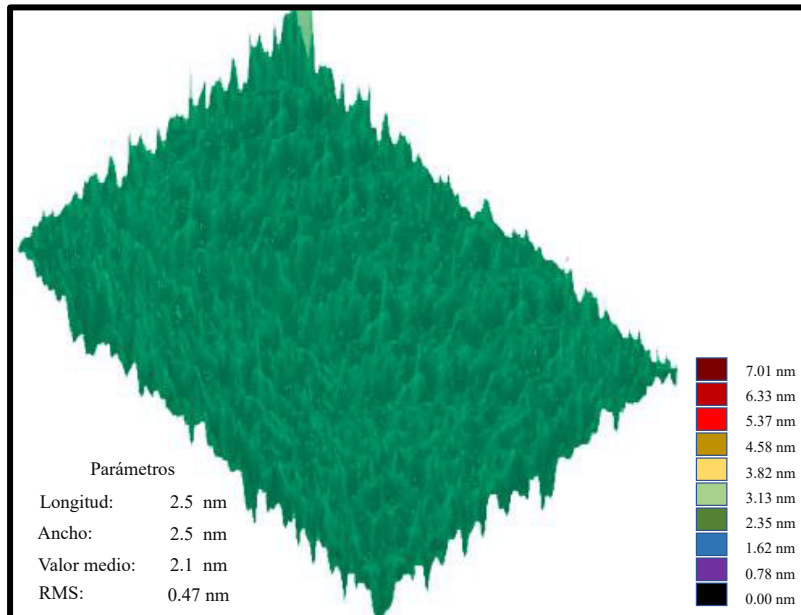
Influencia del pretratamiento con peróxido de hidrógeno antes de la cianuración

El efecto de la concentración del peróxido de hidrógeno (4 g/TM) con un tiempo de 6 horas de pretratamiento, trabajando a temperatura ambiente (25°C), favorece a la superficie del mineral en la oxidación de esta, lo que mejorará el proceso de lixiviación para recuperar el oro y la plata.

Es por ello que después de cada pretratamiento donde se alcanzó las mejores recuperaciones de oro y de plata en la lixiviación como muestra la Tabla 38 y 40, se analizó la oxidación de la superficie morfológica a través de Microscopía de Fuerza Atómica (AFM), con la finalidad de discutir la distribución y la acumulación de oxidación en la superficie final de los concentrados. Como se observa en la Figura 22, la superficie del concentrado flotación sin pretratamiento, se examinó con el objetivo de utilizarlo como referencia en comparación con la morfología superficial después de la oxidación con el peróxido de hidrógeno porque no hay defectos de los cristales en la superficie, la altura promedio de esta superficie es de 2.10 nm y la rugosidad fue de 0.47 nm para este material. Después de tres horas de pretratamiento con 4 g/TM H_2O_2 (Figura 23), la superficie muestra un cambio en la morfología de la superficie, se cubre con la oxidación a diferencia de la Figura 22, la altura promedio de la superficie después de este pretratamiento es 13.55 nm y la rugosidad de la superficie es de 3.4 nm. Ahora aumentando el tiempo a seis horas el consumo de peróxido de hidrógeno de 4g/TM, el área superficial exhibe una oxidación mayor (Figura 24), provocada principalmente por la acumulación de productos oxigenados, la altura promedio y la rugosidad aumento después de la oxidación a 20.36 y 4.61 nm respectivamente. Las morfologías 3D muestran la altura promedio y la rugosidad de la superficie cuadrática (RMS).

Figura 22

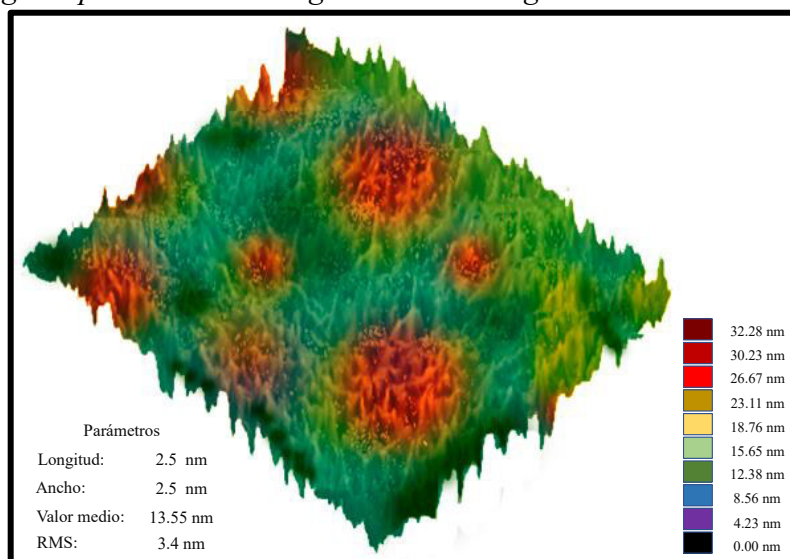
Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación sin pretratamiento con peróxido de hidrógeno.



Nota: Se observa la superficie del concentrado de flotación (prueba N°8).

Figura 23

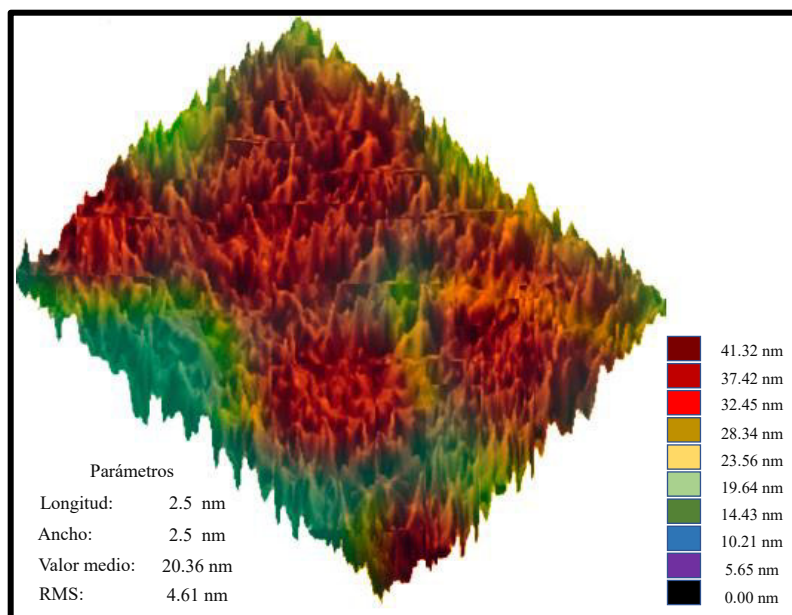
Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación con pretratamiento con 4 g/TM peróxido de hidrógeno a 3 horas agitación.



Nota: Se observa una oxidación parcial en la superficie del concentrado.

Figura 24

Imagen AFM 3D de superficie de concentrado de flotación con pretratamiento con 4 g/TM peróxido de hidrógeno a 6 horas de agitación.



Nota: Se observa la oxidación en la superficie del concentrado en mayor proporción.

Lixiviación de los concentrados provenientes de la flotación

En el proceso metalúrgico de lixiviación con cianuro de sodio de los concentrados provenientes de la flotación de partículas con una granulometría de 80.27% -200 malla, pH igual a 11 (manteniendo estable este valor), se puede observar en la Tabla 46 que la cinética es rápida dentro de las 24 horas, llegando a 84.34 y 73.19 % la recuperación de oro y la plata respectivamente. La mayor recuperación, para esta investigación del mineral sulfurado proveniente de la región de Sauna, se da con 24 horas de agitación, con consumo de cianuro de 6.5 Kg/TM y 2.38Kg/TM de soda cáustica.

Tabla 46

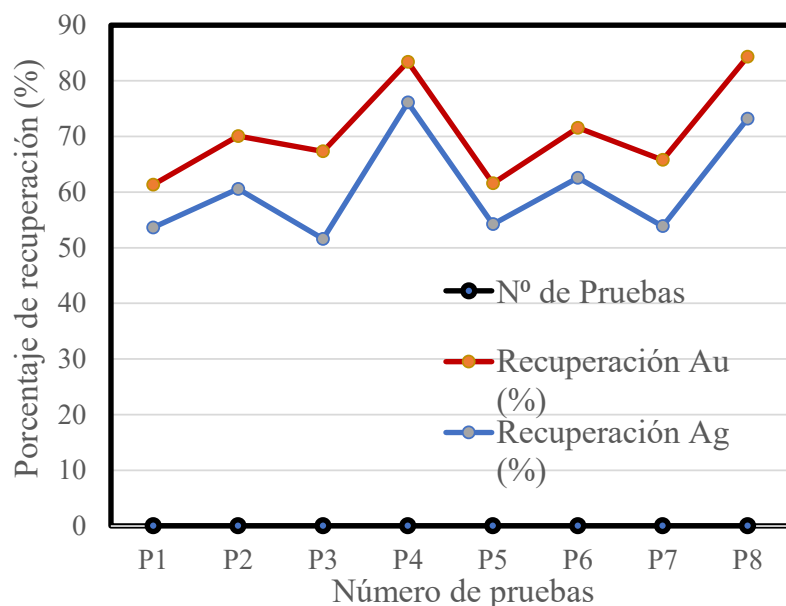
Resultados de las pruebas metalúrgicas del proceso de lixiviación con pretratamiento previo con H_2O_2 .

Pruebas	Variables pretratamiento		Tiempo de lixiviación	Ley (mg/L o g/TM)		Recuperación total (%)	
	H_2O_2 (g/TM)	Tiempo(hr)		Au	Ag	Au	Ag
P1	2	3	24	27.88	21.16	61.34	53.65
P2	4	3	24	32.54	25.00	70.06	60.58
P3	2	6	24	31.00	22.45	67.31	51.58
P4	4	6	24	38.35	30.19	83.42	76.11
P5	2	3	24	28.01	21.66	61.56	54.24
P6	4	3	24	33.45	26.01	71.57	62.58
P7	2	6	24	29.89	22.11	65.77	53.86
P8	4	6	24	37.46	29.47	84.34	73.19

Entonces como evaluación para obtener una recuperación de 92.79 y 91.37% de oro y plata, respectivamente, en el proceso metalúrgico de flotación fue determinante las variables independientes seleccionadas como: la dosificación del colector xantato amílico de potasio (Z-6) a 50 g/TM y la granulometría de 80.23% -200 malla. Después a este mejor concentrado de flotación se le sometió a un pretratamiento donde las variables independientes fueron: tiempo de acondicionamiento y consumo de peróxido de hidrogeno. Finalmente, en el estudio de lixiviación la variable independiente fue el tiempo de cianuración a 24 horas, y se obtuvo una recuperación final de 84.34 y 73.19 % de oro y de plata, respectivamente. En la Figura 25 se muestra el porcentaje de recuperación final de oro y plata al concluir con la lixiviación con cianuro de sodio.

Figura 25

Porcentaje de recuperación de oro y la plata después del proceso de lixiviación.



Nota: Elaboración propia con los resultados obtenidos de cada prueba.

Se realizó una prueba de lixiviación directa con cianuro de sodio a un tiempo de 72 horas, donde la recuperación de oro y la plata fue de 40 y 28% respectivamente como se muestra en la Tabla 47, evidenciando la dificultad de poder extraer estos metales con un proceso convencional. Esta evaluación desarrollada mejoró la recuperación total del oro y la plata 78.26 y 66.87 % respectivamente.

Tabla 47

Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral sulfurado con cianuro de sodio.

Componentes	Peso o Volumen (g o ml)	Ley (g/TM)		Contenido fino (mg)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	300						
Solución rica	600	1.53	1.14	9.18	6.84	40.03	29.77
Relave	300	4.59	5.38	13.77	16.05	59.97	70.23
Cabeza calculada		7.65	7.65				

CONCLUSIONES

1. La evaluación de la dependencia de las variables de granulometría y el colector Z-6 (1%) en función a la recuperación de oro y plata en el proceso de flotación, determinó que, para una mayor recuperación de estos elementos se trabaje con una granulometría de 80.23% menor a malla 200 y 60g/TM de colector.
2. Así también para el proceso de flotación se determinó que los modelos de porcentaje de recuperación del oro [$\text{Rec. Au (\%)} = 13.66 + 0.8731 * (\text{Granulometría (\%-200Malla)} - 0.069 * (Z - 6) (1\%) + 0.00414 * (\text{Granulometría (\%-200Malla)}) * (Z-6) (1\%)]$ y la plata [$\text{Rec. Ag (\%)} = 69.344 + 0.09036 * (\text{Granulometría (\%-200Malla)} - 0.76785 * (Z-6)(1\%) + 0.013283 * (\text{Granulometría (\%-200Malla)}) * (Z-6)(1\%)]$, presentan un coeficiente de correlación de 0.996 y de 1 respectivamente.
3. La evaluación de reducción del tamaño de partículas con relación al tiempo de molienda obedece a la ecuación $y = 31.761 \ln(x) - 13.679$ $R^2 = 0.9913$, donde x es el tiempo de molienda en minutos.
4. Los resultados en la lixiviación muestran mayor recuperación del oro y la plata hasta 84.34 y 73.19% respectivamente, cuando la concentración de H_2O_2 es de 4 g/TM y cuando el tiempo de pretratamiento fue de 6 horas, con una granulometría de 80.23% menor a malla 200. Así también se determinó los modelos de porcentaje de recuperación para el oro [$\text{Rec. Au (\%)} = 51.03 + 2.16 * (\text{H}_2\text{O}_2) (\text{g/TM}) - 0.410 * (\text{Tiempo}) (\text{hora}) + 1.111 * (\text{H}_2\text{O}_2) (\text{g/TM}) * (\text{Tiempo}) (\text{horas})$] y la plata [$\text{Rec. Ag (\%)} = 50.17 + 0.81 * (\text{H}_2\text{O}_2) (\text{g/TM}) - 2.172 * (\text{Tiempo}) (\text{horas}) +$

$1.452 \text{ (H}_2\text{O}_2\text{) (g/TM)* (Tiempo) (hora)}$], presentando un coeficiente de correlación de 0.991 para el oro y 0.989 para la plata.

5. El resultado de las imágenes de AFM 3D de las superficies de los concentrados después del pretratamiento con peróxido de hidrógeno muestran el grado de oxidación de estas a nivel superficial de las partículas, permitiendo mayores recuperaciones de oro y la plata en el proceso metalúrgico de lixiviación.
6. Mediante la cianuración directa originalmente la extracción de oro y plata era de 40 y 28% respectivamente, pero con la evaluación de este proceso se determinó que la recuperación total del oro y la plata es de 78.26 y 66.87% respectivamente, los consumos de cianuro de sodio y de soda caustica se redujeron de 14.7 a 6.5 Kg/TM y 10 a 2.38 Kg/TM respectivamente.

RECOMENDACIONES

1. En este trabajo de investigación se hizo uso de las herramientas estadísticas para optimizar la recuperación de los metales preciosos contenidos en el mineral sulfuroso que contiene arsenopirita, es por ello se recomienda que esta investigación pueda ser continuada, tomando como referencia los resultados obtenidos en cada prueba experimental, realizando un estudio más exhaustivo y muy cuidadoso que permita optimizar la recuperación del oro y la plata de estos minerales proveniente de la zona de Sauna, región La Libertad.
2. Los minerales que contienen oro y plata asociados con arsenopirita hoy en día son un gran reto en la metalurgia para la extracción de estos metales preciosos, por eso sugiero realizar más estudios con otros minerales que contengan arsenopirita y analizar el efecto positivo que se genera para evaluar y optimizar la recuperación de metales preciosos.
3. Se debe promover más el estudio de investigación para la recuperación de metales preciosos contenidos en minerales de arsenopiritas, mediante un trabajo articulado entre la Academia y las empresas involucradas en el sector minero–metalúrgico.
4. Investigar si hay existencia de otros elementos valiosos, para someter a más investigación estos tipos de minerales que contienen arsenopirita en la región Sauna, así teniendo un mayor avance tecnológico esta región y contribuiría con la industria metalúrgica en el Perú.

5. Hacer uso de otro análisis químico para obtener más información de la composición de estos minerales con arsenopirita y hacer uso de otros softwares para recaudar más información en el procesamiento metalúrgico de estos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta, J. (2011). *Épocas metalogenéticas de los yacimientos de Oro, Plata y Cobre en el Perú. Producción, reservas y recursos y su implicancia en la exploración.* Póster, VII Congreso Internacional de Exploradores – ProExplo, Lima.
- Alva, C., Caldas, J., Capristán, P., & Tene, J. (2018). *Índice de progreso social de la provincia de Gran Chimú.* Tesis de maestría, Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima.
- Azañero, A. (2015). *Flotación y concentración de minerales.* Lima: Colecciones Jóvic.
- 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 Central de Reserva del Perú. (2023). *Cuadros estadísticos mensuales.* Reporte, BCRPData, Lima.
- Barriga, A. (2019). *Estudio de la extracción de oro de concentrados refractarios mediante el proceso Albión.* Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Canchari, J., & Perez, A. (2021). *Influencia del pretratamiento con hidróxido de potasio en la extracción de oro y plata de un mineral refractario en la CIA. Minera Ares S.A.* Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.

- Cepeda, L. (1980). *Apuntes de yacimientos minerales*. Apuntes, Instituto Politecnico Nacional, México, D.F.
- Chillón, H., & Mejía, M. (2018). *Tratamiento de relaves de cianuración de concentrados refractarios para la recuperación de oro y plata en la zona de Calpa - Arequipa*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Coetzee, L., & Eksteen, J. (2011). The Internet of Things - promise for the future? An introduction. *IST-Africa Conference Proceedings*, 1-9. <https://doi.org/https://ieeexplore.ieee.org/abstract/document/6107386>
- Cruz, C. (1999). El sudor del sol y las lágrimas de la luna: la metalurgia del oro y de la plata en el antiguo Perú. *Espacio, tiempo y forma. Serie VII, Historia del arte*(12), 11-25. <https://doi.org/http://e-spacio.uned.es/fez/eserv.php?pid=bibliuned:ETFSerie7-46D391EA-7D0F-02E0-DBF0-434F5F473896&dsID=Documento.pdf>
- Dana, C. (1986). *Manual de Mineralogía* (4ta ed.). Madrid: Editorial Reverte.
- De la Torre, E., & Guevara, A. (2006). *Tratamiento de minerales refractarios de oro*. Quito.
- De la Torre, E., Gámez, S., & Pazmino, E. (2018). 5 - Improvements to the cyanidation process for precious metal recovery from WPCBs. *Waste Electrical and Electronic Equipment Recycling*, 115-137. <https://doi.org/https://doi-org.unmsm.lookproxy.com/10.1016/B978-0-08-102057-9.00005-6>
- Delgado, C., & Arce, A. (2022). *Efecto de la cianuración intensiva en reactor IRL para tratar concentrados de flotación de minerales argentíferos de una mina ubicada*

- en la región de Arequipa*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Denis Rogozhnikov, Kirill Karimov, Andrei Shoppert, Oleg Dizer, Stanislav Naboichenko (2020). Elsevier. Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions, (p.5). <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2020.105525>
- 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.
- 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.
- Huachaca, J. (2017). *Evaluación y alternativa en la recuperación de oro aluvial en la cooperativa minera San Antonio limitada Ananea - Puno*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna.
- 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>
- Kai Jiang, David Santos-Carballal, Jie Liu, Yuexin Han, Yimin Zhu, Yan Wang, Deju Zhang, Nora H. de Leeuw (2023). Elsevier. Experimental and theoretical studies of the mechanism of oxidation of arsenopyrite in the presence of hydrogen peroxide, (p.7). <https://doi.org/10.1016/j.apsusc.2023.157673>.

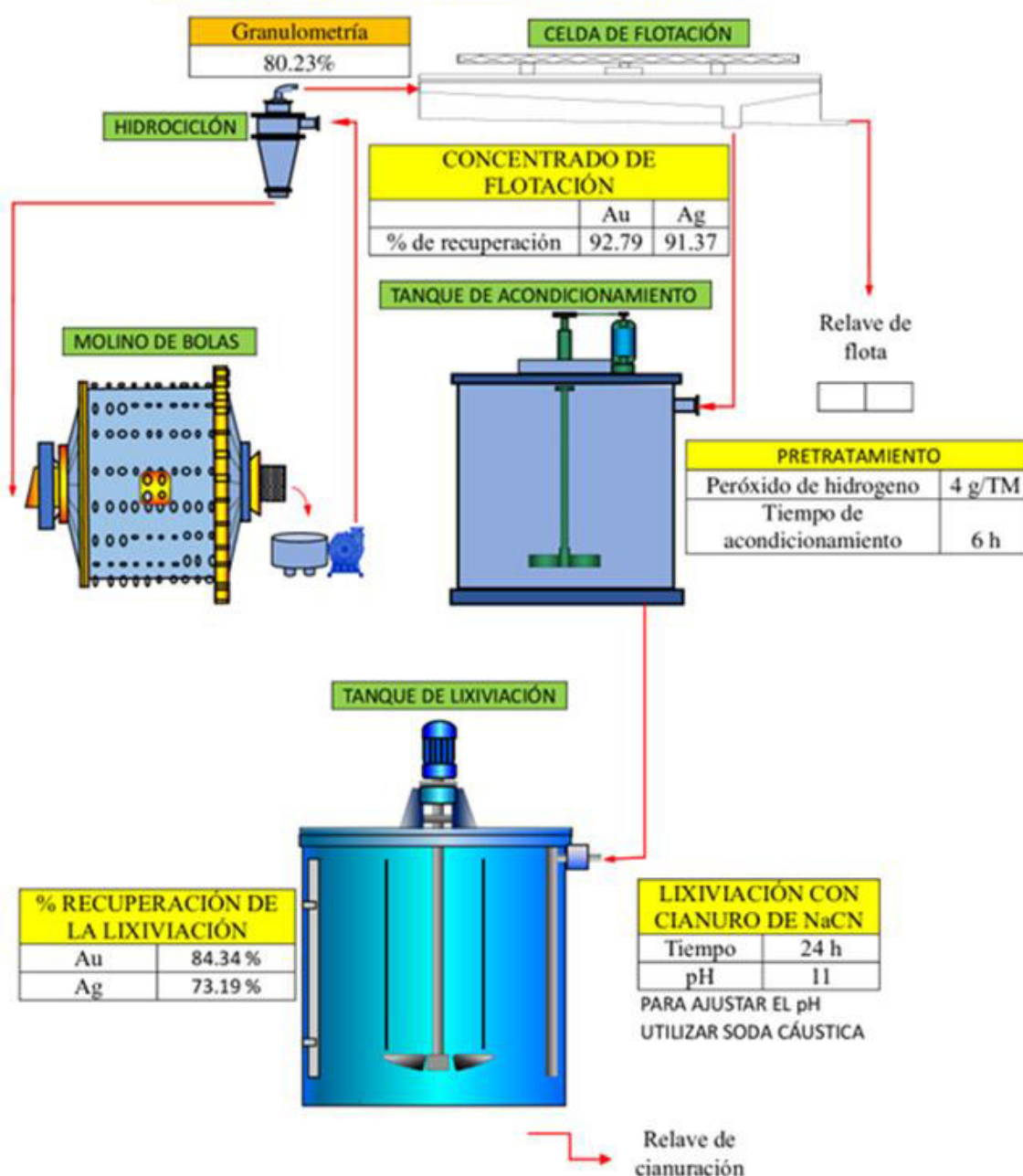
- Marsden, J., & House, L. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction: Second Edition*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1007/BF03215543>
- Mendoza, C. (2016). *Propuesta de utilización de emulsión asfáltica modificada en el mantenimiento de la carretera: Lucma – 09 de Octubre, para mejorar la transitabilidad vehicular en el distrito de Lucma, provincia Gran Chimú – La Libertad, 2016*. Tesis de licenciatura, Universidad Privada de Trujillo , Trujillo.
- Ministerio de Energía y Minas. (2022). *Boletín Estadístico Minero (Edición N° 12-2022)*. Boletín, Gobierno del Perú.
- Misari, F. (2010). *Metallurgia del Oro* (Vol. 2). Lima, Perú: San Marcos EIRL.
- Philip Forson, Massimiliano Zanin, William Skinner, Richmond Asamoah (2021). Elsevier. Differential flotation of pyrite and arsenopyrite: Effect of hydrogen peroxide and collector type (p.9). <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.106808>
- Rivera, L. (2009). *Recuperación de oro refractario aplicando lixiviación con thiosulfato y resina en pulpa en la Uea Condestable*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Salinas, E., Rivera, I., Carrillo, R., Patino, F., Hernández, J., & Hernández, L. (2004). Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. *Revista de la Sociedad Química de México*, 48, 315-320.
<https://doi.org/https://www.scielo.org.mx/pdf/rsqm/v48n4/v48n4a21.pdf>

- Toapanta, G. (2011). *Análisis de oro y plata de concentrados gravimétricos auríferos mediante ensayo al fuego utilizando cobre como colector*. Tesis de licenciatura, Universidad San Francisco de Quito, Quito.
- Tufan, B., Kaya, E., Oyman, T., Sayin, E., & Batar, T. (2011). Flowsheet assessment to recover more gold. *The journal of ore dressing*, 13(26).
<https://doi.org/https://www.researchgate.net/publication/330508847>
- Yanhua Liu, Fang Xia, Yi Yang, Miao Chen (2024). Elsevier. Thermodynamic analysis and in situ PXRD study of mineralogy phase transformation of arsenopyrite in acid pressure oxidation (p.3). <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108486>
- Yanhua Liu, Wei Sung Ng, Miao Chen (2023). Elsevier. Acid pressure oxidation leaching of arsenopyrite in the presence of pyrite: Oxygen consumption kinetics (p.9).
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108025>
- Zaldaña, E., & Zavaleta, G. (2016). *Influencia de la temperatura y de la granulometría en el pre-tratamiento por lixiviación alcalina (Na₂S y NaOH) de un mineral refractario con contenido de arsénico(As) procedente de Sayapullo, para incrementar la recuperación de oro mediante cianuración*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo.

ANEXOS

Figura 26

Circuito del proceso metalúrgico para diseñar una planta de concentración y lixiviación de oro y plata de minerales sulfurados con contenido de arsenopirita en la zona de Sauna- La Libertad.



Nota: Elaboración propia.

Figura 27

Socavón de la mina artesanal, centro poblado de Sauna.



Figura 28

Carga y transporte de 30 TM de mineral sulfurado.



Figura 29

Mineral homogenizado para realizar el cuarteo y obtener una muestra representativa.



Figura 30

Mineral sulfurado contenido de arsenopirita.



Tabla 48

Volúmenes y grados de liberación de los minerales observados.

MINERALES			ARSENOPIRITA		PIRITA		ESFALERITA		GALENA		BOULANGERITA		ELECTRUM		COBRES GRISES		CUARZO		ÓXIDOS/ HIDRÓXIDOS DE FE		GANGAS		
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	
Total, de Partículas Libres	6403		898.77		330.98		35.48		67.75		41.93		35.48		0		179.36		157.43		4687.37		
% Volumen Partículas libres		99.23		13.93		5.13		0.55		1.05		0.65		0.05		0.00		2.78		2.44		72.65	
TOT.PARTICULAS	NUMERO PARTICULAS	VOLUMEN	ARSENOPIRITA		PIRITA		ESFALERITA		GALENA		BOULANGERITA		ELECTRUM		COBRE GRISES		CUARZO		ÓXIDOS/HIDRÓXIDOS DE FE		GANGAS		
ENTRELAZADAS	.	PORCENTUAL	N	% V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	
apy-py	4	0.06	5.16	0.08	3.87	0.06																	
Oxs/HOXs Fe-GGs	5	0.08																	4.52	0.07	2.58	0.04	
apy-py-el	3	0.05	5.16	0.08	3.23	0.05							0.65	0.01									
el-cz-GGs	3	0.05											0.65	0.01			4.52	0.07			1.94	0.03	
ef-gn-GGs	2	0.04					0.65	0.01	1.29	0.02											10.32	0.16	
Bou-cz-GGs	3	0.04									1.94	0.03					1.94	0.03			1.94	0.03	
TOTAL, ENTREL.	20	0.32	10.32	0.16	7.1	0.11	0.65	0.01	1.29	0.02	1.94	0.03	1.3	0.02	0.00	0.00	6.46	0.1	4.52	0.07	16.78	0.26	
TOT.LIB+ENLZ	6452	100.00	909.09		338.08		36.13		69.04		43.87		36.78		3.87		185.82		161.95		4704.15		
TOT.VOL.																	2.88		2.51				
PORCENTUAL		100.00		14.09		5.24		0.56		1.07		0.68	TRAZAS		0.06							72.91	
GRADOS DE																	96.77		98.15				
LIB.PORCENTUAL			98.79		97.93		98.89		92.75		97.73		0.00		75.00						99.74		

Nota: Información proporcionada por FEI Company de MyAP SAC.

Símbolos:

N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.

%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.

Tabla 49

Matriz de consistencia

"Evaluación de la recuperación de oro y plata mediante procesos de flotación y lixiviación de minerales sulfurados con alto contenido de arsenopirita en la zona de Sauna - región La Libertad"				
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Hipótesis	
			Variables de la hipótesis general	
			Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿Cómo evaluar la recuperación de oro y plata de los minerales con contenidos de arsenopirita de la zona de Sauna-región La Libertad, mediante procesos metalúrgicos de flotación y lixiviación?	Evaluar la recuperación de oro y plata de minerales sulfurados que contienen arsenopirita, mediante los procesos de flotación en la primera etapa, seguido de un pretratamiento con peróxido de hidrogeno de los concentrados de flotación, para luego efectuar la lixiviación con cianuro de sodio en el centro poblado de Sauna, región La libertad.	La evaluación permitirá que los procesos metalúrgicos utilizados como: flotación del mineral, pretratamiento con peróxido de hidrogeno y la lixiviación de estos concentrados de flotación sean viables para incrementar la recuperación de oro y plata.	Recuperación de oro y plata	Se reportan en términos porcentuales como resultados de ensayos químicos
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
¿Cuáles son las variables determinantes para evaluar la recuperación de oro y plata de este mineral sulfurado con arsenopirita?	Realizar el proceso de flotación e identificar las variables que son determinantes para evaluar la recuperación de oro y plata de este mineral sulfurado de arsenopirita.	Identificar mediante microscopía óptica las otras especies mineralógicas asociadas a los minerales sulfurados con arsenopirita para determinar, los grados de liberación, la distribución volumétrica, las partículas entrelazadas y libres, y el tamaño de partícula extraídas en la zona de Sauna.	Especies de minerales y amarres mineralógicos Distribución volumétrica Grados de liberación	Se identifican a través de la observación de una muestra representativa en el microscopio óptico de luz reflejada se reportan en términos porcentuales como resultados de la identificación de las especies en el microscopio óptico se reportan en términos porcentuales como resultados de la identificación de las especies en el microscopio óptico
Problema específico N°2	Objetivo específico N°2	Hipótesis específica N°2	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿Cómo realizar el proceso de pretratamiento del concentrado de flotación obtenido en la primera etapa para lograr reducir el consumo de cianuro y hacer que se logre la recuperación de oro y plata dentro de un rango aceptable?	Efectuar el pretratamiento del concentrado con peróxido de hidrogeno obtenido en la flotación para recuperar oro y plata.	Evaluar las variables para recuperar oro y la plata en el proceso de flotación como la granulometría del mineral y el colector utilizado.	Recuperación de oro y plata	Se reportan en términos porcentuales como resultados de ensayos químicos
Problema específico N°3	Objetivo específico N°3	Hipótesis específica N°3	Nombre de la variable	Técnicas de recolección de datos
¿Cuáles son las variables determinantes para realizar la lixiviación del concentrado pre-tratado para recuperar oro y plata?	Lixiviar el concentrado pretratado para aumentar la recuperación de oro y plata.	Determinar el mejor concentrado de flotación, que posteriormente recibirá un pretratamiento con peróxido de hidrógeno para oxidarlo, esto para determinar las variables como: el tiempo del pretratamiento y el consumo del peróxido de hidrógeno. Para luego someterlo a una lixiviación con cianuro de sodio.	Recuperación de oro y plata	Se reportan en términos porcentuales como resultados de ensayos químicos

Nota: Esquema resumen de la investigación planteada.