



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Dirección General de Estudios de Posgrado
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera,
Metalúrgica y Geográfica
Unidad de Posgrado

**Caracterización del blending para reducir la
refractariedad del mineral y mejorar la recuperación
de oro y plata en las plantas de procesamiento de
minerales**

TESIS

Para optar el Grado Académico de Magister en Geometalurgia

AUTOR

Juan Carlos CAMPOS CONDORI

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2026



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.

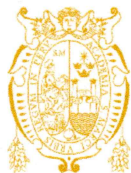
Referencia bibliográfica

Campos, J. (2026). *Caracterización del blending para reducir la refractariedad del mineral y mejorar la recuperación de oro y plata en las plantas de procesamiento de minerales*. [Tesis de maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Unidad de Posgrado]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor	
Nombres y apellidos	Juan Carlos Campos Condori
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	09955138
URL de ORCID	https://orcid.org/0009-0006-5440-0001
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/0000-0001-5818-8569
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Enrique Guadalupe Gómez
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09191995
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Jorge Escalante Contreras
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	28286636
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
Datos de investigación	

Línea de investigación	C.0.5.3. Caracterización de materiales C.0.4.16. Lixiviación de minerales C.0.4.1. Desarrollo de modelos, simulación y optimización de procesos
Grupo de investigación	No aplica.
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento.
Ubicación geográfica de la investigación	Edificio: Laboratorio de Metalurgia Extractiva de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos País: Perú Departamento: Lima Provincia: Lima Distrito: Lima Urbanización: Ciudad Universitaria Avenida: Av. Venezuela 3789 Latitud: -12.0569 Longitud: -77.0850
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2023 - 2025
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



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Lima, a los seis días del mes de febrero del año dos mil veintiséis, siendo las once horas, se reúnen los suscritos Miembros del Jurado Examinador de Tesis, nombrado mediante Dictamen N° 000082-2026-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM del 03 de febrero del 2026, con la finalidad de evaluar la sustentación oral de la siguiente tesis:

TÍTULO

«CARACTERIZACIÓN DEL BLENDING PARA REDUCIR LA REFRACTARIEDAD DEL MINERAL Y MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN LAS PLANTAS DE PROCESAMIENTO DE MINERALES»

Presentado por el Bach. **JUAN CARLOS CAMPOS CONDORI**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA**.

El Secretario del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N° UNMSM-20240104631, de fecha 22 de octubre del 2024, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y que cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento General de Estudios de Posgrado», aprobado con Resolución Rectoral N° 04790-R-18 del 08 de agosto del 2018.

Luego de la Sustentación, se procede con la calificación de la Tesis, de acuerdo al procedimiento respectivo y se registra en el acta correspondiente de conformidad al Art. 100 del precitado Reglamento, correspondiéndole al graduando la siguiente calificación:

BUENO (16)

Habiendo sido aprobada la sustentación de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA** al Bach. **JUAN CARLOS CAMPOS CONDORI**.

Siendo las 12:00 horas, se dio por concluido al acto académico.

DR. ENRIQUE GUADALUPE GÓMEZ
Presidente

DR. JORGE ESCALANTE CONTRERAS
Secretario

DR. DANIEL FLORENCIO L'OVERA DÁVILA
Miembro

DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Asesor

Anexo 1

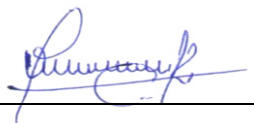
CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS en mi condición de asesor acreditado con el Dictamen de la **UPG N° 000417-2024-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM de la tesis**, cuyo título es **«CARACTERIZACIÓN DEL BLENDING PARA REDUCIR LA REFRACTARIEDAD DEL MINERAL Y MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN LAS PLANTAS DE PROCESAMIENTO DE MINERALES»**, presentado por el **bachiller** JUAN CARLOS CAMPOS CONDORI, para optar el grado académico de MAGISTER EN GEOMETALURGIA, **CERTIFICO** que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el **16%** 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 grado académico de MAGISTER EN GEOMETALURGIA.

Lima, 29 de Diciembre de 2025

Firma del Asesor



Nombres y Apellidos del asesor: Vidal Sixto Aramburú Rojas

DNI: 08608364

* Según corresponda: bachiller, magíster, doctor; título profesional o título de segunda especialidad

La vigencia del presente certificado corresponde a un período de noventa (90) días desde la fecha de su emisión; siempre que no haya observaciones en el texto durante el proceso de revisión por el jurado informante o surja alguna contingencia.

DEDICATORIA

A Dios, por ser mi guía y fortaleza en cada paso de mi vida, por darme la sabiduría y la perseverancia necesarias para culminar este importante logro académico. A mis padres, cuyo amor incondicional, esfuerzo y sacrificio han sido el pilar fundamental en mi formación, enseñándome el valor del trabajo y la dedicación. A mi familia, por su constante apoyo, palabras de aliento y paciencia durante este proceso, siendo siempre un refugio de amor y motivación. A todos ellos, les dedico con gratitud y cariño este trabajo, que representa el fruto de su confianza y su inquebrantable fe en mí.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, institución que me ha brindado una formación de calidad y un espacio de crecimiento académico y profesional. A mi asesor, Dr. Vidal Sixto Aramburú Rojas, por su valiosa orientación, paciencia y compromiso en el desarrollo de esta investigación, guiándome con su experiencia y conocimiento. A la plana docente, cuyos enseñanzas y exigencia han sido fundamentales para mi desarrollo intelectual y profesional. A mis amigos y compañeros, por su apoyo incondicional, por compartir conmigo este camino lleno de retos, aprendizaje y momentos inolvidables. A cada uno de ustedes, mi más sincero agradecimiento, pues este logro también les pertenece.

ÍNDICE

RESUMEN.....	IX
ABSTRACT	X
NOMENCLATURA	XI
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Situación problemática.....	1
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1. Problema General.....	3
1.2.2. Problemas específicos.....	3
1.3 Justificación teórica.....	3
1.4 Justificación práctica.....	4
1.5 Objetivos de la investigación	5
1.5.1. Objetivos Generales	5
1.5.2. Objetivos Específicos.....	5
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	6
2.1 Marco filosófico.....	6
2.2 Antecedentes del problema	8
2.2.1. Antecedentes internacionales	8
2.2.2. Antecedentes nacionales	11
2.3 Bases teóricas.....	12
2.3.1. Procesos mineralógicos y depósitos minerales	12
2.3.2. Geometalurgia.....	13
2.3.3. Caracterización geometalúrgica	13
2.3.3.1. Análisis mineralógico.....	15
2.3.3.2. Análisis textural.	17
2.3.3.3. Análisis mecánico.	18

2.3.3.4.	Análisis metalúrgico.....	19
2.3.4.	Caracterización geometalúrgica de los minerales de oro.....	19
2.3.4.1.	Descripción general de la geometalurgia.	19
2.3.5.	Caracterización metalúrgica de los minerales de oro.....	23
2.3.5.1.	Clasificación de los minerales de oro desde el punto de vista geometalúrgico.	24
2.3.6.	Estudio Metalúrgico del blending.....	36
2.3.7.	Blending.....	37
2.3.8.	Minerales.....	37
2.3.9.	Mineral refractario	37
2.3.10.	Proceso de cianuración.....	38
2.3.11.	Cianuración del oro.....	39
2.3.11.1.	Minerales cianurables.....	40
2.3.11.2.	Fundamentos de la cianuración del oro.....	40
2.3.11.3.	Efecto del Cianuro.....	41
2.4	Marcos conceptuales o glosario	43
CAPITULO III: METODOLOGÍA		45
3.1.	Tipo y diseño de investigación.....	45
3.1.1.	Tipo de investigación.....	45
3.1.2.	Diseño de investigación	46
3.2.	Unidad de análisis	47
3.3.	Población de estudio	48
3.4.	Tamaño de muestra	49
3.5.	Selección de muestra.....	49
3.5.1.	Criterio de inclusión.....	50
3.5.2.	Criterio de exclusión	50
3.6.	Técnicas de recolección de datos	50

3.6.1.	Técnicas.....	51
3.6.2.	Instrumentos.....	52
3.7.	Análisis e interpretación de la información	52
3.8.	Hipótesis.....	53
3.8.1.	Hipótesis general.....	53
3.8.2.	Hipótesis específica.....	53
3.9.	Identificación de variables	54
3.9.1.	Variable independiente.....	54
3.9.2.	Variable independiente controladas	54
3.9.3.	Variable dependiente.....	54
3.10.	Operacionalización de variables	54
3.11.	Matriz de consistencia.....	56
CAPÍTULO IV: CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA		57
4.1.	Caracterización mineralógica de los minerales.....	57
4.2.	Muestras de los minerales para el blending	58
4.2.1.	Muestra del mineral proveniente del tajo 01.....	58
4.2.1.1.	Fotomicrografías de la muestra de mineral del Tajo 01.....	58
4.2.1.2.	Distribución volumétrica y grados de liberación de la muestra de mineral del Tajo 01.....	59
4.2.2.	Muestra del mineral proveniente del tajo 02.....	65
4.2.2.1.	Fotomicrografías de la muestra de mineral del tajo 02.....	65
4.2.2.2.	Distribución volumétrica y grados de liberación del mineral del tajo 02.	69
4.2.2.3.	Interpretación de los grados de liberación de los minerales que han intervenido en el análisis modal.	70
4.2.2.4.	Distribución elemental en los minerales observados.	73
4.2.3.	Muestra del mineral proveniente del tajo 03.....	74
4.2.3.1.	Fotomicrografías de la muestra de mineral del Tajo 03.....	74

4.2.3.2. Distribución volumétrica y grados de liberación de la muestra de mineral del tajo 03.	78
4.2.3.3. Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal.	78
4.3. Pruebas Experimentales	82
4.3.1. Impacto del blending.....	83
4.3.2. Estrategia recomendada	83
4.3.3. Blending de los minerales en la recuperación de oro y plata.....	83
4.3.4. Lixiviación del blending de los minerales	84
4.3.4.1. Desarrollo del diseño factorial.	85
4.3.4.2. Análisis de varianza para la recuperación de oro.....	88
4.3.4.3. Ecuación de regresión para la recuperación de oro en unidades no codificadas.....	89
4.3.4.4. Análisis de varianza para la recuperación de plata, ...	90
4.3.4.5. Ecuación de regresión para la recuperación de plata en unidades no codificadas.....	91
4.4. Contrastación de hipótesis.....	92
4.5. Discusión de resultados.....	94
CONCLUSIONES	102
RECOMENDACIONES	103
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	105
ANEXOS.....	111

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Elementos de una caracterización geometalúrgica.....	14
Figura 2: Tipos de intercrecimientos (texturas) entre minerales.....	18
Figura 3: Diversas disciplinas de importancia en geometalurgia.....	20
Figura 4: Diagrama de flujo simplificado que ilustra el enfoque geometalúrgico típico	23
Figura 5: Clasificación de los minerales de oro.....	24
Figura 6: Esquema de procesamiento para minerales de molienda libre	25
Figura 7: Esquema de procesamiento para minerales complejos.....	25
Figura 8: Esquema de tratamiento para minerales refractarios.....	26
Figura 9: Clasificación de los tipos de mineral de oro.....	27
Figura 10: Formas y portadores de oro.	28
Figura 11: Formas y portadores de oro	30
Figura 12: Minerales de oro: 1. Oro nativo, 2. Electrum, 3. Auricúprido (AuCu_3) (con inclusiones de plata nativa) y 4. Tetra-auricúprido (AuCu).....	31
Figura 13: Gráfico de oro vs arsénico para pirita. Oro en solución sólida (o) y oro coloidal (●).....	33
Figura 14: Pirita, arsenopirita y esfalerita en granos libres y en asociaciones mixtas.....	58
Figura 15: Asociación de pirita y arsenopirita, con impactos en la refractariedad del mineral.....	58
Figura 16: Grado de liberación de mineral	63
Figura 17: Distribución de enlaces mineralógicos	63
Figura 18: Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py), de pirrotita (po), de goethita (gt) y de gangas (GGs)	65
Figura 19: Partícula entrelazada de oro (Au de 30 micras de longitud) con la pirita (py) y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs).....	66
Figura 20: Partículas libres de pirita (py), de arsenopirita (apy), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de galena (gn) con la arsenopirita (apy)	66
Figura 21: Partículas libres de oro (Au de 60 micras de longitud), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs)	67

Figura 22: Partículas libres de pirita (py), marcasita (mc), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la calcocita (cc) y con la covelita (cv), y partícula entrelazada de calcocita (cc).....	67
Figura 23: Partículas libres de pirita (py), de galena (gn), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs).	68
Figura 24: Partículas libres de oro (Au con 60 micras de longitud), de electrum (el), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs)	68
Figura 25: Partículas libres de electrum (el) con 70 micras de longitud, otras partículas libres son la esfalerita (sf), la pirita (py) y las gangas (GGs)	75
Figura 26: Partícula libre de electrum (el) con 78 micras de longitud, otras partículas libres de esfalerita (sf), de arsenopirita (apy), de pirita (py) y de gangas (GGs)	75
Figura 27: Partícula libre de electrum (el) con 106 micras de longitud, además están las partículas libres de tennantita (tn), de pirita (py) y de gangas (GGs)	76
Figura 28: Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 44 micras de longitud, las otras partículas libres son la pirita (py) y las gangas (GGs)	76
Figura 29: Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 134 micras de longitud, y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs).....	77
Figura 30: Partículas libres de pirita (py) y de arsenopirita (apy), en el centro de la vista, la partícula libre de electrum (el) con tamaño de 50 micras de longitud.....	77
Figura 31: Curva de moliendabilidad del blending de los minerales.....	83
Figura 32: Diagrama de Pareto de los efectos para la recuperación del oro	89
Figura 33: Gráfica normal de los efectos para la recuperación del oro	89
Figura 34: Diagrama de Pareto de los efectos para la recuperación de la plata.....	91
Figura 35: Gráfica normal de los efectos para la recuperación de la plata	91
Figura 36: Recuperación de Oro antes y después del Blending.....	97
Figura 37: Recuperación de Plata antes y después del Blending.....	98

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Gravedad específica en minerales.....	18
Tabla 2 Minerales de oro.....	29
Tabla 3 Concentraciones de oro en solución sólida en sulfuros y sulfosales.....	33
Tabla 4 Pruebas que cuantifican varios parámetros importantes en la caracterización	36
Tabla 5 Elementos nativos sulfuros	37
Tabla 6 Cianuración del oro.....	39
Tabla 7 Operacionalización de variables	55
Tabla 8 Matriz de consistencia.....	56
Tabla 9 Grados de liberación de la muestra de mineral aurífero del Tajo 01.	59
Tabla 10 Partículas Mixtas: Asociaciones	62
Tabla 11 Distribución volumétrica porcentual del mineral Tajo 02	69
Tabla 12 Grados de liberación del mineral tajo 02	69
Tabla 13 Volúmenes y grados de liberación de los minerales del tajo 02	72
Tabla 14 Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa	73
Tabla 15 Distribución volumétrica y grados de liberación del mineral del Tajo 03.	78
Tabla 16 Volúmenes y grados de liberación de los minerales del tajo 03	80
Tabla 17 Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales del Tajo 03 y sus posibilidades de liberación completa	81
Tabla 18 Pruebas de molienda a diferentes tiempos	82
Tabla 19 Contenido de oro y plata del mineral sulfurado.....	82
Tabla 20 Condiciones de operación para el proceso metalúrgico de lixiviación.....	84
Tabla 21 Valores mínimos y máximos para la proporción de minerales en el blending	84
Tabla 22 Datos de Blending con Variaciones en pH, Mezcla de Reactivos y Ley de Cabeza.....	85
Tabla 23 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°1 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,1 y 1 respectivamente para el blending.....	85

Tabla 24 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°2 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,1 y 1 respectivamente para el blending.....	86
Tabla 25 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°3 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,2 y 1 respectivamente para el blending.....	86
Tabla 26 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°4 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,2 y 1 respectivamente para el blending.....	86
Tabla 27 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°5 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,1 y 2 respectivamente para el blending.....	87
Tabla 28 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°6 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,1 y 2 respectivamente para el blending.....	87
Tabla 29 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°7 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1, 2 y 2 respectivamente para el blending.....	87
Tabla 30 Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°2 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,2 y 2 respectivamente para el blending.....	88
Tabla 31 Análisis de varianza para la recuperación de oro.....	88
Tabla 32 Análisis de Varianza para la recuperación de la plata	90
Tabla 33 Contrastación de hipótesis (general y específicas)	93
Tabla 34 Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 01 con cianuro de sodio.....	96
Tabla 35 Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 02 con cianuro de sodio.....	96
Tabla 36 Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 03 con cianuro de sodio.....	96
Tabla 37 Parámetros a considerar para el blending	101

RESUMEN

El procesamiento de minerales auríferos en el Perú enfrenta importantes desafíos debido a la variabilidad mineralógica de los recursos, lo cual limita la eficiencia de los procesos metalúrgicos y reduce la recuperación de oro y plata. Frente a esta situación, el propósito de la presente investigación es mejorar la recuperación de estos metales en plantas de beneficio de minerales, mediante la caracterización y el blending de minerales con altas tasas de refractariedad. Para la metodología, se realizaron pruebas de blending con diferentes combinaciones de minerales con el objetivo de reducir la interferencia de estos minerales refractarios. Los resultados mostraron que, tras aplicar el blending, la recuperación de oro aumentó del 49.97% al 91.38%, y la de plata subió del 52.35% al 94.10%. Utilizando el software Minitab 19 se obtuvieron las ecuaciones de recuperación para el oro ($\text{Rec. Au} = -112.0 + 103.6 \text{ Tajo 01} + 116.6 \text{ Tajo 02} + 110.9 \text{ Tajo 03} - 64.19 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 02} - 65.18 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 03} - 58.89 \text{ Tajo 02} * \text{Tajo 03} + 33.50 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 02} * \text{Tajo 03}$) y la plata ($\text{Rec. Ag} = -44.74 + 58.56 \text{ Tajo 01} + 84.75 \text{ Tajo 02} + 67.07 \text{ Tajo 03} - 42.05 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 02} - 30.13 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 03} - 38.54 \text{ Tajo 02} * \text{Tajo 03} + 17.51 \text{ Tajo 01} * \text{Tajo 02} * \text{Tajo 03}$) al realizar el blending con estos minerales. Este incremento considerable en la recuperación confirmó la hipótesis de que una caracterización mineralógica precisa, junto con la aplicación de un blending controlado, contribuye a elevar la eficiencia en los procesos de lixiviación. En conclusión, la investigación demuestra que el blending de minerales, basado en una caracterización detallada, optimiza la extracción de metales preciosos, reduciendo costos operativos y mejorando la sostenibilidad de las plantas de procesamiento de minerales.

Palabras clave: *blending mineral, cianuración, recuperación de oro, procesamiento de minerales, refractariedad.*

ABSTRACT

Gold ore processing in Peru faces significant challenges due to the mineralogical variability of the resources, which limits the efficiency of metallurgical processes and reduces the recovery of gold and silver. Given this situation, the purpose of this research is to improve the recovery of these metals in mineral beneficiation plants through the characterization and blending of minerals with high refractoriness rates. For the methodology, blending tests were conducted with different mineral combinations to reduce interference from these refractory minerals. The results showed that, after applying blending, gold recovery increased from 49.97% to 91.38%, and silver recovery increased from 52.35% to 94.10%. Using Minitab 19 software, the recovery equations for gold ($\text{Rec. Au} = -112.0 + 103.6 \text{ Pit 01} + 116.6 \text{ Pit 02} + 110.9 \text{ Pit 03} - 64.19 \text{ Pit 01} * \text{Pit 02} - 65.18 \text{ Pit 01} * \text{Pit 03} - 58.89 \text{ Pit 02} * \text{Pit 03} + 33.50 \text{ Pit 01} * \text{Pit 02} * \text{Pit 03}$) and silver ($\text{Rec. Ag} = -44.74 + 58.56 \text{ Pit 01} + 84.75 \text{ Pit 02} + 67.07 \text{ Pit 03} - 42.05 \text{ Pit 01} * \text{Pit 02} - 30.13 \text{ Pit 01} * \text{Pit 03} - 38.54 \text{ Pit 01} * \text{Pit 03} + 17.51 \text{ Pit 01} * \text{Pit 02} * \text{Pit 03}$) by blending with these minerals. This considerable increase in recovery confirmed the hypothesis that precise mineralogical characterization, together with the application of controlled blending, contributes to increased efficiency in leaching processes. In conclusion, the research demonstrates that mineral blending, based on detailed characterization, optimizes the extraction of precious metals, reducing operating costs and improving the sustainability of mineral processing plants.

Keywords: *mineral blending, cyanidation, gold recovery, mineral processing, refractoriness.*

NOMENCLATURA

%Ac(-)	Porcentaje acumulad pasante.
%Ac(+)	Porcentaje acumulado retenido.
μm	Una micra o micrómetro.
BIC	Criterio de información bayesiano.
g	Gramo.
g/TM	Gramo por tonelada métrica.
GL	Total de grados de libertad.
hr	Horas.
Kg/m^3	Kilogramos por metro cúbico.
L/S	Relación líquido-sólido.
MC Ajust	Los cuadrados medios ajustados.
mg/l	Miligramo por litro.
ml	Mililitro.
Oz/TC	Onza por tonelada corta.
PRESS	Suma de los cuadrados de error de predicción.
R-cuad	Coefficiente de determinación.
RPM	Revoluciones por minuto.
S	Desviación estándar de una población.
SC Ajust	La suma de cuadrados ajustada de un término.
SC Sec	Las sumas secuenciales de los cuadrados.
TM	Toneladas métricas.
Tajo 1	Muestra del yacimiento (numerado como 1)
Tajo 2	Muestra del yacimiento (numerado como 2)
Tajo 3	Muestra del yacimiento (numerado como 3)
Valor F	Distribución continua de muestreo.
Valor p	Medida de la evidencia en sus datos.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1 Situación problemática

La actividad minera en el Perú constituye un eje fundamental para la economía del país, en especial en el rubro aurífero, que posiciona al territorio nacional entre los mayores productores de oro a nivel global. No obstante, esta industria enfrenta retos importantes que limitan la eficacia de los procesos metalúrgicos, en particular en la recuperación de metales preciosos como oro y plata. Uno de los inconvenientes más relevantes está asociado a la variabilidad mineralógica de los yacimientos, la cual ocasiona variaciones en los porcentajes de recuperación durante la cianuración en las plantas de beneficio de minerales (Narrea, 2018).

En los últimos años, el aprovechamiento de minerales de baja ley se ha intensificado, lo que suele estar relacionado con la presencia de minerales refractarios como la pirita y la arsenopirita. Este tipo de minerales representa una dificultad para la recuperación de oro y plata, debido a que sus características mineralógicas limitan la disolución efectiva de los metales preciosos durante la lixiviación. Aunque se han incorporado tecnologías modernas como el proceso de Carbón en Pulpa (CIP) y Carbón en Lixiviación (CIL), su desempeño no ha resultado totalmente eficiente frente a minerales de mayor complejidad, como los carbonáceos y los cianicidas, que reducen de manera significativa la eficiencia de las operaciones en plantas de beneficio (Pérez et al., 2010).

En este contexto, el blending de minerales, que implica la mezcla de diferentes minerales con características mineralógicas y metalúrgicas disímiles, se ha propuesto

como una estrategia eficaz para mejorar las tasas de recuperación de oro y plata. Sin embargo, para que el blending sea verdaderamente efectivo, es necesario contar con una caracterización mineralógica detallada que permita clasificar correctamente los minerales, evaluar su comportamiento en los procesos de lixiviación y determinar la mejor combinación de minerales para reducir la refractariedad y optimizar el proceso metalúrgico (Bertolino et al., 2016).

La falta de una caracterización mineralógica detallada constituye una de las principales limitaciones para aplicar de manera efectiva el blending en plantas de procesamiento. Gran parte de las investigaciones previas han puesto énfasis en optimizar procesos como la flotación y la cianuración, sin tomar en cuenta la incidencia que ejerce la mineralogía particular de cada yacimiento sobre el desempeño global del beneficio. Resulta esencial identificar las fases minerales presentes y cuantificar su distribución, ya que estos factores permiten comprender los mecanismos que condicionan la eficiencia en la extracción de metales preciosos y, en consecuencia, mejorar los índices de recuperación (Melgarejo et al., 2010).

Además, la variabilidad geológica de los yacimientos mineros, especialmente en las minas de la región andina, presenta una serie de desafíos adicionales, ya que los depósitos polimetálicos pueden contener combinaciones de minerales que dificultan su procesamiento. Minerales como la esfalerita y la pirita interactúan de manera compleja durante los procesos de cianuración, y su presencia en concentraciones elevadas puede reducir la recuperación de metales preciosos como el oro y la plata (Ramos & Orihuela, 2017). Este problema se ve acentuado por la falta de un sistema eficaz para monitorizar y clasificar los minerales de forma detallada antes de su procesamiento, lo que hace que muchos recursos minerales se pierdan o no se aprovechen adecuadamente.

Es por ello por lo que la caracterización mineralógica detallada se presenta como una herramienta crucial para mejorar la eficiencia de los procesos de cianuración en las plantas de procesamiento de minerales. La implementación de métodos avanzados de caracterización, como la difracción de rayos X (DRX), la fluorescencia de rayos X (FRX) y la microscopía electrónica de barrido (SEM), permitirá obtener

una visión más precisa de la composición mineralógica de los recursos, lo que facilitará el diseño de estrategias de blending más efectivas y rentables (Ruiz et al., 2018).

En consecuencia, alcanzar una mayor eficiencia en la recuperación de oro y plata en plantas de beneficio mineral no depende únicamente de perfeccionar las técnicas de cianuración, sino también de comprender en profundidad las particularidades mineralógicas de los materiales tratados y de aplicar un esquema de blending que potencie su rendimiento. Una caracterización precisa de los minerales, junto con un análisis detallado de las fases presentes, resulta esencial tanto para incrementar la recuperación de metales preciosos como para disminuir los efectos ambientales derivados de la actividad minera (Faria & Filgueiras, 2019).

1.2 Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo influye la caracterización del blending para reducir la refractariedad del mineral y mejorar la recuperación de oro y plata en las plantas de procesamiento de minerales?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cómo caracterizar y clasificar los minerales auríferos que recibe las Plantas de Procesamiento de minerales?
- b) ¿En qué medida el blending de los minerales que recibe las Plantas de Procesamiento de minerales influye en la recuperación de los metales valiosos?

1.3 Justificación teórica

La presente investigación se fundamenta en la necesidad de mejorar la eficiencia de los procesos metalúrgicos en plantas dedicadas al tratamiento de minerales auríferos en el Perú, especialmente en aquellas donde la recuperación de oro y plata resulta limitada. Esta baja eficiencia en la extracción de metales preciosos se

asocia principalmente a la complejidad y variabilidad mineralógica de los materiales procesados, lo que dificulta la aplicación de métodos convencionales de cianuración. En este contexto, el enfoque de la geometalurgia, que integra conocimientos geológicos, mineros y metalúrgicos, se vuelve indispensable para comprender el comportamiento de los minerales frente a los distintos procesos de beneficio. En este sentido, la investigación teórica fundamenta la importancia de aplicar una caracterización precisa de los minerales para realizar un blending adecuado que maximice la eficiencia de la lixiviación y, por ende, las recuperaciones de oro y plata.

El modelo geometalúrgico, que examina las propiedades mineralógicas y su relación con el comportamiento metalúrgico de los minerales, es una herramienta clave en la optimización de los procesos de cianuración. En este contexto, la investigación contribuye a un enfoque más preciso y fundamentado en la toma de decisiones dentro de las plantas de procesamiento, favoreciendo un entendimiento más profundo de cómo interactúan los minerales con los reactivos empleados y contribuyendo a optimizar la eficiencia en el desarrollo de los procesos metalúrgicos.

1.4 Justificación práctica

En la práctica, esta investigación responde a una necesidad crítica de la industria minera en Perú: la mejora de las tasas de recuperación de oro y plata en las plantas de procesamiento de minerales auríferos. El problema de la baja recuperación afecta directamente la rentabilidad de las operaciones, generando pérdidas significativas para las empresas. El desafío es aún más complejo debido a la variabilidad mineralógica de los recursos auríferos que llegan a las plantas, lo que dificulta la implementación de procesos metalúrgicos estandarizados.

La investigación tiene como objetivo ofrecer una solución práctica a este problema mediante la implementación de un esquema de blending de minerales que permita optimizar el proceso de cianuración. A través de una adecuada clasificación y caracterización mineralógica, se busca reducir la refractariedad de los minerales y evitar efectos negativos como la interferencia de elementos que consumen cianuro o producen pasivación del oro. Además, al generar un modelo de aplicación para las

plantas de procesamiento en Perú, la investigación tiene el potencial de mejorar la eficiencia operativa y la rentabilidad de estas plantas, al maximizar la recuperación de metales valiosos y reducir el impacto ambiental asociado al uso excesivo de reactivos.

1.5 Objetivos de la investigación

1.5.1. Objetivos Generales

Determinar el blending del mineral, mediante la caracterización para reducir la refractariedad del mineral y mejorar la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.

1.5.2. Objetivos Específicos

- a) Efectuar la caracterización y clasificación de los minerales valiosos que influyen en la refractariedad en las Plantas de Procesamiento de minerales.
- b) Evaluar el blending de los minerales que influyen en la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Marco filosófico

La minería, como actividad humana esencial para el desarrollo económico y social, ha sido parte integral de la historia de la humanidad, desde la Edad de Piedra hasta la actualidad. Esta actividad tiene como objetivo transformar los recursos naturales crudos en bienes útiles para satisfacer diversas necesidades humanas, como la construcción de infraestructuras, la generación de energía y el abastecimiento de materiales estratégicos. A lo largo de los siglos, la minería ha permitido la evolución de las civilizaciones, no solo en términos de tecnología, sino también en cuanto a la mejora de la calidad de vida a través del acceso a recursos fundamentales. En particular, la minería aurífera ha jugado un papel destacado en las economías de muchos países, especialmente aquellos que poseen grandes yacimientos de oro, como es el caso del Perú.

Sin embargo, el proceso de extracción y procesamiento de minerales no está exento de desafíos, particularmente en lo que respecta a la optimización de la recuperación de metales preciosos y la sostenibilidad ambiental de las operaciones mineras. La explotación de los recursos minerales, si no se maneja de manera adecuada, puede acarrear consecuencias negativas no solo para el ecosistema, sino también para las comunidades cercanas a las minas. La minería irresponsable o ineficiente puede causar contaminación de cuerpos de agua, deforestación, y otros efectos adversos que afectan la biodiversidad y el equilibrio ambiental. Estos problemas han generado una creciente conciencia sobre la necesidad de aplicar

principios de sostenibilidad en la minería, buscando reducir el impacto ambiental y mejorar la eficiencia de los procesos productivos.

En este contexto, el conocimiento y la aplicación de tecnologías innovadoras y prácticas responsables, como la optimización de los procesos de cianuración mediante técnicas de caracterización mineral y el blending de minerales, representan un paso hacia una minería más eficiente y respetuosa con el medio ambiente. Esta transformación no solo implica un cambio en las metodologías operativas, sino también una reflexión filosófica sobre la relación entre la humanidad y la naturaleza, y sobre cómo las actividades humanas pueden llevarse a cabo de manera que beneficien tanto a la sociedad como al entorno natural.

La ética ambiental, por tanto, juega un papel crucial en el desarrollo de modelos de minería que busquen equilibrar la explotación de recursos con la conservación de los ecosistemas y la preservación de las condiciones necesarias para la vida en el planeta. Así, la investigación en la caracterización de minerales y la mejora de los procesos de extracción y recuperación de metales preciosos es una respuesta tanto a la necesidad de satisfacer las demandas humanas como a la obligación de cuidar y optimizar el uso de los recursos naturales limitados.

El avance en las ciencias geometalúrgicas, que combina la geología, la metalurgia y la ingeniería minera, permite tomar decisiones informadas para mejorar el desempeño de las plantas de procesamiento de minerales, reduciendo pérdidas, optimizando el uso de reactivos y mejorando la calidad del producto final. Este enfoque también involucra un cambio en la visión de la minería, donde el progreso tecnológico no solo debe estar orientado hacia la maximización de la extracción, sino hacia la eficiencia y la sostenibilidad a largo plazo.

En última instancia, la minería moderna debe ser vista como un campo en constante evolución, donde el conocimiento y la innovación técnica deben guiar las prácticas hacia un modelo más sostenible, ético y responsable con el medio ambiente. La minería no debe ser únicamente un medio para satisfacer las necesidades materiales inmediatas de la sociedad, sino también una herramienta para avanzar hacia un futuro

donde el desarrollo económico no esté en conflicto con la conservación de los recursos naturales y la protección del entorno (Gamonet, 2021).

2.2 Antecedentes del problema

2.2.1. Antecedentes internacionales

Porras, (2024), en su tesis ***“Evaluación Metalúrgica del Blending del Mineral Relave Antiguo/Tajo Norte para Incrementar la Recuperación del Plomo-Zinc en la Planta Concentradora ‘Alpamarca’*** presentada a la Universidad Nacional del Centro del Perú para obtener el título de Ingeniero Metalurgista y de Materiales, se abordó el tema de la recuperación de metales valiosos a partir de relaves minerales. El objetivo principal fue evaluar el impacto de un blending de mineral fresco del tajo norte con relaves antiguos para mejorar la recuperación de plomo, zinc, plata y cobre en la planta concentradora Alpamarca. La metodología empleada consistió en realizar pruebas industriales y experimentales a nivel de laboratorio para determinar las mejores proporciones de mezcla y el tratamiento adecuado de reactivos. Los resultados demostraron que la mezcla de 80% mineral fresco y 20% relave antiguo incrementó la eficiencia en la recuperación de zinc, reduciendo significativamente el consumo de reactivos como el sulfato de zinc y el espumante. El estudio concluyó que este enfoque no solo mejoró las recuperaciones metalúrgicas, sino que también optimizó los costos operativos, ofreciendo una opción viable para el tratamiento de minerales escasos.

Benites, (2019), en su tesis ***“Tratamiento de Minerales Mediante el Blending para Mejorar la Calidad de Concentrado de Plomo Zinc de la Minera Toropunto a Nivel Experimental-2019”*** presentada a la Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión” para obtener el título profesional de Ingeniero Metalúrgico, estudió la aplicación del blending como alternativa para elevar la calidad de los concentrados de plomo y zinc en la planta minera Toropunto. El propósito central fue evaluar cómo la combinación de minerales sulfurados y oxidados influye en la recuperación y en la pureza de los metales valiosos. Para ello, se realizaron mezclas de minerales provenientes de los yacimientos “Santa Rosa”, “Piedra Imán” y “Chasca”, que posteriormente fueron sometidas a pruebas de flotación bajo condiciones controladas de laboratorio. Los hallazgos mostraron que la integración de minerales mejoró la

calidad de los concentrados de plomo y zinc, aunque se evidenció un desplazamiento del zinc que limitó parcialmente su recuperación. Asimismo, la adición de reactivos como A3418 y A208 incrementó la recuperación de plomo y plata, mientras que el uso conjunto de depresores como sulfato de zinc y cianuro favoreció la obtención de concentrados de mayor calidad. En conclusión, el estudio demostró que la aplicación del blending constituye una estrategia eficaz para optimizar tanto la calidad como la recuperación de concentrados, aspectos claves para garantizar la rentabilidad del proceso metalúrgico.

Canaza, (2019), en su tesis ***“Tratamiento de Blending de Minerales Sulfurados y Oxidados para la Concentración de Plomo, Cobre y Zinc a Nivel Experimental en la Planta Concentradora Sacracancha-2018”*** presentada a la Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión” para obtener el título de Ingeniero Metalúrgico, abordó el tema de la optimización del tratamiento de minerales sulfurados y oxidados en la Planta Concentradora Sacracancha. El propósito de su trabajo fue analizar el efecto del blending en la concentración de plomo, cobre y zinc. La metodología utilizada consistió en un diseño experimental en el que se mezclaron minerales con diferentes características para observar su comportamiento en el proceso de flotación, realizando pruebas de concentración mediante flotación para obtener concentrados de plomo, cobre y zinc. Los hallazgos mostraron que el uso de un tratamiento adecuado de blending, combinado con los reactivos correctos, resultó en una mejora significativa en la recuperación de los metales, especialmente en el concentrado de zinc, donde se alcanzaron recuperaciones de hasta 92.02%. La investigación resalta la relevancia de implementar técnicas de mezcla de minerales correctamente diseñadas, ya que contribuyen a incrementar la eficiencia de los procesos metalúrgicos, optimizar la recuperación de metales y mejorar la rentabilidad de las operaciones en plantas concentradoras.

Carhuamaca, (2018), en su tesis ***“Evaluación Metalúrgica al Blending de Minerales para la Recuperación de Cobre, Plomo y Zinc en la UEA Chungar, Volcán Compañía Minera S.A.A. - Pasco - 2018”*** presentada a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión para obtener el título de Ingeniero Metalurgista, se abordó la evaluación metalúrgica de un mineral de blending (Animón + Islay) en la planta concentradora de Chungar. El objetivo principal fue caracterizar el

comportamiento metalúrgico del mineral en pruebas de flotación para la recuperación de cobre, plomo y zinc, con el fin de optimizar el proceso de concentración en la planta. La metodología utilizada consistió en realizar pruebas metalúrgicas en laboratorio, determinando la granulometría y las características de flotación del mineral blending, y analizando su respuesta frente a los diferentes reactivos. Los resultados mostraron que la recuperación de zinc y plata fue afectada negativamente por el alto contenido de manganeso en el mineral, lo que produjo un alto desplazamiento de estos metales al relave. Sin embargo, el tratamiento del mineral con una adecuada formulación de flotación permitió obtener una recuperación moderada de plomo (88,22%) y un rendimiento inferior para el zinc (57,73%). La investigación determinó que la mezcla de minerales (Animón + Islay) no mostró un desempeño favorable bajo el esquema convencional de flotación de sulfuros, lo que evidencia la necesidad de ajustar tanto las condiciones del proceso como la combinación de reactivos con el fin de incrementar la recuperación metálica.

Soto, (2017), en su tesis ***“Evaluación del Efecto Blending en la Recuperación de Minerales de Cu-Mo con Alto Contenido de Arcillas, en la Etapa de Flotación Rougher, y el Efecto de Reactivos en Pruebas de Laboratorio”*** presentada a la Universidad Técnica Federico Santa María para optar al título de Ingeniero Civil Metalúrgico, abordó el tema del efecto del blending en la recuperación de minerales de cobre y molibdeno, particularmente en minerales con alto contenido de arcillas. El propósito central de la investigación fue analizar el efecto de la combinación de minerales con distintas características geometalúrgicas sobre la recuperación de cobre y molibdeno durante la etapa de flotación rougher. Para ello, se llevaron a cabo ensayos de molienda y flotación en laboratorio, en los que se mezclaron diferentes unidades geometalúrgicas en proporciones máxicas variables, bajo condiciones controladas de pH, granulometría y velocidad de agitación. Los resultados evidenciaron que la integración de la UGM 850 (con elevado contenido de arcillas) y la UGM 840 (con bajo contenido de arcillas) favoreció la recuperación de Cu y Mo; sin embargo, también se identificaron zonas de “blending negativo”, en las que la combinación redujo los niveles de recuperación. Asimismo, se constató que la dosificación de reactivos, particularmente colectores y espumantes tuvo un impacto significativo, observándose que un incremento en su aplicación mejoró las recuperaciones. Este

estudio proporciona una base experimental para optimizar el proceso de flotación de minerales con alto contenido de arcillas en la minería.

2.2.2. Antecedentes nacionales

Boza & Rosario (2018) en su tesis titulada "Estudio metalúrgico de los tajos TJ-2767, TJ-4922, TJ-4929 y TJ-4961 en la planta concentradora Condestable S.A." tuvo como objetivo evaluar alternativas para optimizar el tratamiento y la recuperación de cobre en la planta concentradora de la Compañía Minera Condestable, a través del análisis de los tajos con mayor incidencia en el proceso de concentración. La metodología aplicada consistió en recopilar y analizar información sobre la extracción y el envío de mineral hacia la planta, con el fin de identificar las zonas de explotación más determinantes en los resultados metalúrgicos. Los tajos que mostraron mayor influencia fueron el TJ-2767, TJ-4922, TJ-4929 y TJ-4961. En los resultados se evidenció que el tajo TJ-4929 presentó un comportamiento menos favorable, reflejado en una disminución del tratamiento a 6300 TMPD y una recuperación de cobre de solo 85%. A partir de ello, se concluyó que la implementación de un blending adecuado entre los tajos identificados permitiría reducir pérdidas económicas y mejorar los índices de tratamiento y recuperación en la planta. Finalmente, se recomendó un estudio metalúrgico más detallado de los tajos mencionados, con el propósito de optimizar el proceso de beneficio de mineral y garantizar una recuperación de cobre más eficiente.

Aduviri (2009) desarrolló el estudio titulado "Cianuración de relaves en la Corporación Minera Ananea S.A.", en el cual aplicó el método de cianuración por agitación a concentrados obtenidos del proceso de flotación, que presentaban una ley de cabeza de 23 g/t. Las pruebas se realizaron con una granulometría de 52 % -200 malla, a un pH de 11,5 y durante 60 horas, alcanzando una recuperación de oro del 93,74%. Asimismo, al aplicar cianuración por percolación, logró obtener una recuperación del 68% de oro, empleando soluciones diluidas de cianuro de sodio al 0,15%, con un pH de 11,27 y un tiempo de 12 días, destacando además el bajo consumo de reactivos. Este antecedente guarda relación con la presente investigación, dado que también aborda el contexto de la Rinconada y plantea la cianuración como técnica para la recuperación de oro.

Benites & Flores (2021) en su tesis titulada *"Tratamiento de minerales mediante el blending para mejorar la calidad de concentrado de plomo zinc de la minera Toropunto a nivel experimental-2019"* tuvieron como propósito incrementar la calidad y recuperación de plomo, plata y zinc a través del proceso de flotación. El estudio, desarrollado con un enfoque experimental en el laboratorio de la empresa Denwood Holdings Perú Metal SAC, demostró que la aplicación del blending favoreció la obtención de concentrados de mejor calidad, con una recuperación significativa de plomo y plata, aunque no se logró el mismo efecto en el zinc. Además, la utilización de los reactivos A3418 y A208 potenció la recuperación de plomo y plata, mientras que la reducción en la adición de depresores permitió mejorar la calidad de los concentrados de plomo y zinc, aunque con resultados variables en la recuperación de este último. En conclusión, los parámetros alcanzados cumplieron con los estándares exigidos, confirmando que el blending constituye una estrategia eficaz para optimizar la calidad y recuperación de los concentrados, especialmente de plomo y plata.

2.3 Bases teóricas

2.3.1. Procesos mineralógicos y depósitos minerales

De acuerdo con Marsden (The Chemistry of Gold Extraction, 2006) las particularidades de un yacimiento mineral y sus asociaciones determinan tanto los métodos de explotación como los requerimientos del proceso de beneficio, influyendo de manera directa en el desarrollo de los procesos químicos para la extracción de oro. Por ello, comprender la mineralogía del mineral es esencial al momento de diseñar o ejecutar un método de recuperación eficiente. Cabe resaltar que la mineralogía del oro varía en cada yacimiento, debido a factores como:

- La forma mineralógica en la que se presenta el oro
- La distribución del tamaño de grano del metal
- El tipo de roca huésped y de minerales de ganga asociados
- Distribución de tamaño del grano de mineral de la roca Huésped y de la ganga
- Asociaciones del mineral

- Alteraciones del mineral
- Variaciones de todo lo anterior en un yacimiento o con el paso del tiempo.

Por lo tanto, es importante tener en cuenta los tipos de yacimientos minerales y factores mineralógicos que, junto con los factores económicos, geopolíticos y de ingeniería, afectan la tecnología utilizada en la estrategia de procesamiento de minerales.

2.3.2. Geometalurgia

La geometalurgia es una disciplina orientada a caracterizar de manera espacial la relación entre las variables geometalúrgicas de un yacimiento y las respuestas obtenidas en términos de recuperación, calidad y otros indicadores, con el propósito de establecer dominios geometalúrgicos. Para ello, se requiere recopilar información tanto a nivel microscópico como macroscópico, considerando que las variables geometalúrgicas resultan determinantes al momento de proyectar los costos y beneficios de un plan minero. En la fase operativa de la planta, la geometalurgia facilita la interacción entre profesionales de distintas áreas, como geólogos, mineros, metalurgistas y planificadores, quienes en conjunto pueden valorar el yacimiento y planificar de manera más eficiente la extracción de los materiales. Este enfoque contribuye a disminuir la incertidumbre y los riesgos asociados al control del minado, el procesamiento y la estimación de leyes (Velarde & Osorio, 2009; Canchanya & Yancé, 2019).

2.3.3. Caracterización geometalúrgica

En los depósitos polimetálicos, el contenido de mena puede alcanzar hasta un 10% del mineral, mientras que en yacimientos de baja ley, como los pórfidos de Cu-Mo, dicho porcentaje no supera el 2% de la roca, predominando en ambos casos las gangas constituidas principalmente por silicatos, cuarzo, oxisales y óxidos. En menor proporción, la mena también se presenta en los depósitos de oro diseminado. En los procesos mineros y metalúrgicos —como chancado, flotación y lixiviación— la elevada presencia de ganga, que generalmente sobrepasa el 90% del mineral, ocasiona serias limitaciones técnicas, tales como menor rendimiento, mayor resistencia a la conminución (lo que incrementa la carga circulante), consumo excesivo de reactivos

y energía, reducción en la recuperación y pérdidas metalúrgicas, siendo estos efectos más relevantes en la ganga que en la mena. Para evaluar de manera precisa estas variables resulta indispensable implementar sistemas de caracterización geometalurgia, química, textural, físico-mecánica y mineralógica, apoyados en equipos modernos de análisis rápidos y de alta capacidad (Brexia Gold Plata Perú SAC, en Canchanya y Yancé, 2019). La pirámide representada en la figura 1 sintetiza la importancia de los cuatro análisis principales dentro de la caracterización geometalúrgica, destacando que, aunque en determinados estudios podría omitirse uno de ellos, lo más recomendable es ejecutar los cuatro para obtener una evaluación integral.

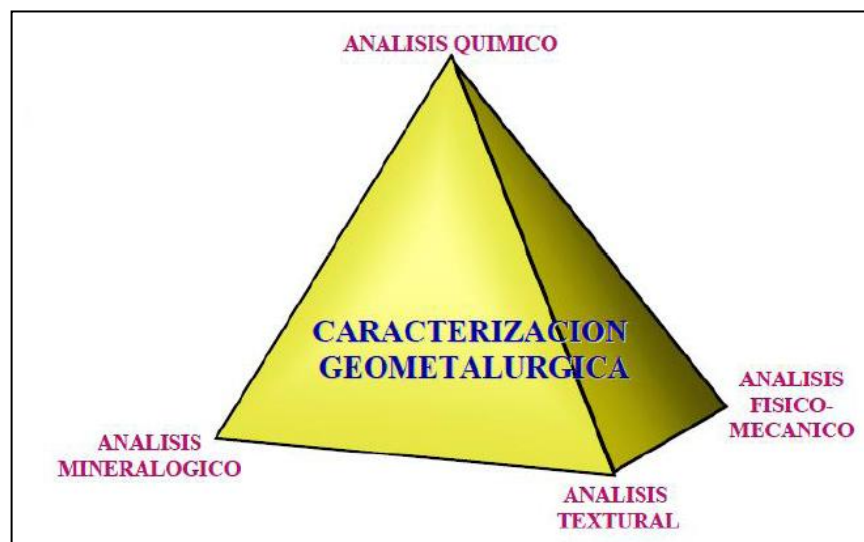


Figura 1: *Elementos de una caracterización geometalúrgica.*

Fuente: Canchanya y Yancé (2019)

Para ilustrar el concepto, se puede considerar una roca con alta ley de cobre, información obtenida a través de un análisis químico. Con este dato es posible definir el proceso metalúrgico de beneficio más adecuado, como flotación o lixiviación, sustentado en la confirmación mineralógica de que el material contiene cobre. Si el mineral está compuesto mayoritariamente por calcosita, un sulfuro secundario de cobre con elevada capacidad de lixiviación, el método más idóneo sería la lixiviación; sin embargo, cuando este mineral se encuentra atrapado en cuarzo, situación identificada mediante el análisis textural, la recuperación se ve considerablemente limitada (Brexia Gold Plata Perú SAC, en Canchanya y Yancé, 2019).

2.3.3.1. *Análisis mineralógico.*

La actividad minera comprende una serie de procesos que van desde las etapas iniciales de exploración y explotación hasta las fases posteriores de procesamiento y comercialización. Dentro de este marco, la caracterización mineralógica constituye una herramienta esencial, ya que permite identificar y evaluar tanto los minerales de interés económico (mena) como aquellos sin valor comercial (ganga), además de la textura intergranular que presentan. Esta información resulta fundamental en exploración, extracción y procesamiento, puesto que facilita el monitoreo de la concentración de minerales y contribuye a la optimización de la operación minera.

La mineralogía aplicada al beneficio de minerales deriva de la mineralogía clásica, enfocándose en el estudio de muestras representativas de roca o de productos granulados provenientes de la mina. Los datos obtenidos a través de este análisis son de gran utilidad para los ingenieros de procesos, al estar directamente vinculados con la selección, desarrollo y perfeccionamiento de métodos metalúrgicos (Melgarejo et al., 2010). No obstante, los informes geológicos tradicionales que incluyen información sobre petrología, litoestratigrafía, geología estructural, mineralogía descriptiva, entre otros aspectos, no siempre resultan suficientes para orientar procesos de beneficio. Según el Colegio Oficial de Geólogos de España (2018), los estudios mineralógicos aplicados deben incluir evaluaciones cuantitativas o semicuantitativas y estar alineados con los métodos de separación y concentración, con el fin de mejorar la recuperación de los metales valiosos.

Cada yacimiento presenta variaciones relacionadas con la composición mineralógica, la granulometría de las partículas útiles y la naturaleza de la ganga; de ahí la necesidad de efectuar estudios más detallados desde las primeras pruebas metalúrgicas. Para ello, el especialista en mineralogía aplicada debe tener un conocimiento integral de las etapas del procesamiento y de las propiedades de los minerales que influyen en su comportamiento durante las operaciones. Con base en estos estudios, es posible predecir con mayor certeza las recuperaciones esperadas y los problemas potenciales, complementando los análisis químicos con resultados cualitativos y cuantitativos que permiten planificar adecuadamente la secuencia de operaciones (Melgarejo et al., 2010).

En fases preliminares de exploración, se suelen realizar estudios petrográficos en fragmentos de roca mineralizada y no mineralizada, así como en núcleos de perforación, lo que contribuye a la construcción de modelos geológicos relacionados con la génesis de los depósitos y con los procesos de cristalización de los minerales, aspectos que repercuten en el posterior procesamiento (Enríquez, 2021). Asimismo, conocer las propiedades fisicoquímicas de los minerales, tales como textura, fracturas, inclusiones, tamaño de grano, porosidad o impurezas, permite definir los métodos más adecuados para la metalurgia extractiva, ya que estas características inciden directamente en la cinética de las reacciones químicas (Bustamante et al., 2008).

De acuerdo con Melgarejo et al. (2010), existen parámetros fundamentales en la caracterización mineralógica que pueden obtenerse mediante microscopía óptica, entre los cuales destacan: la identificación cualitativa de los minerales presentes, los cálculos semicuantitativos de sus proporciones, la determinación del grado de liberación del mineral de interés respecto a la ganga, la medición de reflectividad en minerales opacos, la captura de microfotografías ilustrativas de fenómenos mineralógicos, los análisis de difracción de rayos X (XRD) y los estudios con microscopía electrónica de barrido (SEM), siempre complementados con análisis químicos de elementos principales y trazas.

La información resultante de estas caracterizaciones permite: orientar el diseño del diagrama de flujo de beneficio, proponer ensayos de concentración acordes a la naturaleza de los minerales, comprender su respuesta frente a distintos procesos metalúrgicos, evaluar la calidad de concentrados y relaves a través de la selectividad, así como complementar la caracterización del yacimiento en función de las muestras obtenidas en el avance minero. En este sentido, el microscopio óptico polarizador es una herramienta clave, ya que posibilita una apreciación realista del comportamiento de los minerales valiosos y de ganga frente a los procesos metalúrgicos.

En cuanto a los metales de mayor relevancia para la industria, destacan la plata (Ag) y el plomo (Pb), cuya ocurrencia natural suele estar asociada. Generalmente, el plomo se obtiene como subproducto en la extracción de zinc (Santos, 2009), representando cerca del 0,002% de la corteza terrestre, en depósitos con contenidos menores al 3% (Silva y Teixeira, 2009). Este elemento suele presentarse junto a zinc,

cobre, oro, plata y antimonio (Rao, 2004; Valeriano, 2019), encontrándose principalmente en minerales como galena (PbS), anglesita (PbSO_4) y cerusita (PbCO_3), con contenidos máximos de 86,6%, 83,5% y 73,6%, respectivamente. El zinc, por su parte, no se encuentra en estado metálico, sino como sulfuros u óxidos, generalmente en asociación con plomo, cobre y plata.

Finalmente, la primera etapa del análisis geometalúrgico consiste en determinar la proporción de minerales valiosos, ganga y especies indeseables presentes en el yacimiento, información indispensable para el diseño y optimización de los procesos de explotación (Canchanya, 2008; en Canchanya y Yancé, 2019).

2.3.3.2. *Análisis textural.*

El análisis textural está directamente vinculado al comportamiento de los minerales durante los procesos de concentración, y suele realizarse de manera complementaria a la caracterización de las especies presentes en la muestra (Parra y Bueno, 2011; en Canchanya y Yancé, 2019). Entre los factores que determinan la eficiencia de la liberación mineral destacan tres aspectos principales: el tamaño de grano, donde una reducción mayor obtenida en las etapas de chancado y molienda incrementa la superficie de contacto entre los reactivos y las partículas, favoreciendo así la concentración; la naturaleza de los bordes de unión entre minerales contiguos, dado que un contorno más redondeado facilita la separación; y el grado de intercrecimiento entre las menas y la ganga, ya que una mayor interpenetración entre ellas influye directamente en la efectividad del proceso de concentración (Figura 2).

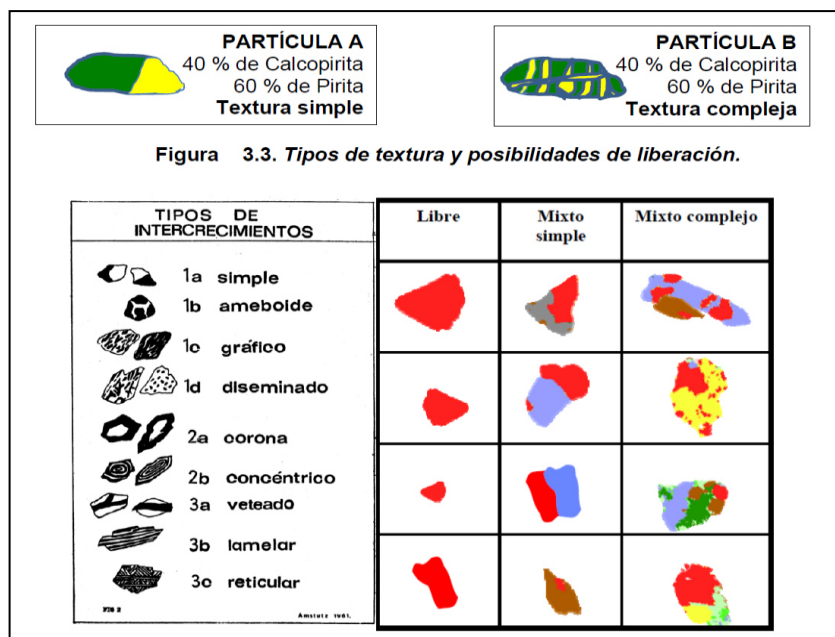


Figura 2: Tipos de intercrecimientos (texturas) entre minerales

Fuente: Canchanya y Yancé (2019)

2.3.3.3. Análisis mecánico.

Este tipo de estudio, denominado también análisis físico-mecánico, permite obtener información clave sobre las propiedades del mineral. Entre los parámetros más relevantes que se consideran se encuentran el índice de trabajo de Bond (Work Index), los grados de chancabilidad y moliendabilidad, la resistencia a la fragmentación, la dureza en la escala de Mohs y el nivel de porosidad de la roca (Canchanya y Yancé, 2019). Un ejemplo de su aplicación es la determinación de los valores de dureza de los minerales que conforman un concentrado bulk (Tabla 1).

Tabla 1

Gravedad específica en minerales

Mineral	Gravedad Específica
Blenda	2.5 – 3.0
Pirita	6.0 – 6.5
Galena	7.4 – 7.6
Calcopirita	3.0 – 3.5
Insolubles	7.0

2.3.3.4. *Análisis metalúrgico.*

En esta fase, las variables de mayor relevancia corresponden a la recuperación metalúrgica y la calidad del concentrado, las cuales se analizan en función tanto del consumo de reactivos como de las propiedades de los productos y relaves generados. Por lo general, se diseña una matriz de ensayos con el propósito de evaluar diversas alternativas de procesamiento que permitan obtener un concentrado con leyes comerciales bajo condiciones de rentabilidad económica (Canchanya y Yancé, 2019).

2.3.4. *Caracterización geometalúrgica de los minerales de oro*

2.3.4.1. *Descripción general de la geometalurgia.*

a) Definición

La geometalurgia se reconoce actualmente como una disciplina emergente dentro del campo de la extracción económica de minerales. Aunque no existe certeza sobre el momento exacto en que se originó ni sobre la primera vez que se utilizó el término, se estima que comenzó a desarrollarse entre finales de la década de 1980 e inicios de los 1990. No obstante, su consolidación como área de estudio se produjo principalmente a partir del año 2000 (Hoal, 2008; Williams, 2013). Hay varias, pero esencialmente las mismas definiciones de geometalurgia, como sigue:

- El mapeo geometalúrgico constituye una metodología de trabajo en equipo que permite registrar la variabilidad de un yacimiento, evaluando cómo factores geológicos, como las rocas encajonantes, los tipos de alteración y las estructuras, junto con la mineralogía, influyen en los procesos de conminución, en la respuesta metalúrgica y en la eficiencia de recuperación de metales. Es una herramienta importante para reducir el riesgo técnico asociado con los nuevos desarrollos o expansiones de la mina (Williams & Richardson, 2004).
- La selección de un conjunto de muestras, definida a partir de criterios geológicos, permite realizar ensayos que determinen los parámetros metalúrgicos y analizar su distribución en todo el yacimiento, aplicando técnicas geoestadísticas reconocidas que respaldan el modelamiento metalúrgico (SGS, 2007).
- La geometalurgia es la aplicación de características geológicas y mineralógicas de materiales al procesamiento de minerales para

determinar las propiedades metalúrgicas de esos materiales. Incorpora los principios de la mineralogía de procesos y la caracterización de materiales como una herramienta para la metalurgia predictiva (Bowell, y otros, 2011).

- Un enfoque interdisciplinar en el que el rendimiento metalúrgico de un mineral está vinculado a características geológicas y mineralógicas intrínsecas (Kormos et al., 2013).
- Una disciplina científica en la que los datos geológicos, los datos de minería y los datos de procesamiento se analizan conjuntamente para generar información y conocimiento útiles para optimizar la rentabilidad de los recursos (David, 2013).
- Se trata de un enfoque integral e interdisciplinario que relaciona las propiedades geológicas, geoquímicas y mineralógicas de un depósito con su comportamiento metalúrgico, constituyendo una metodología y marco de referencia para el diseño de procesos, la planificación minera y la optimización de operaciones en planta (Zhou, 2013).

La Figura 3 muestra los vínculos entre disciplinas importantes y sus roles en geometalurgia.

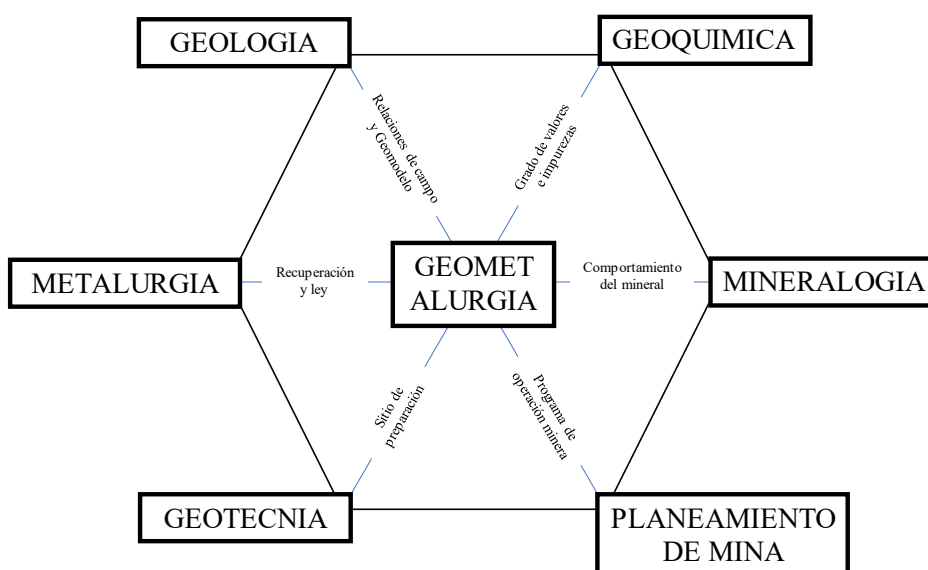


Figura 3: *Diversas disciplinas de importancia en geometalurgia*

Adaptado de (Williams & Richardson, 2004).

b) Objetivo

Los yacimientos minerales presentan una naturaleza irregular y heterogénea, lo que dificulta encontrar uniformidad entre distintos tipos de depósitos o incluso dentro de un mismo cuerpo mineral. En un solo yacimiento pueden variar notablemente las litologías, las leyes metálicas, la composición química y mineralógica, los procesos de alteración, así como el comportamiento de metales de interés económico y de elementos penalizables, tanto en sentido vertical como lateral, lo que genera dificultades durante el procesamiento del mineral. La geometalurgia busca comprender y describir dicha variabilidad, evaluando el desempeño metalúrgico de los yacimientos a través de parámetros de conminución, gravedad, flotación, lixiviación y recuperación de metales, con el fin de elaborar un modelo geometalúrgico que permita reducir riesgos técnicos en las distintas fases de un proyecto minero. En esencia, esta disciplina integra los fundamentos de la mineralogía de procesos y la caracterización mineral como herramientas de predicción metalúrgica, funcionando como un complemento al enfoque metalúrgico convencional en el diseño, desarrollo y operación de minas, con énfasis en el muestreo, la programación de pruebas y la consolidación de datos.

c) Aplicación

Durante las dos últimas décadas, la geometalurgia ha sido aplicada en diferentes fases de proyectos mineros, desde los estudios preliminares de alcance hasta las etapas de prefactibilidad, factibilidad, diseño y optimización de procesos, en depósitos de oro, cobre-oro, cobre-molibdeno, níquel y hierro. Su importancia se ha consolidado en aspectos clave como:

- La elaboración de diagramas de flujo.
- La selección de equipos.
- La planificación de la explotación minera.
- El diseño y perfeccionamiento de plantas.
- La estimación de la producción.

Este enfoque multidisciplinario integra variables geológicas, geoquímicas y mineralógicas con el comportamiento metalúrgico de los yacimientos. Parte de la

información geológica y, mediante herramientas geoestadísticas, orienta la recolección de muestras representativas de distintos tipos de mineral, leyes, litologías y alteraciones en diversas zonas del depósito. Sobre estas muestras se desarrollan exhaustivos ensayos mineralógicos y metalúrgicos, generando un amplio volumen de datos que posteriormente se procesan e integran con la información geológica. El resultado es un modelo geometalúrgico que permite definir rutas de procesamiento, diseñar diagramas de flujo, planificar la operación minera y optimizar el desempeño de la planta. El avance de esta disciplina en los últimos años responde tanto a la necesidad de explotar yacimientos de gran escala —en especial auríferos— como al uso de técnicas analíticas modernas, entre ellas el analizador de liberación de minerales (MLA), QEMSCAN, la espectrometría de masas de iones secundarios dinámicos (D-SIMS) y de tiempo de vuelo (TOF-SIMS), entre otras (Dobby et al., 2004; Williams y Richardson, 2004; Baumgartner et al., 2011, 2013; Lotter et al., 2013; Kormos et al., 2013; Leichliter y Larson, 2013; Leichliter et al., 2013; Zhou, 2013).

d) Enfoque

Los programas de geometalurgia requieren un enfoque de equipo en todo el programa y cada componente individual. Un programa geometalúrgico generalmente comienza con la investigación geológica, incluida la recopilación y el análisis de información, seguido de modelado geológico. Basado en el modelo geológico, se desarrollará una matriz geometalúrgica para guiar el muestreo y la composición para futuras pruebas. La parte más importante de un programa geometalúrgico es la caracterización del mineral, incluidos los estudios mineralógicos y el trabajo de pruebas metalúrgicas. En general, la caracterización del mineral es la cuantificación de datos físicos en muestras (núcleos de perforación y compuestos) que representan un yacimiento y proporcionan criterios para el diseño del proceso y el desarrollo del diagrama de flujo. La Figura 2 muestra el diagrama de flujo de un enfoque geometalúrgico típico.

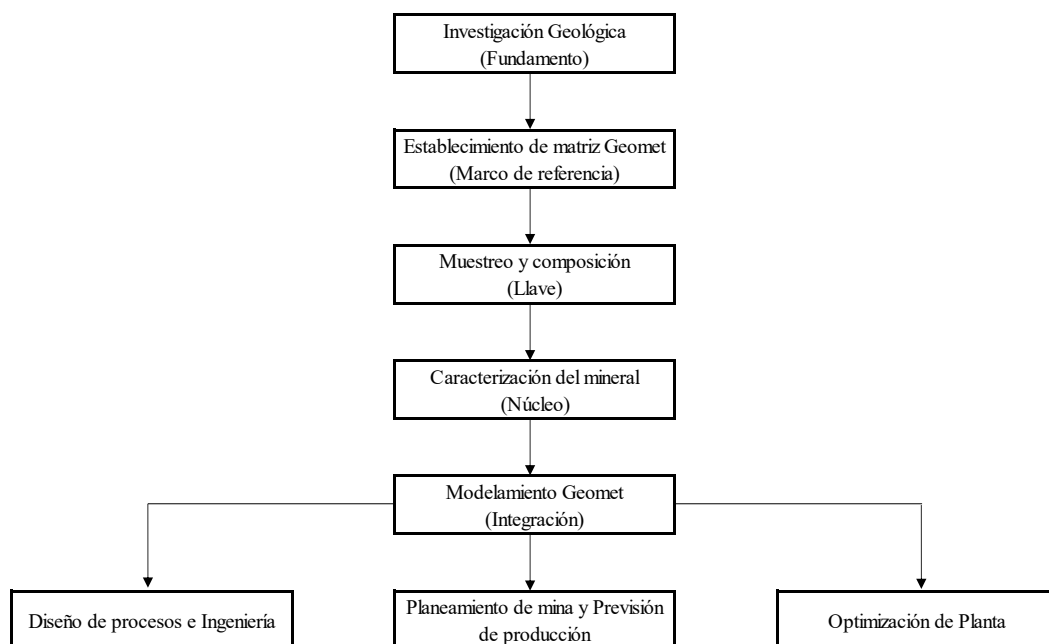


Figura 4: Diagrama de flujo simplificado que ilustra el enfoque geometalúrgico típico

2.3.5. Caracterización metalúrgica de los minerales de oro

El análisis mineralógico constituye un componente esencial en cualquier estudio de prefactibilidad y, al mismo tiempo, funciona como una herramienta de control de calidad en la etapa de optimización de procesos (Gasparri, 1993). La información obtenida debe vincularse estrechamente con los resultados de las pruebas metalúrgicas, ya que esto asegura la correcta evaluación de las alternativas de procesamiento y la adecuada elección de la tecnología y del diagrama de flujo que se integrarán en el diseño final de la planta. En el caso de relaves y efluentes generados en operaciones en marcha, la investigación mineralógica persigue dos fines principales: por un lado, identificar las causas por las que no se alcanzan las eficiencias previstas en el diseño, y por otro, aportar datos que permitan una optimización continua del proceso mediante la detección de oportunidades de mejora en la recuperación (Chrysosoulis S. , 2001).

En lo que respecta a la mineralogía del oro, esta no se limita únicamente a la caracterización de los minerales auríferos, sino que también abarca el estudio de las especies de ganga y otros minerales asociados, lo que incrementa la complejidad del procesamiento y resalta la importancia de una caracterización detallada del mineral.

2.3.5.1. *Clasificación de los minerales de oro desde el punto de vista geometalúrgico.*

a. **Tipos de minerales de oro**

Desde la perspectiva metalúrgica, los minerales auríferos suelen clasificarse en tres grupos principales: de molienda libre, complejos y refractarios (Figura 5). Los de molienda libre representan los de mayor rentabilidad, ya que mediante cianuración convencional es posible recuperar más del 90% del oro contenido (Figura 6). En contraste, los minerales complejos requieren elevadas cantidades de cianuro y oxígeno, lo que dificulta la extracción si no se controlan adecuadamente dichos parámetros; además, en este tipo se incluyen los que presentan el fenómeno de preg-robbing, caracterizado por la capacidad del mineral de reabsorber el oro disuelto en la solución cianurada (Figura 5). Finalmente, los minerales refractarios se distinguen por ofrecer bajas recuperaciones y demandar tratamientos metalúrgicos más sofisticados (Figura 7).

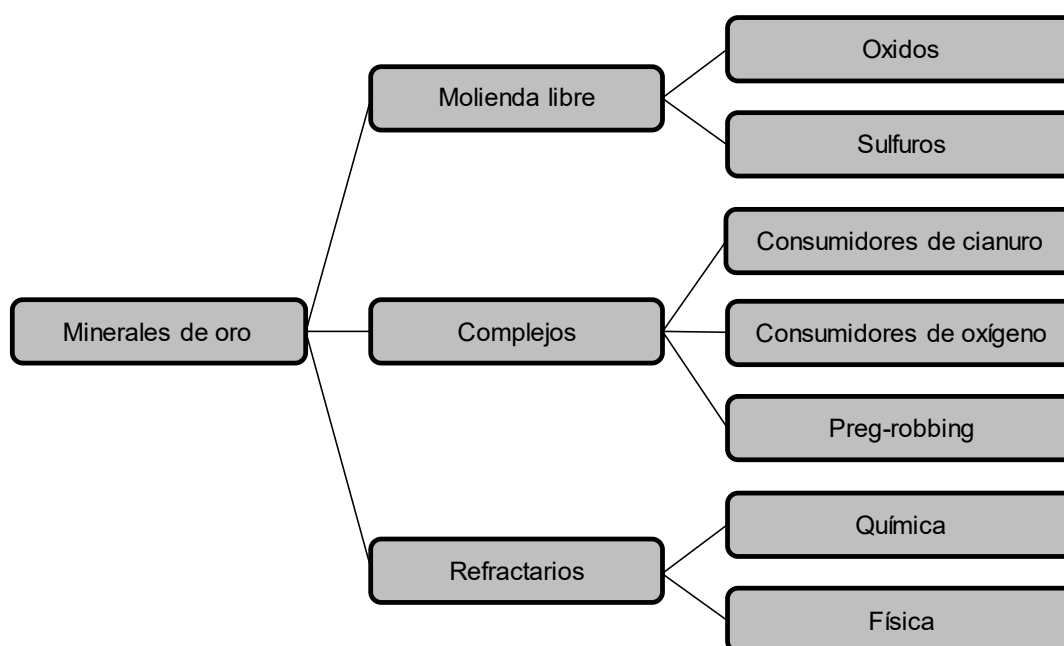


Figura 5: *Clasificación de los minerales de oro*

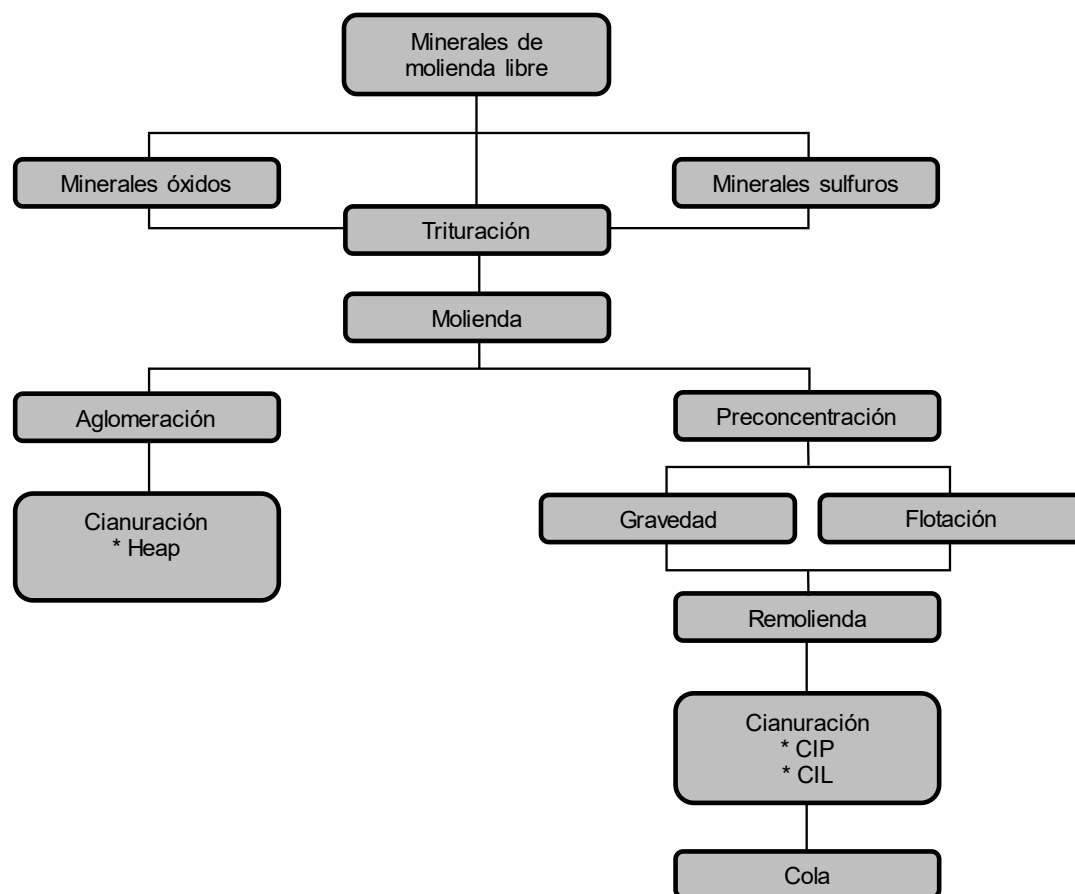


Figura 6: Esquema de procesamiento para minerales de molienda libre

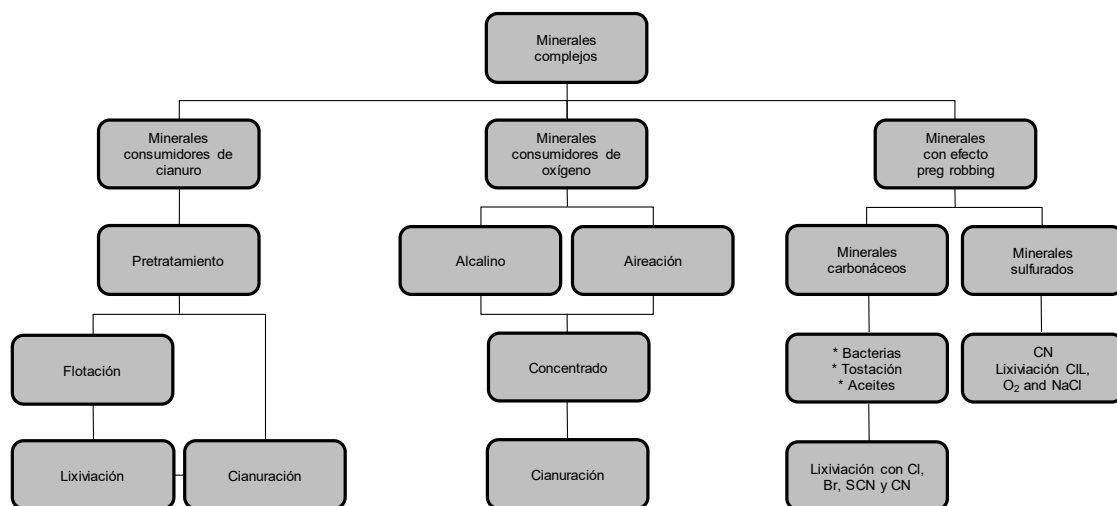


Figura 7: Esquema de procesamiento para minerales complejos

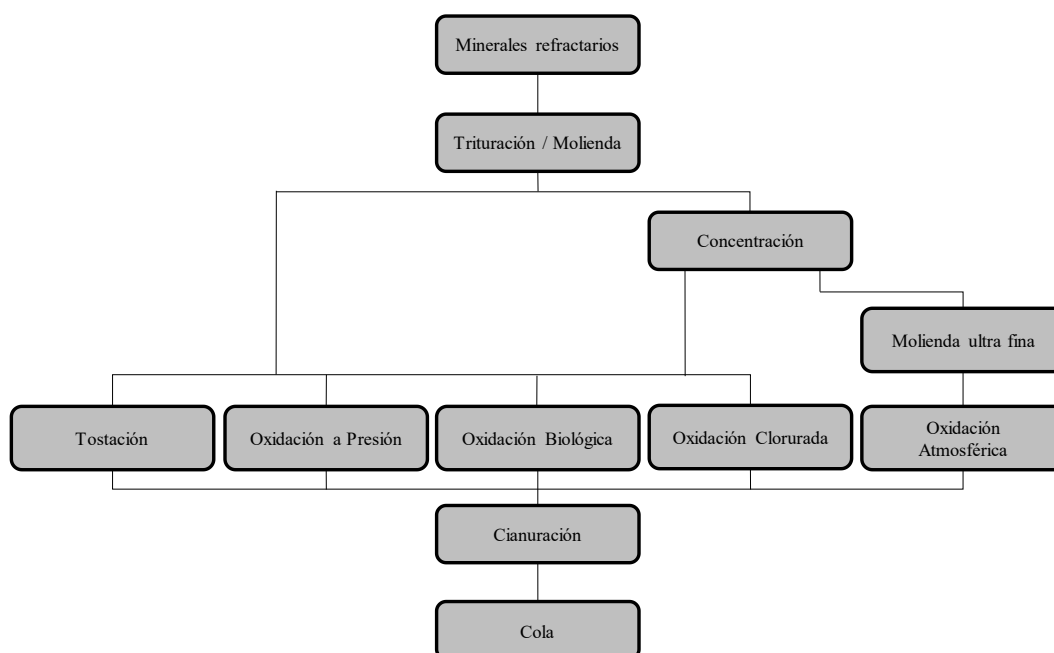


Figura 8: *Esquema de tratamiento para minerales refractarios*

De acuerdo con Zhou et al. (2004), los minerales auríferos pueden dividirse en doce categorías en función de sus características mineralógicas, tal como se resume en la tabla 1. De manera general, los seis primeros tipos corresponden a minerales de molienda libre, mientras que los seis restantes presentan un carácter más refractario, aumentando este último de manera progresiva de arriba hacia abajo (Figura 8). Dentro de ellos, los minerales carbonáceos son considerados los de tratamiento más complejo, ya que contienen materia carbonosa y oro en estado submicroscópico, lo que obliga a aplicar una etapa de pretratamiento antes de la recuperación del oro para alcanzar resultados aceptables.

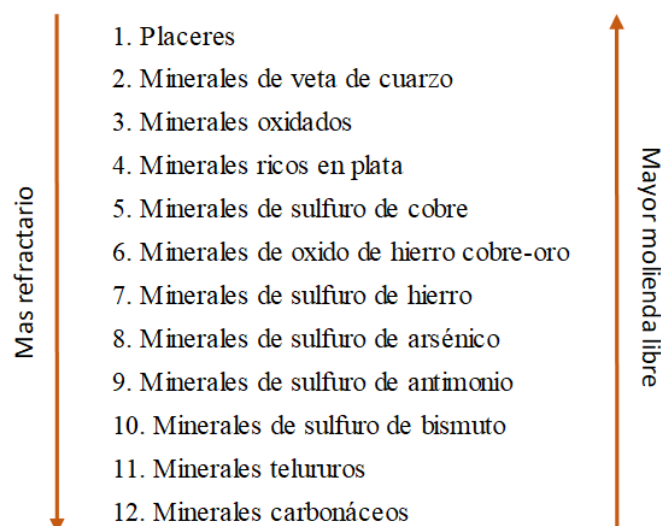


Figura 9: *Clasificación de los tipos de mineral de oro*

b. Tipos mineralógicos de oro

Desde la perspectiva mineralógica, el oro presente en un mineral o en un producto de planta puede dividirse en tres formas de acuerdo con su comportamiento: microscópico, submicroscópico y superficial. El primero, también llamado oro visible, incluye todas aquellas partículas identificables al microscopio, como las aleaciones de oro, telururos, sulfuros, seleniuros, así como compuestos mixtos de azufre con telurio o selenio, siendo esta la forma predominante en minerales no refractarios. El oro submicroscópico, denominado también “oro invisible”, corresponde a aquel que no puede observarse mediante microscopía óptica ni electrónica de barrido y constituye la forma principal en yacimientos refractarios, como los depósitos tipo Carlin, algunos epitermales y los sulfuros masivos volcanogénicos (VMS). Por último, el oro superficial es aquel que se fija en la superficie de otros minerales, como materiales carbonosos o óxidos de hierro, ya sea durante los procesos de mineralización, oxidación o tratamiento metalúrgico. En este contexto, se denomina minerales de oro a aquellos en los que el metal se encuentra como componente mayoritario (caso del oro nativo y el electrum), mientras que los denominados portadores de oro hacen referencia tanto a los minerales auríferos como a aquellos donde el oro aparece en proporciones menores o como trazas, tales como la pirita o la arsenopirita (Figura 10).

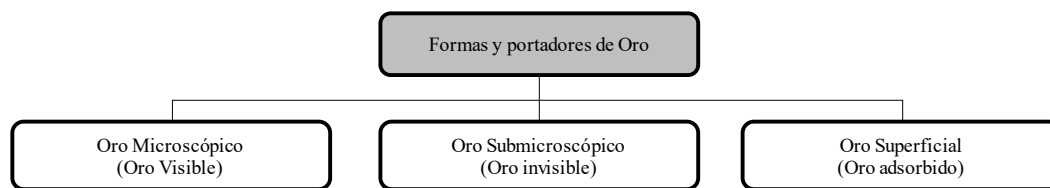


Figura 10: *Formas y portadores de oro.*

I. Oro Microscópico

El oro, por su carácter inerte a condiciones de temperatura y presión normales, presenta escasos compuestos de origen natural, predominando en forma de metal nativo que suele encontrarse aleado con plata (Boyle, 1979). Cuando la proporción de plata supera el 20%, esta mezcla recibe el nombre de electrum, término no oficial pero ampliamente reconocido. Existen pocas aleaciones adicionales, generalmente vinculadas a ambientes mineralógicos específicos, como el auricúprido (AuCu_3) y el tetra-auricúprido (AuCu), que se han identificado en pórfidos cupríferos con alto contenido de oro. Este metal suele asociarse con minerales como pirita (FeS_2), esfalerita (ZnS), arsenopirita (FeAsS), pirrotita (FeS) y calcopirita (CuFeS_2), además de presentarse ligado a material carbonoso en determinados yacimientos. En depósitos mesotérmicos de alta temperatura es relativamente común la maldonita (Au_2Bi), mientras que en otros casos puede encontrarse vinculada a minerales de selenio y a magnetita (Fe_3O_4). Tras el oro nativo y el electrum, los telururos constituyen las especies auríferas más habituales, destacando la calaverita (AuTe_2), la silvanita (Au,AgTe_2) y, en menor medida, la auroestibina (AuSb_2). Algunas características únicas de los minerales de oro que los separan de los otros minerales incluyen su alta gravedad específica, brillo (alta reflectancia) y dureza (Figura 10), esta última medida en la escala de Vickers (Chryssoulis & McMullen, 2016). Además de los minerales de oro detallados en la Tabla 2, se dan algunos ejemplos de minerales de oro en la Figura 11.

Tabla 2*Minerales de oro*

Mineral	Fórmula
Amalgama de oro	(Au,Ag)Hg
Anyuiita	AuPb ₂
Auricuprido	AuCu ₃
Auroantimonato	AuSbO ₃
Aurostibita	AuSb ₂
Bezsmeritnovita	Au ₃ Cu(Te,Pb) ₂
Bilibinskita	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂
Bogdanovita	Au ₅ (Cu,Fe) ₃ (Te,Pb) ₂
Buckhornita	AuPbBiTe ₂ S ₃
Calaverita	AuTe ₂
Como clorita	(MgAlFe) ₁₂ (SiAl) ₈ O ₂
Criddleita	TlAg ₂ Au ₃ Sb ₁₀ S ₁₀
Electrum (50 - 80 % Au)	(Au,Ag)
Fischesserita	Ag ₂ AuSe ₂
Hessita	(Ag,Au) ₂ Te
Hunchinita	AuPb ₂
Kostovita	CuAuTe ₄
Krennerita	(Au,Ag)Te ₂
Kustelita (< 50 % Au)	(Ag,Au)
Maldonita	Au ₂ Bi
Montbrayita	(AuSb) ₂ Te ₃
Muthmannita	(Au,Ag)Te
Nagyagita	[Pb(Pb,Sb)S ₂][Au,Te]
Oro - iridio	(Au,Ir)
Oro - paladio (Porpezita)	(Au,Pd)
Oro - platino	(Au,Pt)
Oro - rodio (Rodita)	(Au,Rh)
Oro nativo (> 80 % Au)	Au
Penzhinita	(Ag,Cu) ₄ Au(S,Se) ₄
Petrovskaita	AuAg(S,Se)
Petzita	AgAuTe ₂
Silvanita	(Au,Ag) ₂ Te ₄
Tetra-auricuprido	AuCu
Uytenbogaardita	AgAuS ₂
Weishanita	(Au,Ag) ₃ Hg ₂
Yuanjiangita	AuSn

Fuente (Chryssoulis & McMullen, Mineralogical Investigation of Gold Ores, 2016)

Fuente (Chryssoulis & McMullen, Mineralogical Investigation of Gold Ores, 2016)

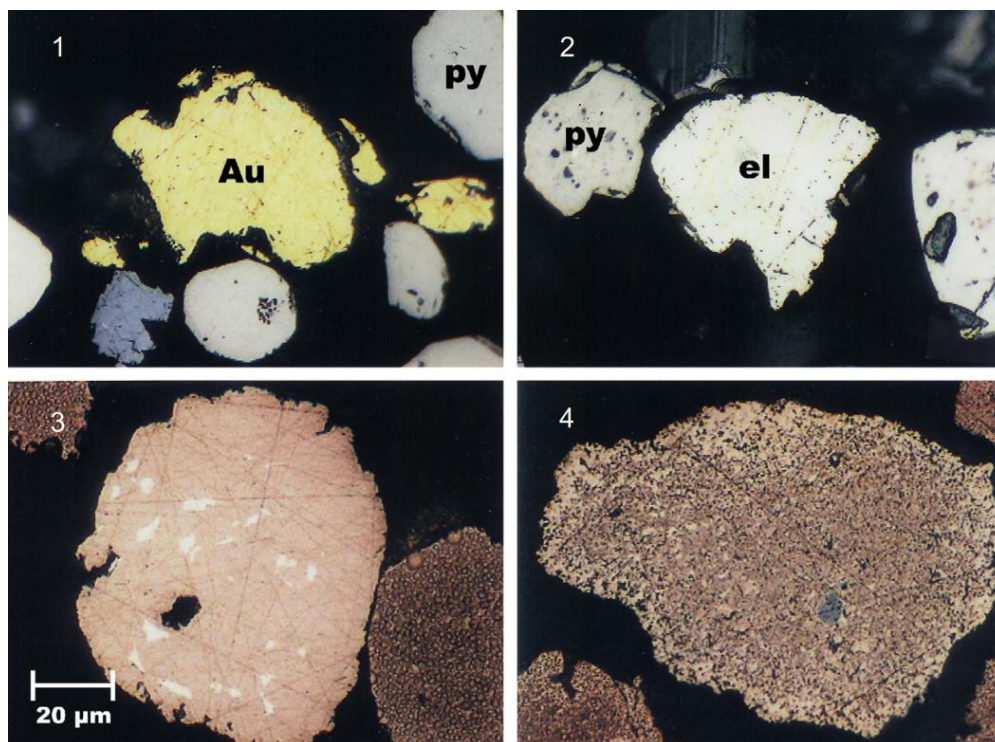


Figura 12: *Minerales de oro: 1. Oro nativo, 2. Electrum, 3. Auricúprido (AuCu₃) (con inclusiones de plata nativa) y 4. Tetra-auricúprido (AuCu)*

II. Oro submicroscópico

Solución sólida de oro

El término oro en solución sólida hace referencia a la incorporación de este metal en la red cristalina de sulfuros como la pirita y la arsenopirita, donde se distribuye a nivel atómico. La primera mención indirecta a este fenómeno fue realizada por Bürg (1930), quien utilizó la expresión oro invisible para describir la presencia submicroscópica del metal en pirita de la mina Bradisor en Rumania, abarcando tanto el oro coloidal como aquel en solución sólida. Este tipo de oro suele concentrarse principalmente en la arsenopirita, alcanzando valores reportados de hasta 1.7% en masa (Cook y Chryssoulis, 1990). En cristales grandes de arsenopirita (>50 µm), la distribución no es uniforme, ya que se concentra en las franjas de crecimiento, lo que evidencia su incorporación durante la formación del mineral (Chryssoulis y Cabri, 1990; Oberthür et al., 1997). Aún más relevante es que los sulfuros de grano fino (<20 µm) tienden a albergar mayores cantidades de oro en solución sólida, lo que dificulta su liberación metalúrgica (Cook y Chryssoulis, 1990; Novgodorava, 1993). Por otro lado, la pirita, que es el sulfuro más común, también puede contener proporciones considerables de este metal en su estructura, hasta convertirse en el principal

hospedador del oro en dicha forma (Thomas, 1997). Estudios de Chryssoulis y Cabri (1990), mediante espectrometría de masas de iones secundarios (SIMS), demostraron una correlación directa entre las concentraciones de arsénico y oro en pirita. La solubilidad máxima del oro en relación con el contenido de arsénico en este mineral se expresa mediante la ecuación:

$$CAu = 0.2CAs \quad \dots (1)$$

donde C corresponde a la concentración de As y Au está expresado en porcentaje molar. Este modelo se estableció a partir de más de mil análisis de microprobetas de pirita en diferentes depósitos epitermales y mesotérmicos (Reich et al., 2004), revelando que en los depósitos mesotérmicos la capacidad de solubilidad del oro en pirita disminuye en un orden de magnitud, equivalente aproximadamente a un átomo de oro por cada 50 átomos de arsénico, según la siguiente ecuación:

$$CAu = 0.02CAs \quad \dots (2)$$

El estado químico y la ubicación del oro en la estructura de la pirita todavía se debaten abiertamente, pero el consenso parece ser que el oro auroso (Au^+) ocupa sitios de hierro, y As^{+3} proporciona el equilibrio de carga. Se ha propuesto que la asociación notable de oro con pirita arseniosa podría ser el resultado de la incorporación de arsénico en la estructura de pirita que ha creado más superficies de tipo p, lo que favorecería la sorción de los radicales de oro electronegativos (Mironov et al., 1981). El oro en solución sólida en la mayoría de los casos se incorpora en la estructura cristalina del mineral huésped durante el crecimiento del cristal; sin embargo, en un caso (Ravenswood, NSW, Australia) se difundió en la estructura de pirita preexistente a lo largo de fracturas remediadas. La Tabla 3 resume los rangos medidos de oro en varios minerales de sulfuro y arsénico.

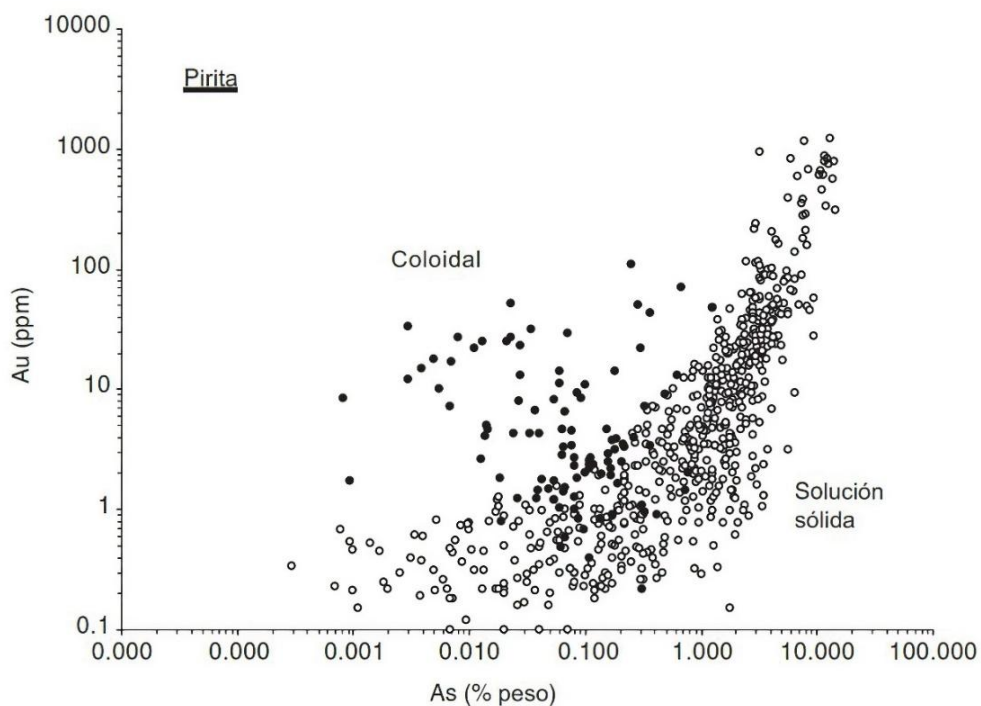


Figura 13: Gráfico de oro vs arsénico para pirita. Oro en solución sólida (o) y oro coloidal (●)

Tabla 3

Concentraciones de oro en solución sólida en sulfuros y sulfosales

Mineral	Au (ppm)
Sulfuros de hierro	
Pirita	<0.1 - 8800
Marcasita	<0.1 - 31
Pirrotita (tostada)	<0.1 - 5 (300) ^a
Minerales de arsénico	
Arsenopirita	<0.2 - 17000
Loellingita	
Tennantita	<0.2 - 72
Enargita - Luzonita	0.3 - 62
Gersdorffita	<0.1 - 5
Rejalgar	<0.1 - 4
Oropimente	<0.1 - 3
Sulfuros de cobre	
Calcopirita (sintética)	<0.1 - 7 (44)
Bornita (sintética)	<0.1 - 14 (360)
Covelita	<0.1 - 74
Calcocita	<0.1 - 44
Sulfuros de antimonio	
Tetraedrita	<0.2 - 59
Estibinita	<0.1

^aSintética.

III. Oro coloidal

El término oro coloidal se emplea para describir inclusiones submicrométricas de oro presentes en sulfuros, las cuales no pueden observarse mediante microscopía óptica ni con microscopía electrónica de barrido (SEM), pero sí son detectables mediante técnicas como perfiles de concentración en profundidad obtenidos por SIMS (Chryssooulis et al., 1987) o a través de imágenes y análisis con microscopía electrónica de transmisión de alta resolución (HR-TEM) (Bakken et al., 1989). Este tipo de oro representa un estado intermedio entre el oro en solución sólida y el oro visible bajo microscopio óptico, lo que refleja la continuidad entre ambas formas (Novgodorava, 1993). El rango de tamaño del oro coloidal se encuentra entre 5 y 500 nm, pudiendo originarse tanto por la disolución del oro en solución sólida como por procesos de nucleación sobre superficies adsorbidas (Simon et al., 1999). Generalmente adopta formas esféricas y no se restringe únicamente a la matriz sulfurada, ya que también ha sido identificado en arcillas asociadas (Bakken et al., 1989). Asimismo, puede formarse por procesos de coagulación durante el tostado, en los que la pirita se oxida generando magnetita, maghemita y hematita (Stephens et al., 1990), así como en condiciones de oxidación a presión o biolixiviación. Su mineral hospedero más frecuente es la pirita, seguida en menor proporción por la arsenopirita, y a diferencia del oro en solución sólida, no requiere que la pirita sea rica en arsénico ($\geq 0,5\%$ de As en masa). Los valores máximos reportados de concentración de este tipo de oro en diversos minerales se presentan en la Tabla 3. Debido a su elevada relación superficie/volumen, el oro coloidal es significativamente más reactivo que el de grano grueso, lo cual se demuestra en su rápida disolución incluso en soluciones con bajas concentraciones de cianuro, como se ha evidenciado en pruebas con descargas de autoclave.

IV. Oro Superficial

El denominado oro superficial corresponde al que se encuentra en la capa externa de las partículas minerales, siendo un caso típico el oro retenido en materiales carbonosos. Este tipo de ocurrencia se origina por procesos de sorción, deposición reductora (similar al enchapado), precipitación o, en algunos casos, por deposición mediante intercambio iónico desde soluciones que contienen oro. Asimismo, en los gases provenientes de tostadores puede formarse por condensación de compuestos volátiles como $[\text{AuCl}_2, \text{AuCl}(\text{CO})]$ (Puddephatt et al., 1989). Ejemplos representativos

de este fenómeno son el oro asociado a materia carbonosa o fijado en carbón activado (Adams y Burger, 1998a, b). También se ha demostrado que el oro disuelto puede precipitar de manera reductora sobre pirita, tanto en ambientes naturales como en etapas de procesamiento (Chryssoulis, 1997). En la materia carbonosa de Cortez (Nevada, EE. UU.), se han registrado hasta 15 ppm de oro superficial en una capa de 12 nm, equivalente a 1,7 g/t de Au. De igual forma, se ha comprobado la adsorción reductora de oro sobre minerales de cobre (Adams et al., 1996).

En la naturaleza, este oro superficial impregnado se presenta como tres especies, Au^0 , AuCl_2^- y $\text{Au}(\text{SCN})_2^-$ y este proceso podría explicar la incorporación del oro en la red cristalina de la pirita arseniosa en forma de solución sólida (Simon et al., 1999). En las operaciones de lixiviación en pilas, la precipitación de sales de oro suele manifestarse en cierto grado, mientras que, de manera complementaria, se ha planteado que la deposición mediante intercambio iónico constituiría otro mecanismo posible de incorporación del oro en la estructura de la pirita arseniosa, según lo propuesto por Reich et al. (2004), quienes sugirieron que el oro podría estar llenando los sitios de hierro vacantes que fueron creados por la sustitución de arsénico. Este mecanismo de intercambio iónico para la incorporación de oro a la pirita es muy difícil de probar dadas las bajas concentraciones de oro involucradas.

c. Caracterización del mineral

La caracterización mineral se entiende como el proceso de cuantificar propiedades físicas en muestras representativas de un yacimiento, constituyendo la base objetiva para desarrollar un enfoque geometalúrgico sólido. A diferencia del mapeo geometalúrgico, este procedimiento no incorpora referencias espaciales (Williams y Richardson, 2004). En la Tabla 4 se presentan algunos de los ensayos que pueden ser necesarios dentro de un programa de caracterización mineral aplicado a la geometalurgia.

Tabla 4*Pruebas que cuantifican varios parámetros importantes en la caracterización*

Disciplina	Parámetros	Prueba posible
Geología	Relaciones de campo	Mapeo, perforación, decinación
Geoquímica	Grado de elementos valiosos y nocivos; análisis de roca entera	Ensayos
Mineralogía	Zonificación, comportamiento de metales pagables y elementos nocivos	Identificación de mineral, asociación, tamaño de grano, textura y todos los datos de liberación disponibles a través de AMICS, QEMSCAN, MLA, D- SIMD, TOF-SIMS y otros instrumentos
Propiedades físicas	Dureza y molienda	Índices de trabajo de Bond, prueba de peso de caída JK, índice de potencia de molienda semiautógena, prueba de MacPherson de 18 pulgadas
Respuesta metalúrgica	Recuperación, grado concentrado, dosis de reactivo	Cinética de flotación, pruebas de ciclo cerrado, recuperación de oro por gravedad, agitación en botella
Medidas geotécnicas	Preparación del sitio, revisión ambiental	Densidad del suelo, flujo de agua subterránea, estabilidad de taludes

2.3.6. Estudio Metalúrgico del blending

De acuerdo con Misari (2019) la investigación se justifica en los problemas de recuperación y variaciones de ley presentes en las operaciones mineras, los cuales están asociados a la conformación de un Blending adecuado para alimentar a las plantas de beneficio metalúrgico. En la unidad minera Volcan (Planta de Óxidos), se procesa un mineral fresco proveniente de un tajo a cielo abierto en la zona VGS, clasificado como pacos y desmonteras de sectores piríticos, así como mezclas con óxidos de caliza, lo que complica la correcta preparación del Blending debido a la diversidad de zonas. Esta variabilidad se refleja en fluctuaciones de leyes de cabeza, recuperaciones, dureza y otras características mineralógicas. Los cambios constantes en la ley de cabeza en la planta de óxidos generan inestabilidad en el proceso metalúrgico, lo que repercute en la recuperación y calidad del dore. Un manejo inadecuado del Blending ocasiona bajas recuperaciones de plata y, por ende, menor

rentabilidad. Maximizar el valor económico del mineral de las diferentes áreas de aporte depende directamente de un Blending que permita optimizar tanto las leyes de cabeza como el desempeño metalúrgico y económico de la planta de tratamiento. Por ello, este estudio se orienta a la optimización del Blending de las distintas zonas, empleando herramientas estadísticas y programación lineal para establecer las proporciones óptimas que garanticen un procesamiento eficiente y rentable.

2.3.7. *Blending*

El Blending constituye una técnica aplicada en el procesamiento metalúrgico de minerales de tratamiento complejo, cuyo propósito es optimizar la recuperación de los yacimientos. Este método consiste en combinar, en proporciones másicas específicas, un mineral de baja ley o con alto contenido de arcillas con otro de fácil beneficio, de manera que el rendimiento de cobre obtenido al procesar la mezcla resulte superior al alcanzado cuando ambos minerales son tratados por separado. Así, la integración de los dos tipos de mineral permite determinar una recuperación global más favorable.

2.3.8. *Minerales*

De acuerdo con Prat (2022), un mineral se define como una sustancia de origen natural e inorgánico, caracterizada por una composición química específica y una estructura atómica ordenada, que en ciertos casos puede hallarse en asociación con diferentes tipos de rocas.

Tabla 5

Elementos nativos sulfuros

Elementos Nativos	Sulfuros	Sulfosales
Óxidos	Haluros	Carbonatos
Nitratos	Boratos	Fosfatos
Sulfatos	Wolframatos	Silicatos

2.3.9. *Mineral refractario*

El concepto de mineral refractario se utiliza para describir aquellos materiales que no pueden ser tratados eficazmente mediante lixiviación directa con cianuro, como ocurre con ciertos minerales auríferos y argentíferos. Se considera que un mineral presenta carácter refractario cuando, al ser sometido a cianuración, la recuperación de

metales preciosos es inferior al 50% (Orrantia y Pecina, 2008). Los minerales primarios de oro suelen mostrar esta condición debido a que el metal se encuentra atrapado o disperso en partículas ultrafinas ($<1\ \mu\text{m}$) dentro de una matriz sulfurada (Ofori-Sarpong et al., 2011; Ma et al., 2010). Entre los portadores más comunes destacan la pirita y la arsenopirita, aunque también pueden estar presentes en menor proporción sulfuros como la esfalerita y la galena, así como sulfosales de cobre y antimonio. Del mismo modo, la presencia de carbonatos, sulfuros y aluminosilicatos contribuye a reducir la eficiencia en la recuperación de oro y plata (Karimi et al., 2010).

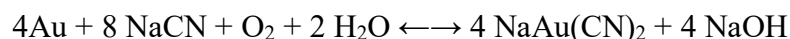
2.3.10. Proceso de cianuración

La técnica de cianuración aplicada a minerales auríferos es ampliamente reconocida, ya que ofrece la ventaja de reducir o incluso eliminar el uso de mercurio en el beneficio del oro. Este método permite un mejor aprovechamiento de los recursos, dado que posibilita recuperar oro incluso de minerales de baja ley o considerados marginales. En comparación con las plantas de cianuración por agitación, los requerimientos de inversión resultan menores, al igual que los costos operativos, y el control del proceso es relativamente sencillo. El procedimiento consiste en la lixiviación del oro mediante soluciones diluidas de cianuro de sodio o potasio. Para el caso de la pequeña minería, especialmente la artesanal, una de las alternativas más utilizadas es la lixiviación en recipientes (vat leaching), que corresponde al tratamiento directo de la mena aurífera. Sin embargo, en explotaciones de mayor escala también se emplea esta tecnología. Otra opción viable es la lixiviación en pilas (heap leaching), cuya elección depende de variables como la naturaleza del mineral, el volumen disponible, la facilidad de acceso y la disponibilidad de agua para el proceso (Lara Monge, s.f.).

El uso de la cianuración ha tenido gran trascendencia en la industria minero-metalúrgica para la recuperación de oro, dado que este metal tiene la particularidad de disolverse en soluciones de cianuro diluidas. El análisis mineralógico resulta fundamental, ya que permite seleccionar el tipo de cianuración más adecuado y orientar la inversión en el proceso. En cuanto a la recuperación del oro desde las soluciones ricas, generalmente se emplean tres métodos: el sistema Merrill-Crowe, el carbón en pulpa (CIP) y el carbón en lixiviación (CIL) (Cyanamid, 1998).

2.3.11. Cianuración del oro

El oro figura entre los primeros metales aprovechados por la humanidad. Su forma nativa fue identificada con facilidad gracias a su característico tono amarillo cuando se encuentra en estado masivo y puro, además de que podía trabajarse sin dificultad mediante técnicas básicas de deformación. Este tipo de oro podía concentrarse mediante métodos simples de separación gravitacional, aprovechando su elevada densidad y peso específico. No obstante, la recuperación de partículas finas y de oro asociado a otros minerales es un desarrollo más reciente. En 1846, Elsner demostró que tanto el oro como la plata se disuelven en soluciones de NaCN o KCN únicamente en presencia de oxígeno, formulando la reacción:



Posteriormente, en 1889, MacArthur y colaboradores introdujeron la aplicación industrial del proceso de cianuración para la extracción del oro mediante soluciones cianuradas. Desde entonces, esta técnica se ha convertido en un procedimiento de uso casi universal para la recuperación de oro y plata. Asimismo, Laver y Wolf evaluaron la solubilidad relativa de distintos minerales de cobre en soluciones de cianuro de sodio al 0,10%, proporcionando datos de referencia sobre su comportamiento en este medio.

Tabla 6

Cianuración del oro

Mineral	% Solubilidad
Calcopirita	8.2
Crisocola	15.7
Tetraedrita	43.7
Enargita	75.1
Bomita	99
Azurita	100
Calcosina	100
Cuprita	100
Malaquita	100
Cobre Metalico	100

Fuente: Laver y Wolf, 1991

En el caso del cobre metálico, la proporción entre el cianuro consumido y el cobre disuelto es de aproximadamente 1.84:1, mientras que para minerales como la enargita y la calcopirita estas relaciones se incrementan a 2.75:1 y 2.44:1, respectivamente. Una estrategia para disminuir el consumo de cianuro en presencia de sulfuros de cobre consiste en emplear soluciones más diluidas, generalmente con concentraciones de NaCN entre 0.005% y 0.01%.

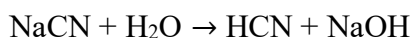
2.3.11.1. *Minerales cianurables.*

No todos los minerales auríferos y argentíferos son adecuados para el proceso de cianuración. Factores como la presencia de agentes cianicidas, materiales carbonosos que retienen metales preciosos y compuestos orgánicos que consumen oxígeno pueden limitar la eficiencia del método. Además, para lograr una disolución rápida, el oro y la plata deben encontrarse en partículas finamente divididas. En el caso de la cianuración en pilas, es indispensable que la roca matriz sea porosa y permita la adecuada permeabilidad de la solución; cuando esto no ocurre, la trituración debe generar la exposición necesaria de las partículas metálicas. Sin embargo, la presencia excesiva de arcillas en algunos yacimientos dificulta la percolación de la solución, problema que puede resolverse mediante la aglomeración de los finos (Tecsup, 2009). Para diseñar un circuito de tratamiento eficiente resulta fundamental caracterizar el mineral, relave o concentrado, ya que cada material presenta particularidades propias; conocer su mineralogía permite identificar los minerales valiosos y anticipar su comportamiento frente al proceso de cianuración. Asimismo, el mineral debe estar libre de cianicidas y de sulfuros parcialmente oxidados de elementos como Sb, Zn, Fe o Cu, que interfieren con la solubilidad del oro. También es necesario que el tamaño de partícula sea lo suficientemente reducido para favorecer la disolución en tiempos cortos y que el material sea lo bastante permeable para asegurar el contacto entre la solución y la superficie del mineral valioso; en caso de contener componentes ácidos, se requiere aplicar un pretratamiento previo.

2.3.11.2. *Fundamentos de la cianuración del oro.*

Los compuestos de cianuro más empleados en el proceso de cianuración son el cianuro de sodio y el cianuro de calcio, siendo este último comercializado en una presentación impura con aproximadamente un 50 % de NaCN equivalente. El cianuro de sodio, en cambio, se ofrece en diferentes grados de concentración que van desde un

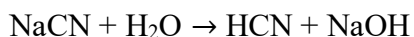
35 % hasta un 93 % de NaCN. Cuando se disuelve en agua, el cianuro alcalino sufre una hidrólisis representada por la reacción:



El grado en que ocurre esta hidrólisis depende en gran medida de la cantidad de álcali libre presente en la solución; si esta es considerable, la descomposición del cianuro es mínima, pero cuando no lo es, se puede añadir cal para retrasar la hidrólisis. Además, cabe destacar que el ácido carbónico, al ser más fuerte que el ácido cianhídrico, tiende a descomponer las soluciones de cianuro alcalino de acuerdo con la reacción química correspondiente.

2.3.11.3. Efecto del Cianuro.

Los reactivos más ampliamente utilizados en la industria son el cianuro de sodio y el cianuro de potasio; ambos se expenden comercialmente con una pureza que varía entre un 85 a un 98%. Julián y Smart compararon diversos cationes tales como amonio, sodio, potasio, magnesio, calcio y bario y llegaron a la conclusión que no había mayor diferencia entre ellos, o de otro modo dicho, el radical alcalino o alcalinotérreo no afectaba la disolución, sólo el contenido en cianuro es importante y esto obviamente así ya que el cianuro es el ligando que se une al metal para formar mediante un enlace de tipo covalente coordinado el complejo soluble. El uso del cianuro de sodio o potasio se ha universalizado merced a su costo en función de la producción de los otros compuestos. Una de las características importantes de este agente complejante, aparte de su toxicidad que será vista más adelante, es la hidrólisis que sufre en soluciones acuosas. Se puede visualizar a través de la reacción:



Uno de los productos de la hidrólisis, el ácido cianhídrico, es gaseoso y evidentemente mucho más tóxico por lo que debe evitarse su evolución. La cantidad en que esta hidrólisis procede a la derecha depender, de acuerdo con Le Chatelier, a la cantidad de álcali libre. Si hay una alta cantidad de hidróxido, entonces la reacción procede a la izquierda, hacia la formación del ión cianuro que es el reactivo útil para la complejación. El método clásico de cianuración por agitación implica que la pulpa

bien aireada se agita durante 6 a 72 horas con la solución que contiene cianuro y álcali. La concentración a la cual se utiliza comúnmente el cianuro está comprendida entre 0,02 y 0,1%. Obviamente estos son valores generales y los más comunes; cada caso en particular deber ser estudiado en pruebas de laboratorio que indicarán el tiempo de agitación y el consumo de reactivo. Para el caso del oro nativo su disolución depende principalmente del tamaño de la partícula, del grado de liberación, del contenido de plata y de los recubrimientos superficiales. Se ha mencionado que el oro grueso debe ser removido antes de la cianuración por ejemplo mediante una concentración gravitacional. Esto es debido a los tiempos muy largos que requeriría el ser lixiviado completamente. Graham y Wartenweiler determinaron experimentalmente la velocidad de disolución del oro nativo en un mineral de Witwatersrand. Para tal efecto se utilizó una solución de cianuro de potasio de 0,025%; cal en cantidad de 0,003% y una densidad de pulpa de un 40%. Para un tamaño entre $-80 + 10 \mu$, la partícula se disolvió en ocho horas. Barsky, a su vez, encontró que el oro metálico se disolvía con una velocidad de $3,25 \text{ mgr/cm}^2 / \text{hr}$, esto implicaba una velocidad de penetración de una muestra cúbica de $1,68 \text{ hr/lado}$. Por su parte, la plata metálica se disuelve casi a la mitad de velocidad que el oro, siendo la velocidad de aleaciones de un valor intermedio. Estas consideraciones se refieren a oro limpio en soluciones de cianuro puras; en la práctica los minerales se encuentran con la superficie recubierta con óxidos de cianuro y cloruros de plata, por ejemplo y la solución cianurante demora más tiempo en penetrarlos. Se ha sugerido también la existencia de compuestos de antimonio, manganeso y fluoruro como recubrimientos. Una lixiviación con ácido mineral seguido de un lavado permitiría remover estos recubrimientos para una buena cianuración posterior previo ajuste del pH. Feather y Koen encuentran presencia de sulfuros sobre granos de oro nativo y se demostró que este elemento en contacto con 12 soluciones acuosas diluidas de aniones ferroso, sulfuros y sulfato, incluso a 40°C , el oro nativo no se recubriría, pero sí lo hacía la plata que acompañaba al oro nativo. Trabajos efectuados en el Instituto Nacional de Johannesburgo, demostraron que granos de oro no cubiertos permanecen en los rios de lixiviación porque se disolvían a una velocidad menor a la normal. Esto se debe a una cierta "textura" del metal y se ha apreciado que estas propiedades físicas superficiales se ven alteradas en función de los tratamientos anteriores a que ha sido sometida la superficie del mineral.

2.4 Marcos conceptuales o glosario

- a. **Geometalúrgia:** Se trata de una disciplina que combina conocimientos de geología, metalurgia y minería, con el objetivo de analizar cómo se comportan los minerales frente a distintos procesos metalúrgicos. Esto permite organizar y optimizar de manera más efectiva la valorización del recurso mineral y su explotación en la industria (Yparraguirre, 2018).
- b. **Blending:** Es la combinación de minerales marginales con minerales económicos para poder disminuir la incidencia de la variación de los contenidos metálicos. (Baldeón, 2009)
- c. **Recuperación Metalúrgica:** Es el porcentaje de recuperación del metal valioso del mineral de cabeza. (Quinto, 2014)
- d. **Refractariedad:** Es la resistencia que ofrecen estos materiales a la extracción directa de los metales preciosos por técnicas convencionales de cianuración alcalina. La refractariedad puede ser causada por diseminación fina o encapsulamiento de oro fino en pirita o arsenopirita, presencia de elementos carbonáceos (que reprecipitan al oro disuelto), presencia de cianicidas (consumidores de cianuro) y la presencia de agente consumidores de oxígeno. (Villegas, 2014)
- e. **Caracterización Mineralógica:** Es una etapa fundamental para el aprovechamiento en forma optimizada de un recurso mineral. Es realizar una interpretación mineralógica del yacimiento y para ello resulta particularmente útil la aplicación de estudios petrográficos, estudios minerográficos, estudios mineralógicos al microscopio, es mineralógicos por Difracción de Rayos X (DRX), análisis químico por Fluorescencia de Rayos X (FRX), estudios por Microscopía Electrónica de Barrido (SEM) y estudios de inclusiones fluidas (IF). (Torres, 2015)

- f. Mineralización:** Término general, el cual se refiere usualmente minerales de mena, pero que a menudo se utiliza para referirse a otros minerales metálicos como pirita. También suele usarse para referirse al proceso por el cual se producen concentraciones de minerales de mena. (Yparraguirre, 2018)
- g. Carbón en pulpa (CIP):** Este método consiste en extraer los iones complejos de oro, $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, directamente de la pulpa cianurada utilizando carbón activado. Tras la molienda del mineral, la disolución del oro se lleva a cabo en una serie de tanques donde la pulpa se agita mientras se incorpora aire (TECSUP, 2014).
- h. Carbón en lixiviación (CIL):** Es una modificación relativamente nueva del proceso de carbón en pulpa, y en ciertos casos puede ser preferido sobre la tecnología convencional CIP. En este caso, el oro lixiviado como cianuro y la adsorción de los iones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ sobre el carbón activado está simultáneamente acompañado en el mismo tanque. Además, los tanques usados para la lixiviación son completamente eliminados o reducidos en número. (TECSUP, 2014).

CAPITULO III: METODOLOGÍA

3.1. Tipo y diseño de investigación

3.1.1. *Tipo de investigación*

De acuerdo con Ñaupas et al. (2018), la investigación puede clasificarse en dos categorías fundamentales: básica y aplicada. En el contexto de esta tesis, se adopta el enfoque de investigación aplicada, como lo define Borja (2012), quien señala que la investigación aplicada tiene como objetivo "conocer, actuar, construir y modificar una realidad problemática". Este tipo de investigación se enfoca en la solución de problemas prácticos mediante la aplicación directa de conocimientos científicos y técnicos, orientándose hacia la resolución de situaciones concretas en contextos específicos.

El tipo de investigación con el que se trabajó fue experimental se inscribe dentro de esta categoría. El principal propósito de esta investigación es abordar un problema operativo real en el ámbito de la metalurgia: la baja recuperación de oro y plata en las plantas de procesamiento debido a la variabilidad mineralógica de los recursos auríferos. A través de la caracterización del blending mineral, se busca modificar la composición mineralógica de los materiales tratados, con el objetivo de mejorar la eficiencia de los procesos metalúrgicos, especialmente en lo que respecta a la lixiviación mediante cianuración.

Este enfoque de investigación aplicada es esencial en el ámbito de la metalurgia, ya que permite la implementación de soluciones prácticas y viables para

problemas operativos reales dentro de las plantas de procesamiento. La investigación no se limita a generar conocimientos teóricos, sino que tiene como objetivo la validación de una técnica de mezcla controlada de minerales con características mineralógicas diferentes, para así mejorar la recuperación de metales preciosos como el oro y la plata. Los resultados obtenidos de esta investigación serán aplicables directamente a la optimización de los procesos de lixiviación, permitiendo a las plantas de procesamiento adaptar sus operaciones de forma más eficiente a la variabilidad mineralógica de los recursos que procesan.

La naturaleza aplicada de esta investigación tiene una gran relevancia para la industria minera, dado que ofrece herramientas prácticas para resolver problemas de baja eficiencia en la extracción de metales valiosos. Además, está orientada a mejorar la rentabilidad de las operaciones mineras al reducir el uso de reactivos y aumentar la eficiencia de los procesos metalúrgicos. Por lo tanto, esta investigación no solo contribuye al desarrollo del campo de la metalurgia en Perú, sino que también facilitará la implementación de técnicas de procesamiento mineral más eficientes en las plantas de extracción, con beneficios tanto para la productividad como para la sostenibilidad económica de la industria minera.

3.1.2. Diseño de investigación

El diseño de investigación es la estrategia estructural que guía el desarrollo del proceso investigativo, proporcionando una planificación clara y detallada para abordar los problemas de investigación. Según Hurtado de Barrera (2008), un diseño experimental se define como "el plan, estructura o estrategia para el estudio preciso de un evento, siempre que cumpla dos condiciones básicas: manipulación y aleatorización" (p. 761). Este tipo de diseño permite al investigador manipular una variable independiente y observar sus efectos directos en el evento estudiado, mientras controla otras variables a través de la aleatorización, garantizando así la validez interna de los resultados.

Para la presente investigación, se ha optado por un diseño experimental. En este diseño se establecerán dos grupos: el grupo experimental y el grupo control. El grupo experimental incluirá mezclas de minerales (blending) con características geológicas y mineralógicas específicas, mientras que el grupo control estará compuesto por

muestras de minerales sin ningún tratamiento de mezcla. De esta manera, se manipula la variable independiente (el tipo de blending mineral) para observar sus efectos sobre la recuperación de oro y plata en las pruebas de cianuración.

Este diseño experimental permitirá evaluar de manera precisa los efectos del blending de minerales en la mejora de la eficiencia de los procesos metalúrgicos, específicamente en la lixiviación. Se podrá comparar el rendimiento de los dos grupos y determinar si la mezcla de minerales mejora significativamente la tasa de recuperación de metales preciosos, lo cual es un factor crucial para optimizar los procesos en las plantas de procesamiento.

La manipulación de la variable independiente (blending mineral) y la comparación con el grupo control proporcionarán datos esenciales para validar esta técnica de optimización en el tratamiento de minerales refractarios, demostrando su aplicabilidad y eficacia en condiciones operativas reales dentro de las plantas de procesamiento. Así, este diseño experimental facilita la evaluación de la hipótesis central de la investigación y garantiza la fiabilidad de los resultados obtenidos.

3.2. Unidad de análisis

De acuerdo con Hurtado de Barrera (2008), la unidad de análisis en una investigación se refiere a los bloques o segmentos de información que constituyen el objeto de estudio, sobre los cuales se aplican los criterios de análisis. Estas unidades pueden ser individuos, grupos, eventos, o cualquier otra entidad seleccionada por el investigador para ser investigada de manera detallada y específica. La correcta definición y delimitación de las unidades de análisis es fundamental para garantizar la validez y precisión de los resultados obtenidos.

Para los análisis de esta investigación, se seleccionaron las muestras de minerales provenientes de depósitos auríferos en las plantas de procesamiento de minerales. Se tomaron muestras representativas de los minerales auríferos con el fin de evaluar la caracterización mineralógica, las características fisicoquímicas del

mineral, así como las propiedades metalúrgicas que inciden en el proceso de recuperación de oro y plata.

Las muestras fueron obtenidas en diferentes zonas del yacimiento, seleccionando tanto los minerales de alto contenido de metales preciosos como aquellos de menor ley para evaluar su comportamiento frente al proceso de lixiviación con cianuración. Además, se consideraron las variaciones mineralógicas y su impacto en la eficiencia de la extracción durante el procesamiento en planta. A través de esta caracterización, se busca optimizar la composición mineralógica de los materiales tratados mediante el blending, con el objetivo de mejorar la recuperación de oro y plata.

Del mismo modo, se llevó a cabo un estudio de las condiciones de operación de la planta, incluyendo la dosificación de reactivos y el pH de la pulpa, con el objetivo de determinar las condiciones más favorables para la recuperación de los metales preciosos. La información obtenida servirá para ajustar los parámetros del proceso de lixiviación y optimizar su desempeño, teniendo en cuenta la variabilidad mineralógica del mineral.

La unidad de análisis en este estudio, por tanto, abarca tanto los minerales tratados en la planta como los factores operativos relacionados con el procesamiento de estos, con el objetivo de proporcionar soluciones prácticas y específicas para mejorar los resultados de la lixiviación en las plantas de procesamiento de oro y plata.

3.3. Población de estudio

Según Hurtado de Barrera (2008), la población de estudio se define como el conjunto de unidades que forman parte del contexto en el cual se investiga un evento, y que comparten características comunes, denominadas "criterios de inclusión". Estas características son esenciales para asegurar que las conclusiones del estudio sean relevantes y aplicables al grupo en cuestión.

En el presente estudio, la población objeto de análisis está conformada por minerales auríferos procesados en plantas de beneficio, en particular aquellos que muestran diversidad en sus características geológicas y mineralógicas. Estos minerales fueron seleccionados por su importancia directa en la evaluación de la eficiencia del blending mineral con el fin de mejorar la recuperación de oro y plata durante la lixiviación. Dado que presentan composiciones variadas, su comportamiento frente a los procesos de cianuración puede diferir, lo que requiere un estudio detallado de la mezcla para optimizar la extracción de los metales preciosos.

La correcta identificación y delimitación de esta población de estudio asegura que los resultados obtenidos sean pertinentes para las plantas de procesamiento de minerales, permitiendo extrapolar las conclusiones a otras plantas con características similares. Esto permite que la investigación se enfoque en el contexto real de la metalurgia en Perú, lo cual es fundamental para evaluar la viabilidad de la técnica de blending mineral en condiciones operativas reales.

3.4. Tamaño de muestra

El tamaño de la muestra estará compuesto por muestras de mineral representativas de la variabilidad mineralógica que se presenta en las plantas de procesamiento. Las muestras se extraerán de forma adecuada de zonas con características mineralógicas diversas, que incluyen minerales con altos contenidos de sulfuro, minerales refractarios, y minerales con diferentes comportamientos en los procesos de lixiviación. Estas muestras se seleccionarán de puntos específicos dentro de las plantas de procesamiento para reflejar la variedad de materiales que se procesan en condiciones reales.

3.5. Selección de muestra

Dado que la investigación se centra en la evaluación de las propiedades geometalúrgicas de los minerales, la selección de las muestras no se basará en un

proceso aleatorio, sino en criterios específicos relacionados con la variabilidad mineralógica de los minerales que ingresan a las plantas de procesamiento. En este caso, se llevará a cabo una selección no probabilística convencional, basada en el conocimiento previo sobre las características de los minerales que se procesan en las plantas y la relevancia de las zonas seleccionadas para la aplicación del blending mineral.

La elección de las muestras se realizará considerando su capacidad para reflejar las condiciones operativas y las variaciones mineralógicas que afectan la eficiencia de la lixiviación en el proceso de cianuración. Este enfoque asegurará que las muestras seleccionadas sean representativas de la población de estudio y permitirán evaluar de manera precisa los efectos del blending mineral en la mejora de la recuperación de oro y plata en las condiciones actuales de las plantas de procesamiento.

3.5.1. Criterio de inclusión

Las muestras deben ser representativas de todo el stock de mineral, asegurando que se tome material de manera completa antes de su ingreso a la planta de procesamiento. Esto permite realizar el blending necesario para homogenizar el mineral y preparar adecuadamente las muestras para su posterior tratamiento.

3.5.2. Criterio de exclusión

Para obtener el producto procedente del chancado en el laboratorio, el mineral se trituró mecánicamente en una chancadora de quijada hasta alcanzar un tamaño uniforme de 10 mallas. Posteriormente, este material se sometió a molienda húmeda para la caracterización mineralógica y la realización de las pruebas metalúrgicas programadas, incluyendo la determinación del pH de la pulpa y la dosificación de reactivos según lo establecido en este estudio.

3.6. Técnicas de recolección de datos

La recolección de datos es una fase crucial en el proceso de investigación, ya que la calidad de los datos obtenidos determina la validez y fiabilidad de los resultados. Según Hurtado de Barrera (2008), las técnicas e instrumentos de recolección de datos

deben seleccionarse de acuerdo con el tipo de información que se pretende obtener y el enfoque metodológico adoptado en la investigación. Las técnicas son los procedimientos que permiten la interacción entre el investigador y los sujetos u objetos de estudio, mientras que los instrumentos son las herramientas específicas utilizadas para captar y registrar la información.

3.6.1. Técnicas

En este estudio, enfocado en la optimización del blending mineral para incrementar la recuperación de oro y plata en plantas de procesamiento, se aplicarán las siguientes técnicas de recolección de información:

- Recopilación de datos para la elaboración del balance metalúrgico, considerando los últimos registros de procesamiento de los minerales en la planta.
- Registro de la dosificación de reactivos empleada en la planta de lixiviación.
- Obtención de muestras representativas del mineral objeto de estudio.
- Preparación de las muestras a una granulometría de 100% -10 malla para la realización de pruebas de molienda y evaluación de la caracterización mineralógica de cada tajo extraído.
- Envío del material finamente molido al laboratorio químico para determinar las leyes de oro y plata.
- La caracterización mineralógica se realizó en laboratorio mediante microscopía óptica, utilizando una muestra de cabeza de 400 g, con el fin de identificar tipos de enlaces, tamaño de partículas, grado de liberación y composición mineralógica.
- Con base en los resultados de la caracterización mineralógica, se diseñaron experimentos de lixiviación para los minerales de los tres tajos, analizando la influencia de variables como dosificación de reactivos y pH sobre la recuperación de metales preciosos.
- Optimización de las variables críticas que afectan la recuperación de oro y plata en cada tajo.

- Con las optimizaciones obtenidas, se empleó el software estadístico Minitab 19 para determinar el blending ideal que maximice la recuperación de los metales preciosos.
- Finalmente, se realizaron pruebas de laboratorio con los parámetros obtenidos del Minitab 19 para validar y mejorar el rendimiento metalúrgico del proceso de lixiviación.

3.6.2. Instrumentos

Para asegurar la calidad y la consistencia en la recolección de datos, se utilizarán los siguientes instrumentos:

- Guías de observación: Estas guías serán utilizadas para estandarizar el proceso de observación durante el análisis de las muestras de mineral. Se diseñarán con criterios específicos para registrar de manera consistente todos los aspectos relevantes durante las pruebas de lixiviación y la evaluación de los resultados obtenidos en las diferentes combinaciones de blending. Este instrumento garantizará que las observaciones sean sistemáticas y focalizadas en los parámetros clave del estudio, como la recuperación de metales preciosos y las características mineralógicas de las muestras.
- Fichas estandarizadas de laboratorio: Se emplearán fichas estandarizadas para registrar los resultados de las pruebas de laboratorio realizadas sobre las muestras de mineral. Estas fichas incluirán campos para registrar la recuperación de oro y plata y otros parámetros relevantes para la evaluación geometalúrgica. La estandarización en la recolección de datos asegurará la consistencia y facilitará el análisis comparativo entre las diferentes muestras tratadas y no tratadas.

3.7. Análisis e interpretación de la información

El análisis e interpretación de la información en esta investigación se lleva a cabo en dos etapas fundamentales, con el objetivo de evaluar el impacto del blending

mineral en la recuperación de oro y plata durante el proceso de lixiviación. El análisis se enfoca en identificar las variaciones significativas entre las muestras tratadas con blending y las muestras sin tratamiento (grupo control), lo cual permitirá determinar si el blending mineral mejora de manera significativa la eficiencia metalúrgica de los procesos de cianuración.

El análisis consiste en comparar los resultados de recuperación de oro y plata obtenidos de las pruebas de lixiviación realizadas sobre las muestras de mineral tratadas con blending y aquellas sin blending (grupo control). Para ello, se utilizarán los siguientes pasos:

1. **Recuperación de oro y plata:** Se comparará el porcentaje de recuperación de ambos metales preciosos en las pruebas de cianuración de las muestras con y sin blending mineral. Los datos serán evaluados estadísticamente para determinar si existen diferencias significativas en la recuperación entre los dos grupos.
2. **Análisis de variables geometalúrgicas:** Además de la recuperación de metales, se medirá la resistencia al corte y otros parámetros físicos de las muestras de mineral. Esto permitirá comprender cómo el blending mineral puede afectar el mecanismo de lixiviación y la eficiencia en la disolución de oro y plata durante el proceso de cianuración.

3.8. Hipótesis

3.8.1. Hipótesis general.

La caracterización del blending del mineral reducirá la refractariedad del mineral y mejorará la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.

3.8.2. Hipótesis específica.

- a) La caracterización y clasificación de los minerales reducirá la refractariedad en las Plantas de Procesamiento de minerales.

- b) La evaluación del blending del mineral mejorará la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.

3.9. Identificación de variables

3.9.1. *Variable independiente*

- Minerales provenientes del Tajo 01, Tajo 02 y Tajo 03.

3.9.2. *Variable independiente controladas*

- Concentración de cianuro
- Tiempo de lixiviación
- pH

3.9.3. *Variable dependiente*

- Porcentaje de recuperación de Oro y Plata

3.10. Operacionalización de variables

Relaciona las variables dependientes e independientes del estudio.

Tabla 7*Operacionalización de variables*

Tipo de Variable	Variable	Dimensión	Indicador	Escala de medición	Instrumento	Unidad
Independiente	Procedencia del mineral	Zona de extracción	Tajo 01, Tajo 02, Tajo 03	Cualitativa nominal	Registro de procedencia minera	Categorías
Independiente controlada	Concentración de cianuro	Reactivo en solución	% de NaCN en solución	Cuantitativa continua	Análisis químico de laboratorio	%
Independiente controlada	Tiempo de lixiviación	Duración del proceso	Horas de tratamiento	Cuantitativa continua	Cronómetro / Registro operativo	Horas
Independiente controlada	pH	Condición química	pH de la solución	Cuantitativa continua	Medidor de pH / pH-metro	Escala numérica (0–14)
Dependiente	Porcentaje de recuperación de Oro y Plata	Eficiencia metalúrgica	% de Au y Ag extraído respecto al total	Cuantitativa continua	Ensayo químico (AA o ICP)	%

Nota: Elaboración propia.

3.11. Matriz de consistencia

Tabla 8

Matriz de consistencia

CARACTERIZACIÓN DEL BLENDING PARA REDUCIR LA REFRACTARIEDAD DEL MINERAL Y MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN LAS PLANTAS DE PROCESAMIENTO DE MINERALES					
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA
Problema general ¿Cómo influye la caracterización del blending para reducir la refractariedad del mineral y mejorar la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales?	Objetivo general Reconocer el blending del mineral, mediante la caracterización para reducir la refractariedad del mineral y mejorar la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.	Hipótesis general La caracterización del blending del mineral reducirá la refractariedad del mineral y mejorará la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.	Variables independientes (X): X: Caracterización del Blending Dimensiones: X1: Propiedades mineralógicas X2: Comportamiento metalúrgico	- Composición mineralógica (sulfatos, óxidos, carbonatos) - Características físicas (densidad, dureza) - Tamaño de partícula y distribución granulométrica - Recuperación de metales preciosos (oro y plata) - Consumo de reactivos (cianuro, oxígeno) - Tasa de disolución en lixiviación	Tipo de investigación: Aplicada Nivel de investigación: Explicativo (correlacional explicativo) –
Problemas Específicos P.E.1: ¿Cómo caracterizar y clasificar los minerales auríferos que recibe las Plantas de Procesamiento de minerales? P.E.2: ¿En qué medida el blending de los minerales que recibe las Plantas de Procesamiento de minerales influye en la recuperación de los metales valiosos?	Objetivos Específicos OE1: Efectuar la caracterización y clasificación de los minerales valiosos que influyen en la refractariedad en las Plantas de Procesamiento de minerales. OE2: Evaluar el blending de los minerales que influyen en la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.	Hipótesis Específicas HE1: La caracterización y clasificación de los minerales reducirá la refractariedad en las Plantas de Procesamiento de minerales. HE2: La evaluación del blending del mineral mejorará la recuperación de oro y plata en las Plantas de Procesamiento de minerales.	Variables dependientes (Y): Y: Reducir la refractariedad y mejorar la recuperación de Oro y Plata Dimensiones: Y1: Reducción de la refractariedad Y2: Mejora de la recuperación de oro y plata	- Mejora en la tasa de recuperación en minerales refractarios - Disminución de interferencia de materiales cianicidas - Reducción del consumo de reactivos - Tasa de recuperación de oro y plata en cianuración - Porcentaje de metales recuperados por tonelada procesada	Diseño de la investigación: Cuantitativo Población: Minerales auríferos y argentíferos extraídos en una operación minera determinada. Muestra: Muestras representativas de mineral extraídas de diferentes zonas del yacimiento.

CAPÍTULO IV: CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

4.1. Caracterización mineralógica de los minerales

La caracterización mineralógica es fundamental para entender el comportamiento metalúrgico del material procesado y optimizar la recuperación de oro y plata. En este estudio, se analizaron tres muestras provenientes de distintos lotes para evaluar la composición mineralógica y su impacto en el proceso de lixiviación. Se presentan los resultados obtenidos en la caracterización química y textural, así como la clasificación de los minerales presentes según su refractariedad.

Las muestras analizadas presentan una composición heterogénea con predominancia de minerales sulfurados y silicatos, así como un contenido significativo de pirita y arsenopirita, los cuales pueden impactar negativamente la recuperación de metales preciosos.

Para evaluar la influencia del blending en la mejora de la recuperación de oro y plata, se seleccionaron diversas muestras representativas de minerales auríferos de distintas zonas geológicas del Perú. Las muestras fueron clasificadas según su tamaño utilizando malla número 100. Las muestras recolectadas fueron analizadas en laboratorios de mineralogía con técnicas avanzadas como la difracción de rayos X (DRX) y la fluorescencia de rayos X (FRX). Este análisis permitió identificar las fases mineralógicas presentes, su distribución volumétrica, así como su comportamiento metalúrgico durante los procesos de cianuración.

4.2. Muestras de los minerales para el blending

4.2.1. Muestra del mineral proveniente del tajo 01

4.2.1.1. Fotomicrografías de la muestra de mineral del Tajo 01.

Las imágenes obtenidas a partir de las fotomicrografías de la muestra mostraron asociaciones mineralógicas predominantes en los minerales de oro, plata y los elementos refractarios presentes en la muestra. Entre los minerales observados, destacan la pirita (FeS_2), arsenopirita (FeAsS) y esfalerita (ZnS), todos los cuales son conocidos por su interferencia en los procesos de cianuración de oro y plata.

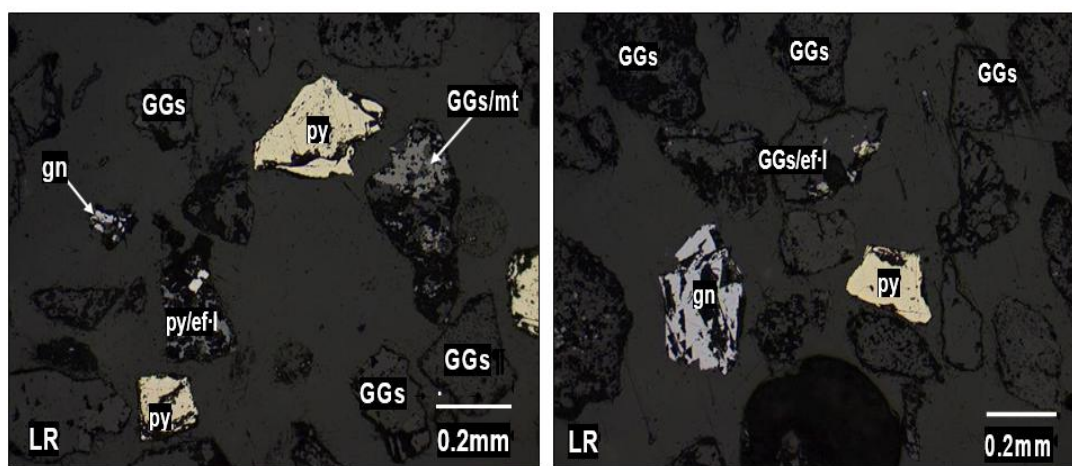


Figura 14: Pirita, arsenopirita y esfalerita en granos libres y en asociaciones mixtas

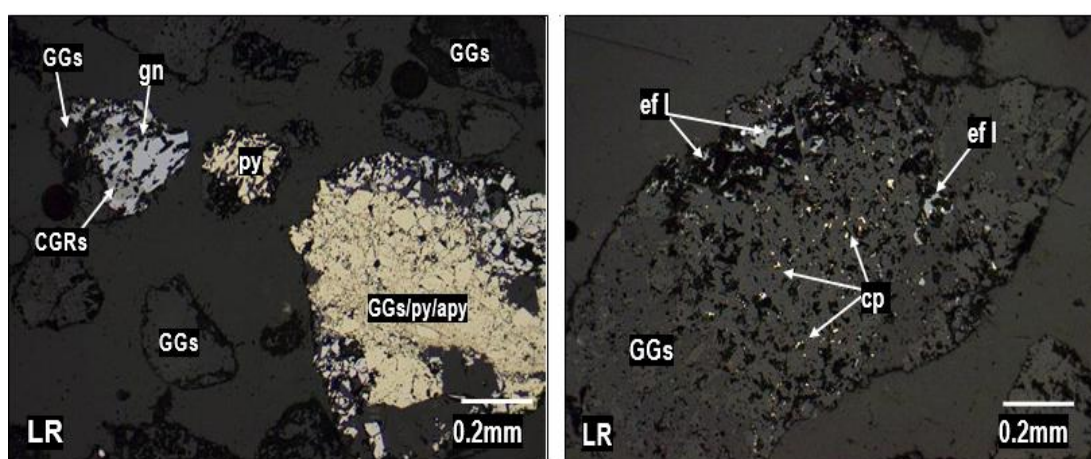


Figura 15: Asociación de pirita y arsenopirita, con impactos en la refractariedad del mineral

4.2.1.2. *Distribución volumétrica y grados de liberación de la muestra de mineral del Tajo 01.*

En la Tabla 9 se presenta la distribución volumétrica y los grados de liberación de las especies mineralógicas presentes en la muestra. La pirita mostró un grado de liberación relativamente bajo (91.4%), lo que indica su difícil disolución durante el proceso de cianuración, mientras que el oro libre alcanzó un grado de liberación cercano al 99%. Esta información es crucial para la selección de los minerales en el proceso de blending, ya que permite identificar qué minerales pueden ser más fácilmente lixiviados y cuáles requieren ser tratados de manera diferenciada.

Tabla 9

Grados de liberación de la muestra de mineral aurífero del Tajo 01.

Partículas Libres	Num. de Partículas	% Vol	Grado de Liberación	GANGAS		PIRITA		ARSENOPIRITA		GALENA	CALCOPIRITA	COBRES GRISES	ESFALERITA	MAGNETITA	ESTIBINA
Gangas	1076.00	91.19	99.07	91.19	100.00										
Pirita	48.00	4.07	91.40			4.07	100.00								
Arsenopirita	11.50	0.97	78.91					0.97	100.00						
Galena	2.00	0.17	69.60							0.17	100.00				
Calcopirita	0.00	0.00	0.24								0.00	100.00			
Cobres Grises	0.00	0.00	3.00									0.00	100.00		
Esfalerita I	3.25	0.28	68.22										0.28	100.00	
Magnetita	0.00	0.00	3.50											0.00	100.00
Estibina	0.25	0.02	42.57												0.02 100.00
Total	1141	96.69		91.19		4.07		0.97		0.17	0.00	0.00	0.28	0.00	0.02

La tabla de liberación mineralógica refleja la distribución de los minerales en función de su liberación durante los procesos de cianuración, con la intención de optimizar la recuperación de oro y plata. Los resultados obtenidos permiten realizar un análisis detallado de las asociaciones mineralógicas y su impacto en la eficiencia de los procesos metalúrgicos, específicamente en la lixiviación de los minerales.

Partículas Libres

Las partículas libres representan los minerales que se encuentran en su forma más simple, es decir, no están asociadas con otros minerales. Estos son los minerales más fácilmente procesables, ya que pueden ser directamente atacados por el cianuro durante el proceso de lixiviación.

1. Gangas (91.19% Volumen)

La mayor parte del volumen en la muestra está compuesta por gangas (minerales no valiosos). Sin embargo, aunque las gangas tienen un grado de liberación muy alto (99.07%), su impacto en la recuperación de metales preciosos es mínimo. El tratamiento de estas partículas no contribuye significativamente a la extracción de oro o plata, pero su presencia es relevante porque diluye el valor del mineral de interés.

2. Pirita (4.07% Volumen)

La pirita es uno de los minerales más importantes en el proceso de cianuración. Aunque tiene un buen grado de liberación (91.40%), su presencia en el mineral puede dificultar la extracción de oro y plata debido a su alta refractariedad. Esto significa que la pirita puede consumir cianuro, interfiriendo en la lixiviación del oro y plata. En este caso, su liberación parcial indica que podría formar parte de asociaciones mixtas que se deben tratar cuidadosamente.

3. Arsenopirita (0.97% Volumen)

La arsenopirita también es un mineral refractario, con un grado de liberación de 78.91%. Este mineral, al igual que la pirita, presenta un desafío en el proceso de cianuración, ya que puede causar pasivación del oro y dificultar la disolución de los metales preciosos. Su bajo grado de liberación indica que no se disuelve fácilmente, y se requiere un tratamiento más exhaustivo para maximizar su recuperación.

4. Galena (0.17% Volumen)

La galena tiene un grado de liberación de 69.60%. Aunque se encuentra en menor concentración, su liberación relativamente baja sugiere que podría formar parte de asociaciones con otros minerales, lo que reduce su disponibilidad para la lixiviación. La galena, al igual que la pirita y la arsenopirita, puede ser un mineral que reduce la eficiencia del proceso de cianuración.

5. Esfalerita I (0.28% Volumen)

La esfalerita I, con un grado de liberación de 68.22%, es otro mineral que forma parte de las asociaciones mineralógicas más complejas. Su baja liberación sugiere que también podría estar formando enlaces con otros minerales, lo que disminuye la efectividad del proceso de lixiviación.

Tabla 10

Partículas Mixtas: Asociaciones

MINERALES			GANGAS		PIRITA		ARSENOPIRITA		GALENA		CALCOPIRITA		COBRES GRISES		ESFALERITA		MAGNETITA		ESTIBINA	
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS	NUMERO PARTICUL.	VOLUMEN PORCENTUAL	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
GGs/Py	13.0	1.10	6.12	0.82																
GGs/Apy	6.0	0.51	5.31	0.32							1.70	0.80								
Py/Ef I	1.0	0.08			0.14	0.07														
GGs/Py/Gn	3.0	0.25	3.48	0.17									1.40	0.01						
GGs/Py/Gn/Ef I	1.0	0.08	0.60	0.06									1.40	0.01						
GGs//Py/Ef I	1.0	0.08	0.50	0.05							1.60	0.70								
Py/Apy	1.0	0.08			0.80	0.05														
GGs/Apy/Ef I	2.5	0.21	0.90	0.03											0.60	0.10				
Py/Gn	0.5	0.04	0.30	0.02																
GGs/Esb	2.0	0.17																	0.02	0.01
GGs/Ef I	2.0	0.17					0.39	0.28												
GGs/Gn	1.0	0.08																		
GGs/Py/CGRs	1.0	0.08	0.70	0.07							0.20	0.01	2.20	0.06						
GGs/Mt	1.0	0.08															0.04	0.01		
GGs/Gn/CGRs	1.0	0.08																		
Apy/Ef I	1.0	0.08																		
GGs/Cp/Ef I	1.0	0.08									0.20	0.01								
TOTAL ENTREL.	39	3.31	17.91	1.54	0.94	0.12	0.39	0.28	0.00	0.00	3.70	1.52	5.00	0.08	0.60	0.10	0.04	0.01	0.02	0.01
TOT.LIB+ENLZ	1180.00	100	109.10		0.94		0.39		0.00		3.70		5.00		0.60		0.04		0.02	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100		92.73		4.19		1.25		0.17		1.52		0.08		0.38		0.01		0.03
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			99.07		91.40		78.91		69.60		0.24		3.00		68.22		3.50		42.57	
Simbolos:		N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.																		
		%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.																		

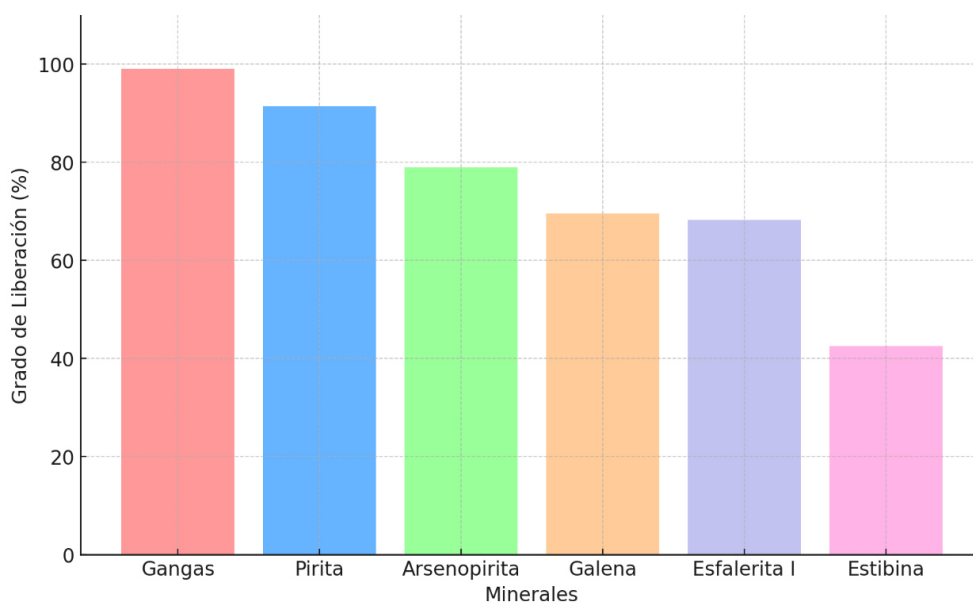


Figura 16: *Grado de liberación de mineral*

En la figura se muestra el grado de liberación de los principales minerales presentes en la muestra. Las gangas tienen el mayor grado de liberación (99.07%), seguidas de minerales como pirita y arsenopirita, los cuales tienen un grado de liberación de alrededor del 90%. Los minerales como estibina presentan una liberación mucho menor (42.57%), lo que indica que son más refractarios.

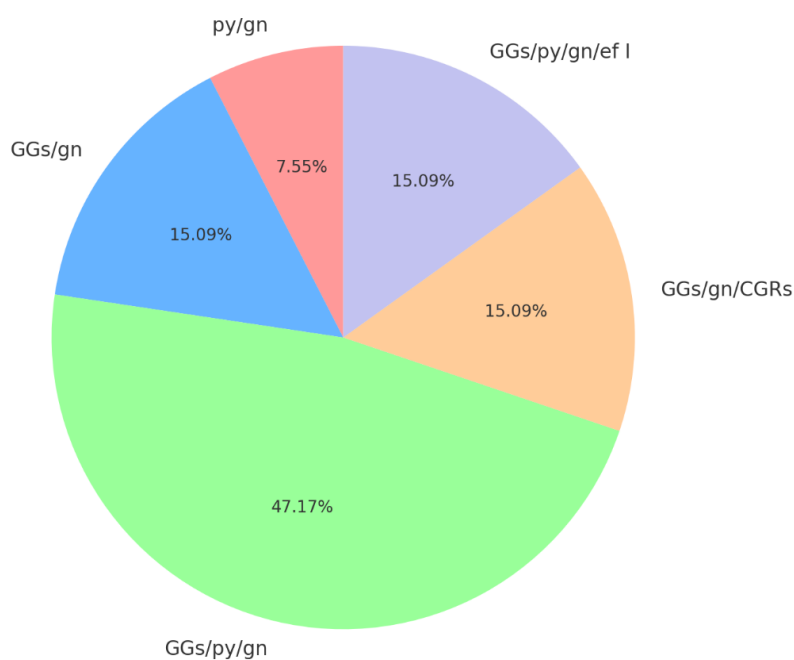


Figura 17: *Distribución de enlaces mineralógicos*

En la figura se muestra la distribución de los enlaces mineralógicos más importantes, con los porcentajes de cada tipo de enlace mineralógico (como py/gn, GGs/gn, etc.). Como puedes ver, el mayor porcentaje está asociado al enlace **GGs/py/gn** (47.17%), seguido de otros enlaces menores como **GGs/gn** y **GGs/py/gn/ef I**.

Partículas Mixtas

Las partículas mixtas representan las asociaciones entre diferentes minerales. Estos enlaces complejos afectan la liberación de los metales preciosos, ya que los minerales asociados entre sí no se pueden lixiviar de manera eficiente sin una intervención adicional.

1. GGs/Py (1.10% Volumen)

La asociación de gangas (GGs) con pirita (Py) presenta un grado de liberación bastante alto, pero se observa que un 63.90% de esta mezcla no está completamente liberada. Esto implica que, aunque la liberación es relativamente buena, la pirita sigue siendo una fase refractaria que puede afectar negativamente el proceso de cianuración.

2. GG/Apy (0.51% Volumen)

La mezcla de gangas y arsenopirita tiene un grado de liberación de 47.23%. Esta es una asociación compleja que probablemente dificulta la recuperación de metales preciosos. La presencia de arsenopirita reduce la eficiencia de la lixiviación debido a su refractariedad, y la mezcla con gangas diluye aún más el valor del mineral.

3. Py/Ef I (0.08% Volumen)

La asociación de pirita con esfalerita I muestra una liberación de 76.50%. Aunque tiene una liberación más alta que otras asociaciones, sigue siendo una mezcla compleja que puede generar problemas en el proceso de cianuración debido a la pirita, que consume cianuro y no permite una recuperación eficiente del oro y la plata.

4. GGs/Py/Gn (0.25% Volumen)

La combinación de gangas, pirita y galena presenta una liberación relativamente baja, con 47.08% de los minerales en esta asociación no siendo completamente liberados. Esto indica que la mezcla de estos minerales forma enlaces

que dificultan el acceso al oro y la plata durante el proceso de lixiviación, lo que podría llevar a pérdidas significativas en la recuperación de estos metales.

5. GGs/Py/Gn/Ef I (0.08% Volumen)

La presencia de gangas, pirita, galena y esfalerita I en esta asociación también reduce la eficiencia de la lixiviación. La pirita y la galena, en particular, son minerales que interfieren con la disolución del oro y plata, por lo que es crucial encontrar maneras de tratar estas mezclas para mejorar la recuperación.

4.2.2. Muestra del mineral proveniente del tajo 02

4.2.2.1. Fotomicrografías de la muestra de mineral del tajo 02

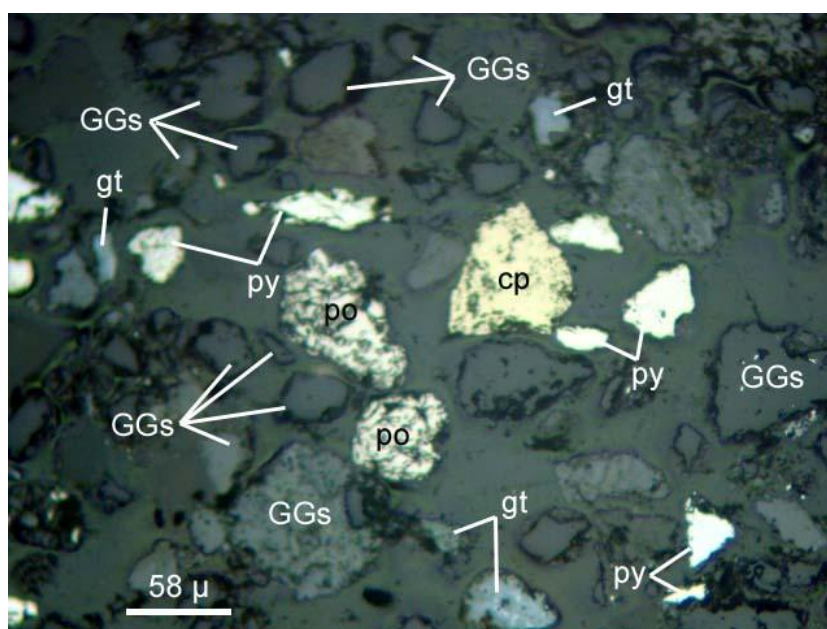


Figura 18: Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py), de pirrotita (po), de goethita (gt) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500X.

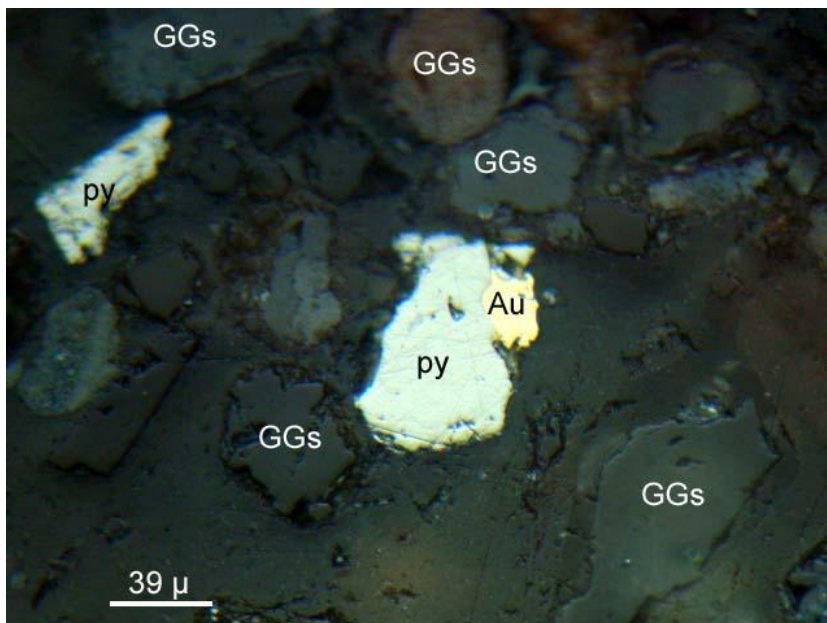


Figura 19: Partícula entrelazada de oro (Au de 30 micras de longitud) con la pirita (py) y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500X.

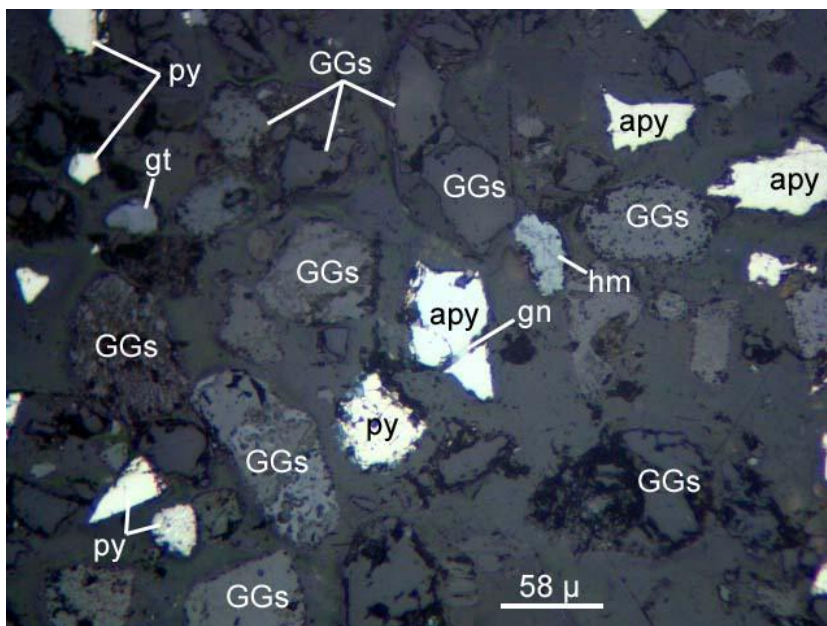


Figura 20: Partículas libres de pirita (py), de arsenopirita (apy), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de galena (gn) con la arsenopirita (apy)

Nota: Micrografía a 500X.

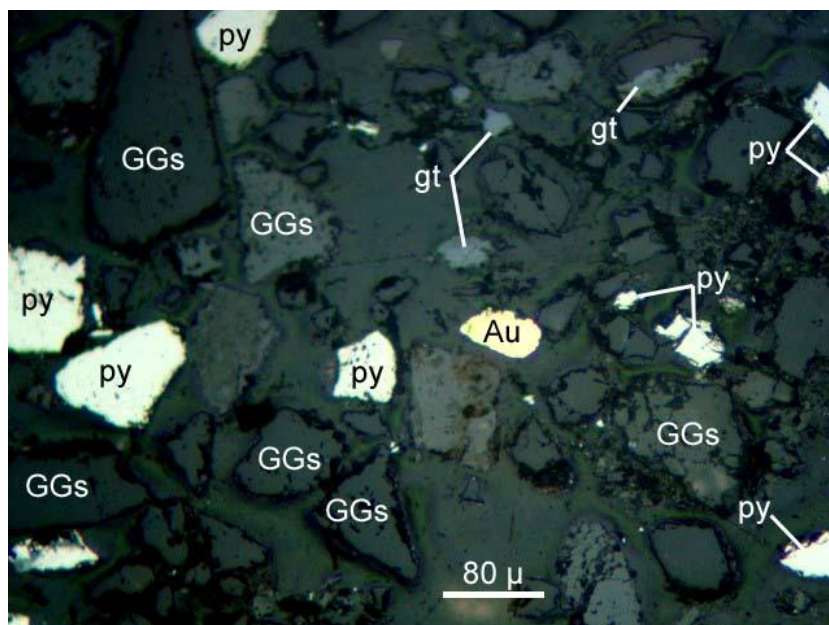


Figura 21: Partículas libres de oro (Au de 60 micras de longitud), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500X.

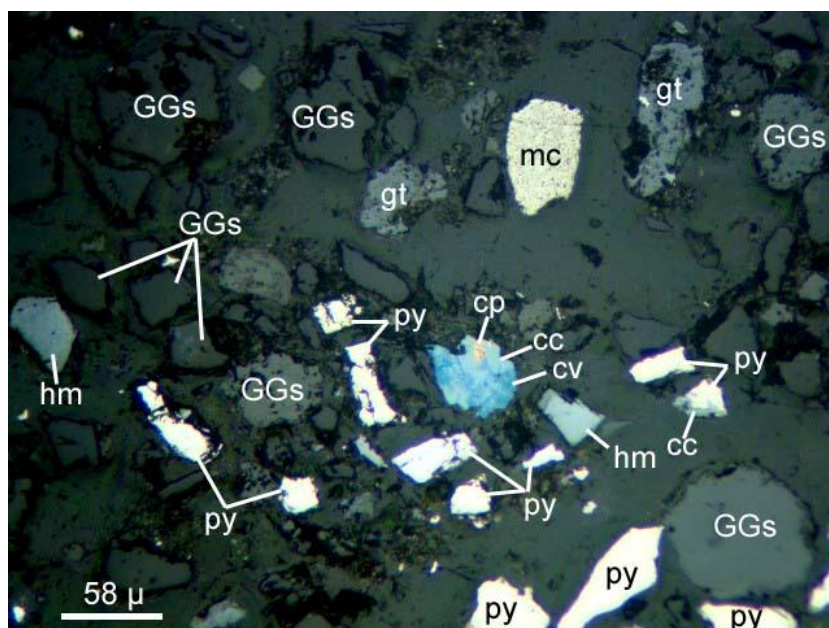


Figura 22: Partículas libres de pirita (py), marcasita (mc), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la calcocita (cc) y con la covelita (cv), y partícula entrelazada de calcocita (cc)

Nota: Micrografía a 500X.

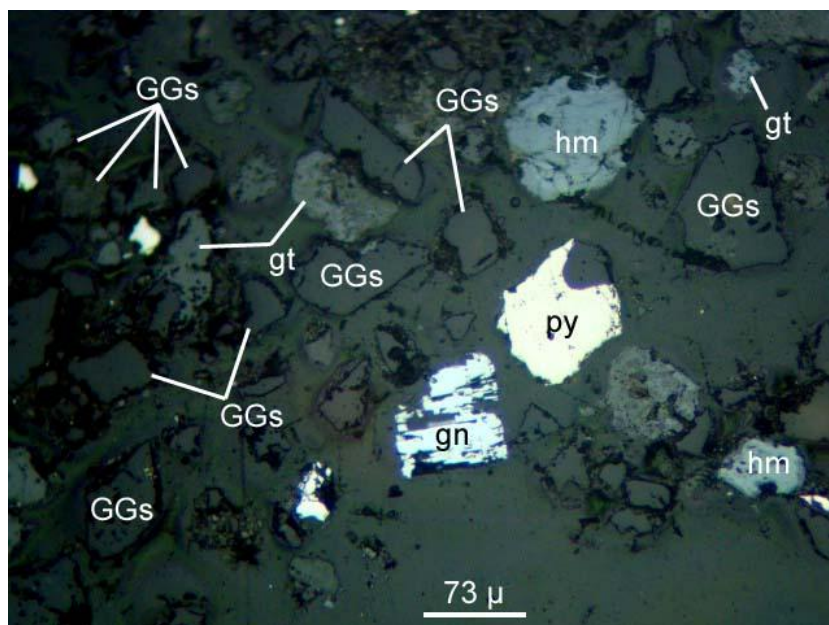


Figura 23: Partículas libres de pirita (py), de galena (gn), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs).

Nota: Micrografía a 500X

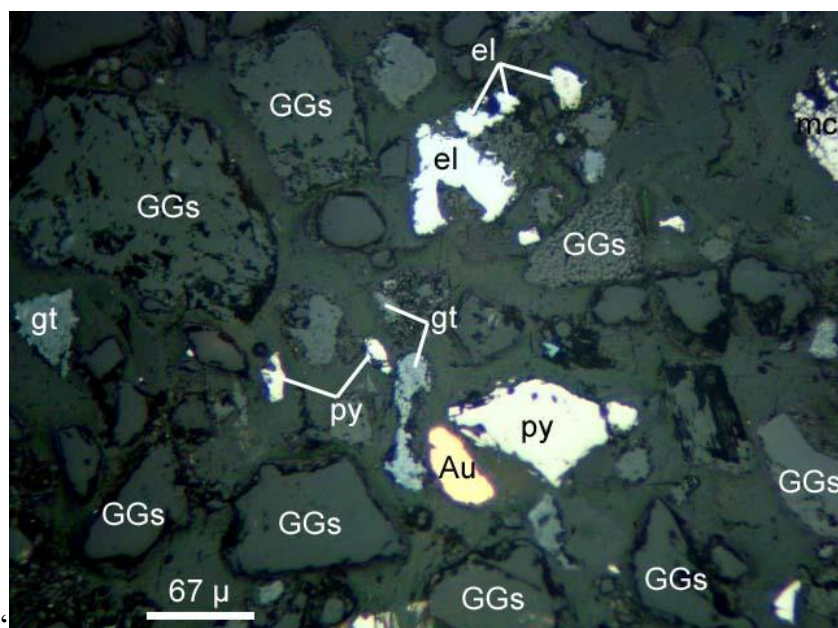


Figura 24: Partículas libres de oro (Au con 60 micras de longitud), de electrum (el), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500X.

4.2.2.2. *Distribución volumétrica y grados de liberación del mineral del tajo 02.*

Los porcentajes de distribución volumétrica y los grados de liberación de los minerales presentes en la muestra corresponden a los resultados obtenidos en el análisis modal, expresados en forma porcentual. La distribución de estos minerales se presenta en las tablas siguientes.

Tabla 11

Distribución volumétrica porcentual del mineral Tajo 02

MINERALES	VOLUMEN PORCENTUAL
Oro	0.10
Electrum	0.31
Calcopirita	0.53
Calcocita	0.28
Covelita	0.12
Tetraedrita	0.05
Esfalerita	0.12
Galena	0.09
Pirita	25.57
Arsenopirita	0.15
Pirrotita	0.14
Marcasita	0.29
Hematita	0.29
Goethita	7.05
Gangas	64.92
TOTAL	100.00

Tabla 12

Grados de liberación del mineral tajo 02

MINERALES	GRADO DE LIBERACIÓN PORCENTUAL
Oro	90.91
Electrum	89.55
Calcopirita	76.92
Calcocita	32.26
Covelita	38.46
Tetraedrita	100.00
Esfalerita	74.07
Galena	100.00
Pirita	97.52
Arsenopirita	93.75
Pirrotita	100.00
Marcasita	95.24
Hematita	93.95
Goethita	95.92
Gangas	99.24

4.2.2.3. Interpretación de los grados de liberación de los minerales que han intervenido en el análisis modal.

A partir de los cuadros anteriores, se puede interpretar la distribución y grado de liberación de los minerales analizados mediante el análisis modal, de la siguiente manera:

- El oro representa el 0.10% del volumen total de la muestra; de este, el 90.91% se encuentra libre y el 9.09% restante permanece entrelazado.
- El electrum constituye el 0.31% del volumen total; el 89.55% está libre y el 10.45% restante permanece entrelazado.
- La calcopirita corresponde al 0.53% del volumen total; el 76.92% se halla libre y el 23.08% restante está entrelazado.
- La calcocita ocupa el 0.28% del volumen; solo el 32.26% se encuentra libre y el 67.74% sigue entrelazado.
- La covelita representa el 0.12% del volumen; el 38.46% está libre y el 61.54% permanece entrelazado.
- La tetraedrita constituye el 0.05% del volumen total y se encuentra completamente libre (100%), lo que indica un grado de liberación total.
- La esfalerita ocupa el 0.12% del volumen; el 74.07% está libre y el 25.93% restante no se liberó debido a la complejidad de los entrelazamientos.
- La galena representa el 0.09% del volumen y se encuentra totalmente libre (100%).
- La pirita constituye el 25.57% del volumen total; de esta, el 97.52% se halla libre y el 2.48% restante entrelazado.
- La arsenopirita ocupa el 0.15% del volumen; el 93.75% está libre y el 6.25% permanece entrelazado.
- La pirrotita corresponde al 0.14% del volumen total y se encuentra completamente libre (100%).
- La marcasita representa el 0.29% del volumen; el 95.24% se encuentra libre y el 4.76% restante está entrelazado.
- La hematita ocupa el 0.29% del volumen; el 93.75% está libre y el 6.25% entrelazado.
- La goethita constituye el 7.05% del volumen total; el 95.92% se encuentra libre y el 4.08% restante permanece entrelazado.

- La ganga representa el 67.92% del volumen; de esta, el 99.24% está libre y solo el 0.76% sigue entrelazado, debido a la geometría de los entrelazamientos en los que está inmersa.

Tabla 13

Volúmenes y grados de liberación de los minerales del tajo 02

MINERALES			ORO		ELECTRUM		CALCOPIRITA		CALCOCITA		COVELITA		TETRAEDRITA		ESFALERITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		MARCASITA		HEMATITA		GOETHITA		GANGAS		
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	
Total de Partículas Libres	2148		2		6		9		2		1		1		2		2		546		3		3		6		6		148		1411		
% Volumen Partículas libres		98.08		0.09		0.27		0.41		0.09		0.05		0.05		0.09		0.09		24.93		0.14		0.14		0.27		0.27		6.76		64.43	
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS	NUMERO PARTICUL.	VOLUMEN PORCENTUAL	ORO		ELECTRUM		CALCOPIRITA		CALCOCITA		COVELITA		TETRAEDRITA		ESFALERITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		MARCASITA		HEMATITA		GOETHITA		GANGAS		
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	
Au-py	1	0.05	0.20	0.01																0.80	0.04												
el-gt	2	0.09			0.70	0.03																						1.30	0.06				
cp-cc	3	0.13					1.60	0.07	1.40	0.06																							
cp-py	1	0.05					0.20	0.01												0.80	0.04												
cp-gt	1	0.05					0.80	0.04																				0.20	0.01				
cc-cv	3	0.14							2.20	0.10	0.80	0.04																					
cv-py	1	0.04									0.50	0.02																					
ef-GGs	1	0.04													0.70	0.03															0.30	0.01	
py-mc	1	0.04																		0.70	0.03				0.30	0.01							
py-gt	4	0.18																		2.90	0.13							1.10	0.05				
py-GGs	14	0.63																		8.21	0.37										5.79	0.26	
apy-gt	1	0.05																				0.20	0.01							0.80	0.04		
hm-gt	1	0.04																									0.30	0.01	0.70	0.03			
hm-GGs	1	0.04																							0.10	0.00					0.90	0.04	
gt-GGs	6	0.27																										2.20	0.10	3.80	0.17		
cp-cc-cv	1	0.04					0.10	0.00	0.60	0.03	0.30	0.01																					
TOTAL ENTREL.	42	1.88	0.20	0.01	0.70	0.03	2.70	0.12	4.20	0.19	1.60	0.07	0.00	0.00	0.70	0.03	0.00	0.00	13.91	0.63	0.20	0.01	0.00	0.00	0.30	0.01	0.40	0.01	6.30	0.29	10.79	0.48	
TOT.LIB-ENZL	2190	100	2.20		6.70		11.70		6.20		2.60		1.00		2.70		2.00		559.91		3.20		3.00		6.30		6.40		154.30		1421.79		
TOT.VOL.PORCENTUAL		100		0.10		0.30		0.53		0.28		0.12		0.05		0.12		0.09		25.56		0.15		0.14		0.28		0.28		7.05		64.91	
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			90.91		89.55		76.92		32.26		38.46		100.00		74.07		100.00		97.52		93.75		100.00		95.24		93.75		95.92		99.24		
Símbolos:			N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.																														
			%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.																														

Tabla 14

Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA
Partículas Libres		2148	98.08	
Au-py	1bI	1	0.05	Moderadamente fácil
el-gt	2aI	2	0.09	Muy difícil a imposible
cp-cc	2aI	1	0.05	Muy difícil a imposible
	2aII	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dII	1	0.05	Muy difícil a imposible
cp-py	1aII	1	0.05	Fácil
cp-gt	1bIV	1	0.05	Moderadamente fácil
cc-cv	3dII	2	0.09	Muy difícil a imposible
	4aI	1	0.05	Muy difícil
cv-py	1aII	1	0.05	Fácil
ef-GGs	1bIV	1	0.05	Moderadamente fácil
py-mc	1cIII	1	0.05	Imposible
py-gt	2aI	2	0.09	Muy difícil a imposible
	3dII	2	0.09	Muy difícil a imposible
py-GGs	1aII	3	0.14	Fácil
	1aII	1	0.05	Fácil
	1bI	1	0.05	Moderadamente fácil
	1bIV	1	0.05	Moderadamente fácil
	1eI	2	0.09	Muy difícil a imposible
	2aI	1	0.05	Muy difícil a imposible
	2aII	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dI	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dII	2	0.09	Muy difícil a imposible
	4cIII	1	0.05	Muy difícil a imposible
apy-gt	2aI	1	0.05	Muy difícil a imposible
hm-gt	1bIV	1	0.05	Moderadamente fácil
hm-GGs	1aI	1	0.05	Fácil
gt-GGs	1aII	1	0.05	Fácil
	1aIV	1	0.05	Fácil
	1bI	1	0.05	Moderadamente fácil
	1bII	3	0.14	Moderadamente fácil
cp-cc-cv	1cIII	1	0.05	Imposible
T O T A L		2190	100.00	

4.2.2.4. Distribución elemental en los minerales observados.

Los elementos que integran los minerales observados se distribuyen del modo siguiente:

- **Minerales auríferos:** Entre los minerales de oro están el oro nativo y el electrum.
- **Minerales de plata:** El electrum es el único mineral de plata observado.
- **Minerales cupríferos:** Los minerales de cobre que han sido observados son la calcopirita, la calcocita, la covelita y la tetraedrita.
- **Minerales zincíferos:** La esfalerita es el único mineral de zinc que ha sido observado.
- **Minerales ferríferos:** Los minerales ferríferos son la pirita, arsenopirita, marcasita, hematita y goethita.
- **Minerales arseníferos:** El único mineral que contiene arsénico es la arsenopirita.
- **Posibles minerales portadores de plata:** Como posibles minerales portadores de plata estarían la tetraedrita, la calcopirita y la galena.
- **Minerales cianicidas:** Los minerales cianicidas en esta muestra son la calcopirita, calcocita, covelita, tetraedrita, esfalerita, galena, pirita, arsenopirita, pirrotita y marcasita.

4.2.3. Muestra del mineral proveniente del tajo 03

4.2.3.1. Fotomicrografías de la muestra de mineral del Tajo 03.

Mediante el análisis realizado sobre la muestra, se ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en el análisis modal, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales.

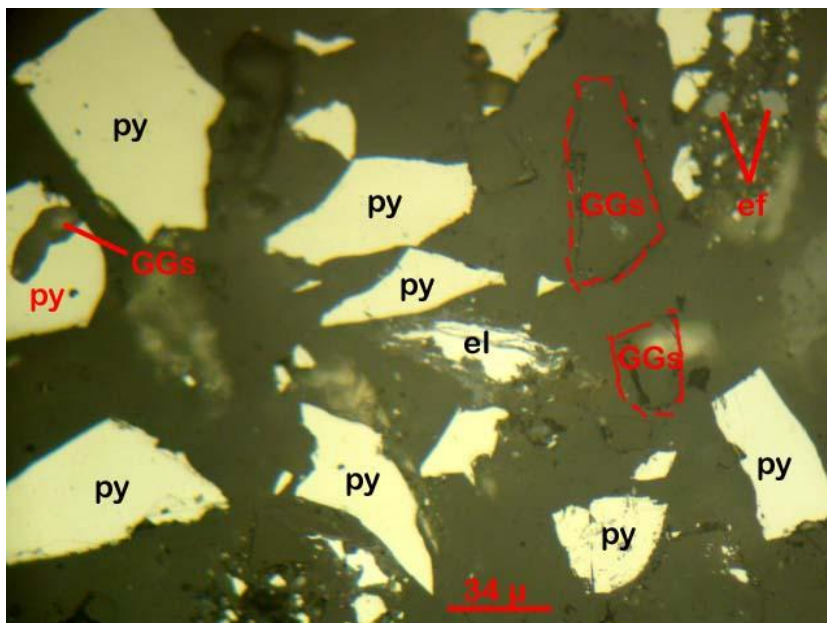


Figura 25: Partículas libres de electrum (el) con 70 micras de longitud, otras partículas libres son la esfalerita (ef), la pirita (py) y las gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500 X.

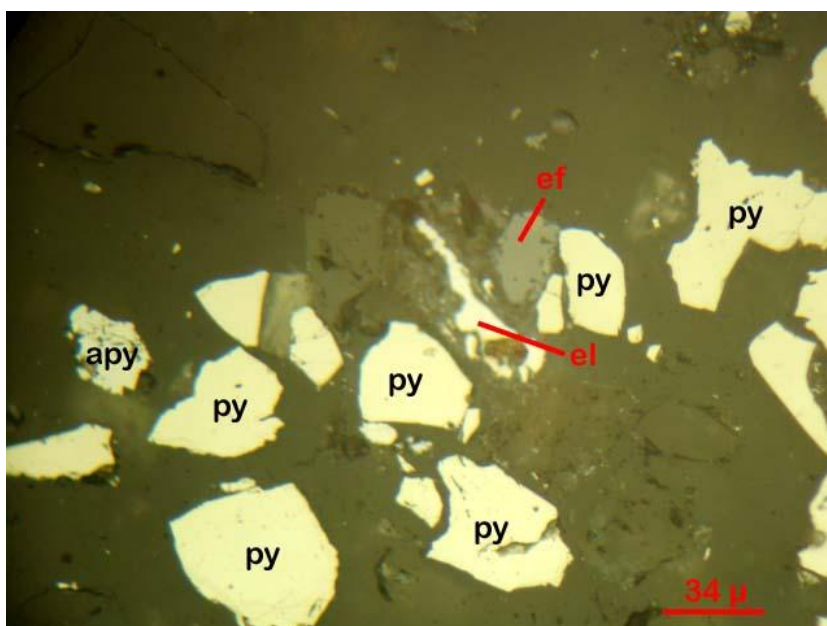


Figura 26: Partícula libre de electrum (el) con 78 micras de longitud, otras partículas libres de esfalerita (ef), de arsenopirita (apy), de pirita (py) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500 X.

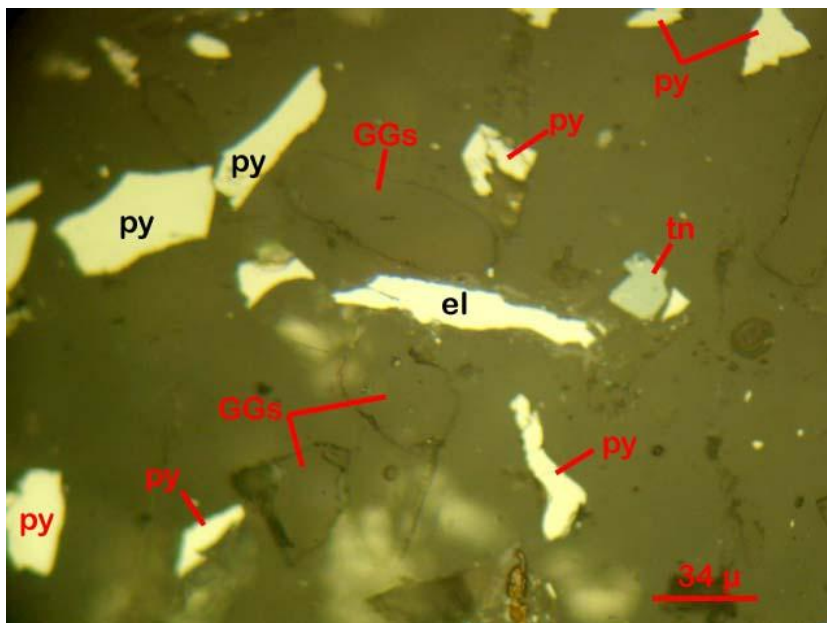


Figura 27: Partícula libre de electrum (el) con 106 micras de longitud, además están las partículas libres de tennantita (tn), de pirita (py) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500 X.

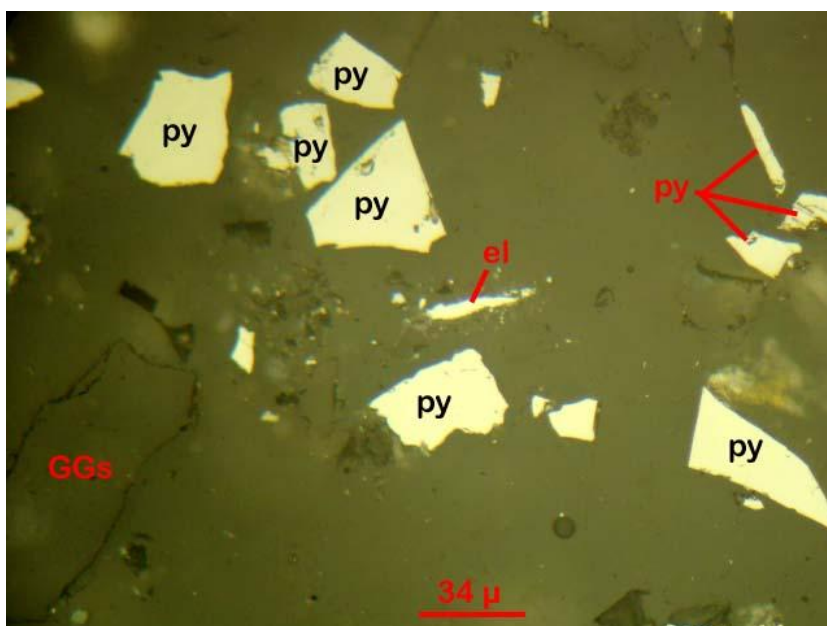


Figura 28: Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 44 micras de longitud, las otras partículas libres son la pirita (py) y las gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500 X.

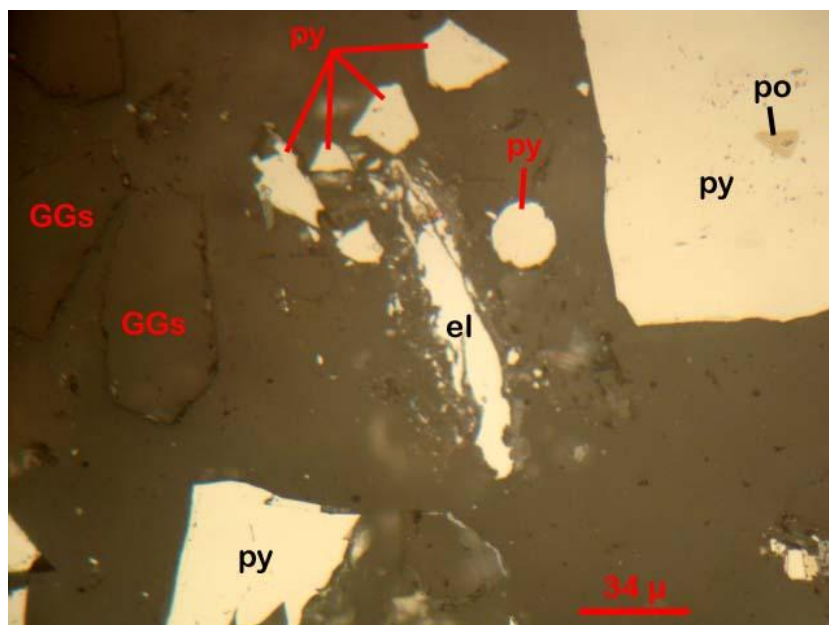


Figura 29: Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 134 micras de longitud, y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs)

Nota: Micrografía a 500 X.

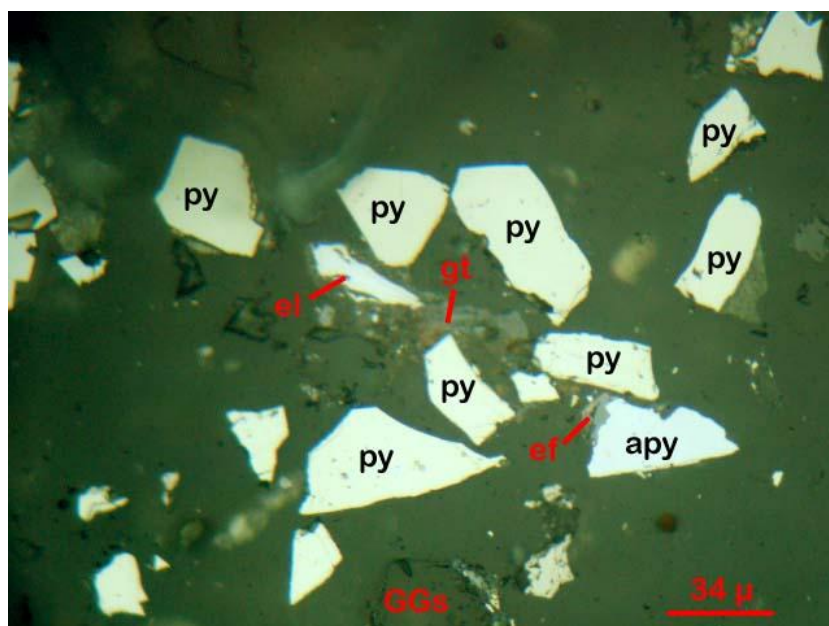


Figura 30: Partículas libres de pirita (py) y de arsenopirita (apy), en el centro de la vista, la partícula libre de electrum (el) con tamaño de 50 micras de longitud

Nota: Micrografía a 500 X.

4.2.3.2. *Distribución volumétrica y grados de liberación de la muestra de mineral del tajo 03.*

Mediante el análisis realizado sobre la muestra del tajo 03, se ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, la distribución volumétrica, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales que han intervenido en el análisis modal.

Tabla 15

Distribución volumétrica y grados de liberación del mineral del Tajo 03

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACIÓN (%)
Oro	0.04	0.00
Electrum	1.03	47.62
Esfalerita	6.11	85.56
Calcopirita	1.62	80.40
Tennantita	0.40	41.32
Covelita	0.80	40.82
Calcocita	0.28	58.82
Galena	0.90	90.42
Pirita	76.85	98.59
Arsenopirita	1.85	88.50
Pirrotita	1.25	91.50
Goethita	0.59	55.56
Gangas	8.29	88.67
TOTAL	100.00	

4.2.3.3. *Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal.*

A partir de los datos de la Tabla 15, se puede interpretar el grado de liberación de los minerales analizados mediante el análisis modal de la siguiente manera:

- El oro representa el 0.04% del volumen total de la muestra y se encuentra completamente entrelazado, sin presencia de partículas libres.
- El electrum constituye el 1.03% del volumen, de los cuales el 47.62% está libre y el 52.38% restante permanece entrelazado.
- La esfalerita ocupa el 6.11% del volumen total; el 85.56% se encuentra libre, mientras que el 14.44% sigue entrelazado.
- La calcopirita representa el 1.62% del volumen total; el 80.40% de sus partículas están libres y el 19.60% restantes entrelazadas.

- La tennantita ocupa el 0.40% del volumen total; el 41.32% se encuentra libre y el 58.68% permanece entrelazado.
- La covelita constituye el 0.80% del volumen; el 40.82% está libre y el 59.18% restante entrelazado.
- La calcocita ocupa el 0.28% del volumen; el 58.82% se encuentra libre y el 41.18% permanece entrelazado.
- La galena representa el 0.90% del volumen total; de este, el 90.42% está libre y el 9.58% restante entrelazado.
- La piritita constituye el 76.85% del volumen total; el 98.59% de sus partículas están libres y solo el 1.48% permanece entrelazado.
- La arsenopirita ocupa el 1.85% del volumen; el 88.50% se encuentra libre y el 11.15% restante entrelazado.
- La pirrotita representa el 1.25% del volumen total; el 91.50% se halla libre y el 8.50% permanece entrelazado.
- La goethita ocupa el 0.59% del volumen total; el 55.56% está libre y el 44.44% restante entrelazado.
- Las gangas constituyen el 8.29% del volumen total; de estas, el 88.67% se encuentra libre y el 11.33% sigue entrelazado.

Tabla 16

Volúmenes y grados de liberación de los minerales del tajo 03

MINERALES			ORO		ELECTRUM		ESFALERITA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		COVELITA		CALCOCITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		GOETHITA		GANGAS	
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Total de Partículas Libres	2900		0		15		160		40		5		10		5		25		2320		50		35		10		225	
% Volumen Partículas libres		94.71	0		0.49		5.23		1.31		0.16		0.33		0.16		0.82		75.77		1.63		1.14		0.33		7.35	
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS	NUMERO PARTICUL.	VOLUMEN PORCENTUAL	ORO		ELECTRUM		ESFALERITA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		COVELITA		CALCOCITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		GOETHITA		GANGAS	
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Au-py	10	0.33	1.25	0.04															8.75	0.29								
ef-gt	15	0.49			9.00	0.29																		6.00	0.20			
ef-GGs	25	0.81			7.50	0.24																				17.50	0.57	
ef-cp	15	0.49					12.00	0.39	3.00	0.10																		
ef-cc	5	0.16					1.50	0.05							3.50	0.11												
ef-apy	20	0.65					13.50	0.44													6.50	0.21						
cp-cv	10	0.33							4.50	0.15			5.50	0.18														
cp-py	5	0.17							2.00	0.07									3.00	0.10								
tn-py	5	0.17									4.50	0.15							0.50	0.02								
tn-GGs	5	0.16									2.50	0.08														2.50	0.08	
cv-GGs	10	0.32											9.00	0.29												1.00	0.03	
gn-py	5	0.16															2.50	0.08	2.50	0.08								
py-po	5	0.17																	2.00	0.07		3.00	0.10					
py-GGs	15	0.49																	10.25	0.33							4.75	0.16
gt-GGs	5	0.17																							2.00	0.07	3.00	0.10
Au-gn-py	1	0.03	0.05	0.00													0.05	0.00	0.90	0.03								
cp-py-po	5	0.17							0.25	0.01									4.50	0.15			0.25	0.01				
gn-tn-py	1	0.03									0.10	0.00					0.10	0.00	0.80	0.03								
TOTAL ENTREL.	162	5.30	1.30	0.04	16.50	0.53	27.00	0.88	9.75	0.33	7.10	0.23	14.50	0.47	3.50	0.11	2.65	0.08	33.20	1.10	6.50	0.21	3.25	0.11	8.00	0.27	28.75	0.94
TOT.LIB+ENLZ	3062	100	1.30		31.50		187.00		49.75		12.10		24.50		8.50		27.65		2353.20		56.50		38.25		18.00		253.75	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100		0.04		1.02		6.11		1.64		0.39		0.80		0.27		0.90		76.87		1.84		1.25		0.60		8.29
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			0.00		47.62		85.56		80.40		41.32		40.82		58.82		90.42		98.59		88.50		91.50		55.56		88.67	
Símbolos:			N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.																									
			%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.																									

Tabla 17

Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales del Tajo 03 y sus posibilidades de liberación completa

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA
Partículas Libres		2900	94.71	
Au-py	1eI	9	0.29	Muy difícil a imposible
	3aI	1	0.03	Moderadamente fácil a difícil
el-gt	2aI	10	0.33	Muy difícil a imposible
	2aII	5	0.16	Muy difícil a imposible
el-GGs	2aII	25	0.82	Muy difícil a imposible
ef-cp	1dII	15	0.49	Imposible
ef-cc	1cIII	5	0.16	Imposible
ef-apy	1aII	5	0.16	Fácil
	2bI	15	0.49	Muy difícil a imposible
cp-cv	1aII	5	0.16	Fácil
	3aIII	5	0.16	Moderadamente fácil a difícil
cp-py	1aII	5	0.16	Fácil
tn-py	3aI	5	0.16	Moderadamente fácil a difícil
tn-GGs	2bII	5	0.16	Muy difícil a imposible
cv-GGs	2aII	10	0.33	Muy difícil a imposible
gn-py	1bI	5	0.16	Moderadamente fácil
py-po	1bI	5	0.16	Moderadamente fácil
py-GGs	1bI	5	0.16	Moderadamente fácil
	1dII	5	0.16	Imposible
	1eII	5	0.16	Muy difícil a imposible
gt-GGs	4aI	5	0.16	Muy difícil a imposible
Au-gn-py	1eII	1	0.03	Muy difícil a imposible
cp-py-po	1bII	5	0.16	Moderadamente fácil
gn-tn-py	1bII	1	0.03	Moderadamente fácil
T O T A L		3062	100.00	

Para el mineral del tajo 03 a través de la microscopía óptica podemos observar que el oro se encuentra encapsulado en la pirita, habiéndose observado partícula hasta de 1 micra de longitud, lo que implica que parte del oro está como partículas submicroscópicas, es decir que no se observan con el microscopio polarizante.

El electrum se encuentra como partículas libres y como partículas entrelazadas con la goethita y con las gangas.

4.3. Pruebas Experimentales

Se realizaron pruebas de molienda con las muestras representativas (para realizar el blending se agregó proporcionalmente los minerales de los minerales provenientes de los tajos 01, 02 y 03) en un molino de bolas. Este molino operó a 14 RPM, reduciendo 4 muestras en tiempos de 5, 8, 10 y 15 minutos. Como resultado se determinó la reducción de tamaño de partícula del mineral para los distintos tiempos, tal como se describe en la Tabla 18 donde los datos del porcentaje pasante están en función a la malla 200. Así también, se representa la curva de moliendabilidad que obedece a la ecuación: $y = 2.7517x + 40.189$, $R^2 = 0.8775$, tal como se representa en la Figura 31.

Tabla 18

Pruebas de molienda a diferentes tiempos

Tiempo de molienda (min)	% Ac (+)	%Ac (-)
5	49.49	50.51
8	37.04	62.96
10	26.48	73.52
15	21.67	78.33

En la Tabla 19 se observa las leyes de cabeza tanto del oro y la plata obtenidas de los minerales obtenidos del tajo 01, tajo 02 y tajo 03.

Tabla 19

Contenido de oro y plata del mineral sulfurado

	Tajo 01	Tajo 02	Tajo 03
	g/TM	g/TM	g/TM
Au	29.21	27.01	26.57
Ag	24.80	24.32	23.21

Nota: Se realizaron los análisis químicos por la técnica de espectrofotómetro de absorción atómica para determinar los valores del oro y la plata.

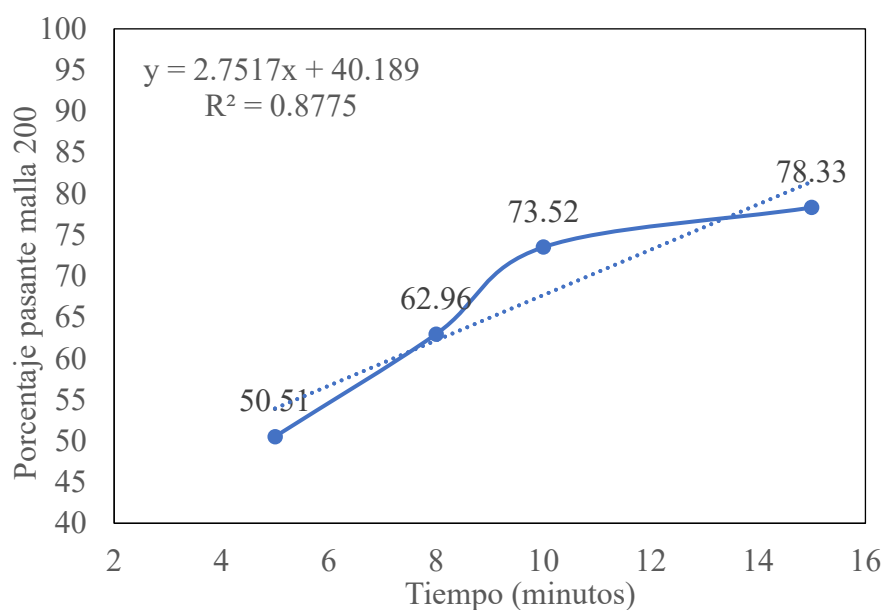


Figura 31: Curva de moliendabilidad del blending de los minerales

4.3.1. Impacto del blending

El blending se propone como una estrategia para optimizar la recuperación de oro y plata, mezclando minerales con características geometalúrgicas diferentes. Esta práctica permite reducir la refractariedad de los minerales, especialmente aquellos como la pirita y la arsenopirita, que son difíciles de lixiviar. Al realizar un blending controlado, es posible aumentar la proporción de minerales valiosos (como los libres de ganga y el oro) y minimizar los efectos negativos de los minerales refractarios.

4.3.2. Estrategia recomendada

Es fundamental realizar un análisis más profundo de las asociaciones mixtas y de los minerales refractarios presentes para optimizar las mezclas de minerales. La clave será reducir la presencia de pirita, arsenopirita, y galena, que interfieren con la lixiviación, y mejorar la disolución de los minerales valiosos. Los minerales libres como las gangas y el oro deberán ser tratados por separado para maximizar su recuperación.

4.3.3. Blending de los minerales en la recuperación de oro y plata

El blending de minerales es una estrategia clave para mejorar la recuperación de oro y plata al reducir la variabilidad del mineral tratado y optimizar la eficiencia del proceso metalúrgico. A través de la mezcla de minerales con diferentes características,

se busca minimizar la refractariedad del material y mejorar la cinética de disolución de los metales preciosos.

En esta sección, se analizan los resultados obtenidos del blending de minerales y su impacto en la recuperación final de oro y plata. Se comparan diferentes combinaciones de minerales y su influencia en los valores de extracción, permitiendo determinar la mejor estrategia de mezcla para maximizar la eficiencia operativa.

4.3.4. Lixiviación del blending de los minerales

Para la liberación de los metales preciosos como el oro y la plata de este tipo de blending de minerales, se realizó una lixiviación con cianuro de sodio. En la Tabla 20 se observa las condiciones de operación para las pruebas metalúrgicas de lixiviación. En la Tabla 21 se describen los niveles y factores para realizar nuestro diseño factorial.

Tabla 20

Condiciones de operación para el proceso metalúrgico de lixiviación

Condiciones de operación	
Peso de la muestra	300 g.
Relación L/S	2/1
Granulometría	78.33% -200 malla
Tiempo	24 horas.
pH	11

Tabla 21

Valores mínimos y máximos para la proporción de minerales en el blending

Variable	Valor mínimo	Valor máximo
Tajo 01	1	2
Tajo 02	1	2
Tajo 03	1	2

Se utiliza el software Minitab 19 para realizar el diseño de experimentos, como se muestra en la Tabla 22. Se utilizaron cantidades proporcionales en la mezcla de minerales que provienen de los tajos 01, 02 y 03 que, al combinar estos tres minerales, representan un 100%. La finalidad fue de establecer las correlaciones entre estos factores y optimizar el proceso de lixiviación.

Tabla 22

Datos de Blending con Variaciones en pH, Mezcla de Reactivos y Ley de Cabeza

OrdenEst	OrdenCorrida	PtCentral	Bloques	Tajo 01	Tajo 02	Tajo 03
1	1	1	1	1	1	1
2	2	1	1	2	1	1
3	3	1	1	1	2	1
4	4	1	1	2	2	1
5	5	1	1	1	1	2
6	6	1	1	2	1	2
7	7	1	1	1	2	2
8	8	1	1	2	2	2

4.3.4.1. *Desarrollo del diseño factorial.*

Con el fin de evaluar la contribución que genera al realizar el blending de cierta proporción de cada mineral provenientes de los tajos 01, 02 y 03, con respecto a la recuperación del oro y la plata. Se realizaron pruebas de lixiviación siguiendo los parámetros de las variables y el orden de las pruebas indicados en la Tabla 22. Los resultados obtenidos son los balances metalúrgicos mostrados en las Tablas 23, 24, 25, 26, 27, 28, 29 y 30.

Tabla 23

Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°1 con granulometría 78.33% -200.

Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,1 y 1 respectivamente para el blending.

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	29.60	28.73	17.76	17.24	64.38	72.43
Relave	300	32.74	21.87	9.82	6.56	35.62	27.57
Cabeza calculada		24.32	23.80				

Tabla 24

*Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°2 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,1 y 1 respectivamente para el blending*

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	33.15	30.27	19.90	18.62	72.11	76.32
Relave	300	25.64	18.78	7.70	5.63	27.89	23.68
Cabeza calculada		27.60	24.25				

Tabla 25

*Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°3 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,2 y 1 respectivamente para el blending*

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	41.01	37.33	24.61	22.40	91.38	94.10
Relave	300	7.92	4.67	2.38	1.40	8.62	5.9
Cabeza calculada		26.99	23.80				

Tabla 26

*Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°4 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,2 y 1 respectivamente para el blending*

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	31.45	29.13	18.87	17.48	68.42	73.45
Relave	300	29.03	21.06	8.71	6.32	31.58	26.55
Cabeza calculada		27.58	23.80				

Tabla 27

Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°5 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1,1 y 2 respectivamente para el blending

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	38.97	35.04	23.38	21.02	84.76	88.34
Relave	300	14.01	9.25	8.41	2.78	15.24	11.66
Cabeza calculada		31.79	23.80				

Tabla 28

Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°6 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,1 y 2 respectivamente para el blending

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	27.95	31.58	16.77	18.95	60.81	79.61
Relave	300	36.02	16.17	10.81	4.85	39.19	20.39
Cabeza calculada		27.58	23.80				

Tabla**29**

Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°7 con granulometría 78.33% -200.
Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 1, 2 y 2 respectivamente para el blending

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	39.71	35.30	23.83	21.18	86.37	88.98
Relave	300	16.58	8.74	4.97	2.62	13.63	11.02
Cabeza calculada		28.80	23.80				

Tabla 30

Balance metalúrgico de prueba de lixiviación N°2 con granulometría 78.33% -200. Proporción de mineral de tajo 01, tajo 02 y tajo 03 son 2,2 y 2 respectivamente para el blending

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	29.99	29.04	17.99	17.42	65.23	73.22
Relave	300	27.58	21.24	8.27	6.37	34.77	26.78
Cabeza calculada		26.26	23.79				

4.3.4.2. *Análisis de varianza para la recuperación de oro.*

Con el análisis de varianza mostrado en la Tabla 31 para la recuperación de oro, se ve reflejada las interacciones de los términos (Tajo 01, 02 y 03). Las figuras 32 y 33 muestran el diagrama de Pareto de los efectos y la gráfica normal de efectos, que influyen en la evaluación de un mejor blending para minimizar los efectos de los minerales refractarios.

Tabla 31

Análisis de varianza para la recuperación de oro

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	7	948.734	135.533	*	*
Lineal	3	562.514	187.505	*	*
Tajo 01	1	454.813	454.813	*	*
Tajo 02	1	107.604	107.604	*	*
Tajo 03	1	0.097	0.097	*	*
Interacciones de 2 términos	3	245.939	81.980	*	*
Tajo 01*Tajo 02	1	97.162	97.162	*	*
Tajo 01*Tajo 03	1	111.452	111.452	*	*
Tajo 02*Tajo 03	1	37.325	37.325	*	*
Interacciones de 3 términos	1	140.281	140.281	*	*
Tajo 01*Tajo 02*Tajo 03	1	140.281	140.281	*	*
Error	0	*	*		
Total	7	948.734			

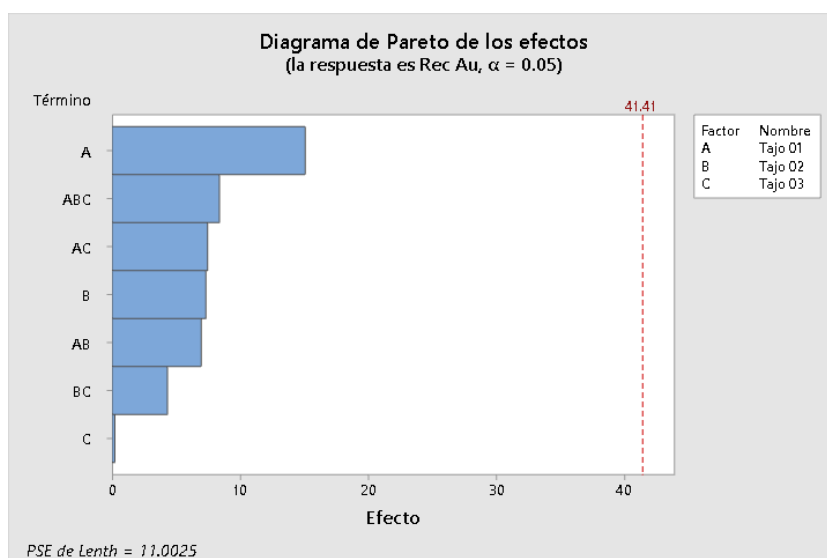


Figura 32: Diagrama de Pareto de los efectos para la recuperación del oro

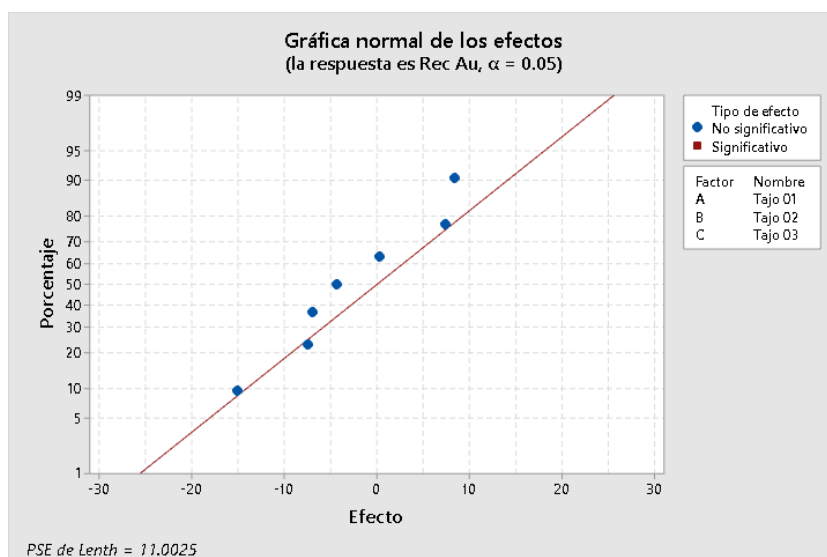


Figura 33: Gráfica normal de los efectos para la recuperación del oro

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

El modelo matemático para estimar la recuperación de oro se formula considerando como variables independientes los minerales provenientes de los tajos 01, 02 y 03, que participaron en el proceso de blending.

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

Recuperación de oro = $-112.0 + 103.6 \text{ Tajo } 01 + 116.6 \text{ Tajo } 02 + 110.9 \text{ Tajo } 03 - 64.19 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 02 - 65.18 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 03 - 58.89 \text{ Tajo } 02 * \text{Tajo } 03 + 33.50 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 02 * \text{Tajo } 03$

4.3.4.4. *Análisis de varianza para la recuperación de plata,*

El análisis de varianza (Tabla 32) sobre la recuperación de plata en los minerales mezclados (blending) evidencia la interacción entre las variables independientes y su efecto mutuo. Se incluyen el diagrama de Pareto de los efectos (Figura 34) y la gráfica normal de efectos (Figura 35).

Tabla 32

Análisis de Varianza para la recuperación de la plata

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	7	503.676	71.954	*	*
Lineal	3	257.961	85.987	*	*
Tajo 01	1	212.695	212.695	*	*
Tajo 02	1	21.288	21.288	*	*
Tajo 03	1	23.978	23.978	*	*
Interacciones de 2 términos	3	207.390	69.130	*	*
Tajo 01*Tajo 02	1	124.583	124.583	*	*
Tajo 01*Tajo 03	1	7.469	7.469	*	*
Tajo 02*Tajo 03	1	75.338	75.338	*	*
Interacciones de 3 términos	1	38.325	38.325	*	*
Tajo 01*Tajo 02*Tajo 03	1	38.325	38.325	*	*
Error	0	*	*		
Total	7	503.676			

* Son los valores de F que corresponden a la distribución continua de muestreo y a los valores de p, medidas de las evidencias en sus datos.

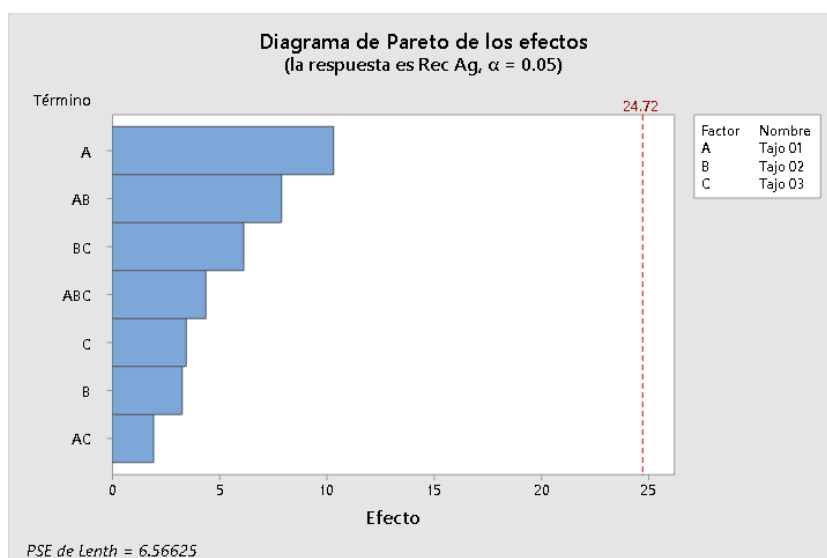


Figura 34: Diagrama de Pareto de los efectos para la recuperación de la plata

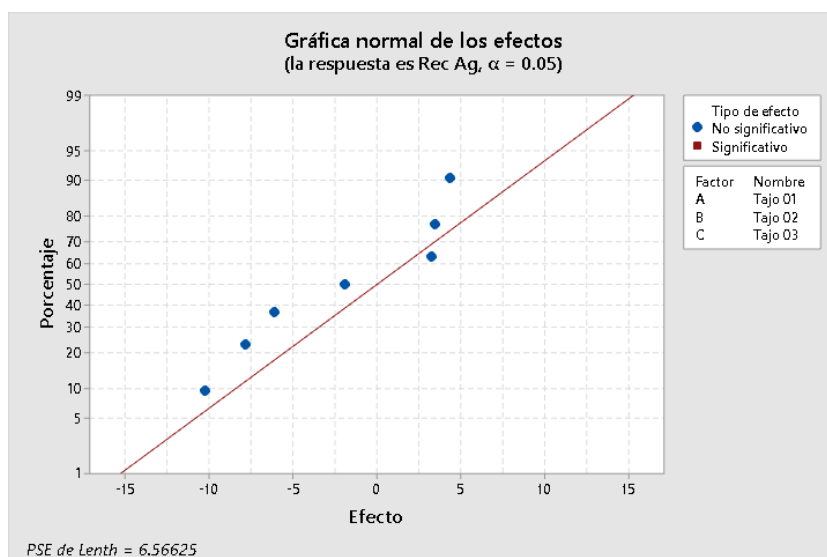


Figura 35: Gráfica normal de los efectos para la recuperación de la plata

4.3.4.5. Ecuación de regresión para la recuperación de plata en unidades no codificadas.

El modelo matemático de recuperación de plata se expresa mediante una ecuación que depende de las variables independientes consideradas en el blending de los minerales provenientes de los tajos 01, 02 y 03.

Ecuación de regresión en unidades no codificadas

Recuperación de plata = $-44.74 + 58.56 \text{ Tajo } 01 + 84.75 \text{ Tajo } 02 + 67.07 \text{ Tajo } 03 - 42.05 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 02 - 30.13 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 03 - 38.54 \text{ Tajo } 02 * \text{Tajo } 03 + 17.51 \text{ Tajo } 01 * \text{Tajo } 02 * \text{Tajo } 03$

4.4. Contrastación de hipótesis

La contrastación de hipótesis se sustentó en: la comparación de recuperaciones de Au-Ag antes y después del blending; el análisis del diseño factorial 2^3 reportado en las tablas de ANOVA; y la evaluación de efectos mediante el método de Lenth (PSE) representado en los diagramas de Pareto y gráficos normales. Debido a que el diseño es saturado (grados de libertad del error = 0), los valores F y p no se estiman; por ello, la evidencia se interpreta mediante PSE (Lenth), la magnitud de los efectos y la mejora observada en la recuperación.

Tabla 33*Contrastación de hipótesis (general y específicas)*

Hipótesis	Variables / Indicador	Evidencia	Criterio de decisión	Decisión
HG: La caracterización del blending del mineral reducirá la refractariedad del mineral y mejorará la recuperación de oro y plata.	VD: Recuperación Au (%), Recuperación Ag (%). (Opcional: consumo de CN/cal).	Antes (lixiviación directa): Au = 53.56% (Tajo 01), 56.98% (Tajo 02), 49.97% (Tajo 03). Ag = 54.67% (Tajo 01), 59.65% (Tajo 02), 52.35% (Tajo 03). Después (blending óptimo 1-2-1): Au = 91.38% y Ag = 94.10%. Modelos de regresión (DOE): $\text{Au} = -112.0 + 103.6T01 + 116.6T02 + 110.9T03 - 64.19(T01*T02) - 65.18(T01*T03) - 58.89(T02*T03) + 33.50(T01*T02*T03).$ $\text{Ag} = -44.74 + 58.56T01 + 84.75T02 + 67.07T03 - 42.05(T01*T02) - 30.13(T01*T03) - 38.54(T02*T03) + 17.51(T01*T02*T03)$	Se acepta si: (1) la recuperación con blending es mayor que la recuperación individual; y (2) el DOE evidencia efectos relevantes (magnitud de efectos y PSE-Lenth/Pareto).	Se acepta
HE1: La caracterización y clasificación de los minerales reducirá la refractariedad.	Identificación de fases/asociaciones mineralógicas responsables de refractariedad e interferencia (p. ej., pirita, arsenopirita, sulfuros Cu-Fe, encapsulamiento).	La baja recuperación inicial (< 60%) se explica por minerales refractarios donde Au/Ag se encuentra asociado/encapsulado en sulfuros y matrices de ganga, limitando el acceso del cianuro y aumentando el consumo de reactivos. La caracterización sustenta la selección de mezclas (blending) para modular la refractariedad.	Se acepta si la caracterización identifica fases/asociaciones que expliquen la refractariedad y orienten la toma de decisión del blending.	Se acepta
HE2: La evaluación del blending del mineral mejorará la recuperación de oro y plata.	VD: Rec Au (%), Rec Ag (%). Factores del DOE: Tajo 01, Tajo 02, Tajo 03 e interacciones.	Mejora cuantitativa: blending óptimo Au 91.38% y Ag 94.10% vs recuperaciones individuales < 60%. ANOVA (Au): mayor aporte de Tajo 01 (SC Ajust 454.813), seguido por la interacción triple (SC 140.281) y las interacciones T01*T03 (SC 111.452) y T01*T02 (SC 97.162). ANOVA (Ag): domina Tajo 01 (SC 212.695) y la interacción T01*T02 (SC 124.583), seguida por T02*T03 (SC 75.338) y la triple (SC 38.325). Pareto (Ag): método Lenth con PSE = 6.56625 para jerarquización de efectos.	Se acepta si se observa mejora de recuperación y el DOE (ANOVA + Pareto/Lenth) muestra efectos e interacciones relevantes.	Se acepta

Nota: En el DOE 2³ sin réplicas, GL de error = 0; por ello, los valores F y p pueden no estimarse. La sustentación de significancia se apoya en el método de Lenth (PSE) y en la magnitud/jerarquización de efectos en el diagrama de Pareto y gráfico normal.

4.5. Discusión de resultados

Porras (2024) evaluó el impacto del blending de mineral fresco con relaves antiguos en la recuperación de la plata. Utilizó un 80% de mineral fresco y un 20% de relave antiguo en sus pruebas. El estudio concluyó que el blending mejoró la eficiencia en la recuperación de los elementos valiosos y redujo el consumo de reactivos. Este enfoque también optimizó los costos operativos, ofreciendo una opción viable para el tratamiento de minerales escasos. Al igual que en esta investigación, Porras demostró que el blending mejoró la eficiencia de la recuperación de metales. El presente estudio se centra en la aplicación de técnicas avanzadas de caracterización mineralógica para identificar y diferenciar los minerales que afectan la refractariedad del oro y la plata. Los resultados indicaron que, tras la implementación del blending, la recuperación de ambos metales experimentó una mejora notable, reflejándose también en un aumento de la eficiencia operativa.

Benites (2019) evaluó cómo las proporciones de minerales sulfurados y oxidados influían en la recuperación de plata mediante la estrategia de blending en la planta minera Toropunto. Su análisis demostró que la mezcla adecuada de minerales no solo mejoraba la calidad del concentrado, sino que también incrementaba la recuperación de plata. De manera similar, la presente investigación analiza el blending de minerales para optimizar la recuperación de metales preciosos, mostrando aumentos significativos en la recuperación de oro y plata. La clasificación mineralógica empleada permitió un control más exacto de las combinaciones de minerales, lo que explica en gran parte la mayor eficiencia alcanzada en el proceso.

Canaza (2019) analizó la aplicación del blending en minerales sulfurados y oxidados para optimizar la concentración de metales como plomo, cobre y zinc en la Planta Concentradora Sacracancha. El estudio evidenció que la implementación del blending, junto con la dosificación adecuada de reactivos, permitió un aumento notable en la recuperación de oro, alcanzando hasta un 92,02%. No obstante, la recuperación de otros metales, como cobre y plomo, presentó mejoras más moderadas. De manera similar, en el presente estudio, la aplicación del blending mostró un incremento significativo en la recuperación tanto de oro como de plata. Al igual que en Canaza

(2019), demostró que una combinación adecuada de minerales de diferentes características geometalúrgicas mejora la recuperación de metales preciosos. La diferencia principal radica en la naturaleza del mineral, ya que en este caso se trabajaron minerales auríferos con características más complejas debido a su refractariedad.

Carhuamaca (2018) evaluó el mineral blending (Animón + Islay). En esta investigación, la mejora en la recuperación de oro y plata tras el blending fue más significativa, y no se observó un desplazamiento negativo debido a la mineralogía como en el estudio de Carhuamaca. La clasificación y caracterización mineralógica permitió identificar las fases más problemáticas de los minerales, lo que contribuyó a un mejor control y optimización del proceso de lixiviación.

A diferencia del estudio de Soto (2017), en esta investigación no se reportaron efectos negativos del blending en la recuperación de oro y plata. De hecho, los resultados mostraron una mejora sustancial en la eficiencia operativa, posiblemente debido al uso preciso de la caracterización mineralógica que permitió seleccionar los mejores minerales para el blending, evitando efectos adversos en la recuperación de los metales preciosos.

Boza & Rosario (2018) aplicaron un enfoque metalúrgico para optimizar el procesamiento de minerales y concluyeron que la implementación de blending entre tajos específicos incrementaba la eficiencia del tratamiento y la recuperación de metales. De manera similar, en la presente investigación, la utilización del blending ha permitido mejorar la recuperación de oro y plata, aunque aquí el énfasis se centra en la caracterización mineralógica de los minerales para perfeccionar la mezcla. La clasificación detallada de los minerales facilitó un control más preciso del proceso, logrando una mayor eficiencia en la recuperación de metales preciosos y mitigando los efectos de la variabilidad mineralógica.

Se realizaron pruebas metalúrgicas de lixiviación con cianuro de sodio, agitando 24 horas. Lixiviando de manera directa los minerales provenientes del Tajo 01, 02 y 03 donde la recuperación de oro y la plata fue de 56.98, 53.56 y 49.97% y

59.65, 54.67 y 52.35% respectivamente como se muestra en la Tabla 33, 34 y 35, evidenciando la dificultad de poder extraer los metales preciosos.

Tabla 34

Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 01 con cianuro de sodio

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	24.62	21.69	14.77	13.01	53.56	54.67
Relave	300	42.68	35.94	12.80	10.78	46.44	45.33
Cabeza calculada		27.57	23.79				

Tabla 35

Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 02 con cianuro de sodio

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	26.19	23.66	15.71	14.29	56.98	59.65
Relave	300	39.54	32.00	11.86	9.60	43.02	40.35
Cabeza calculada		27.57	23.89				

Tabla

36

Balance metalúrgico de lixiviación directa del mineral proveniente del Tajo 03 con cianuro de sodio

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	22.97	20.77	13.78	12.46	49.97	52.35
Relave	300	45.98	37.79	13.79	11.34	50.03	47.65
Cabeza calculada		27.57	23.80				

Realizando la lixiviación independiente de cada Tajo se obtiene información importante para tener como data que, lixivando el mineral de manera independiente, los resultados de recuperación de oro son bajos.

- Tajo 01: La recuperación de oro fue de 53.56%, y de la plata fue de 54.67%.
- Tajo 02: La recuperación de oro fue de 56.98%, y de la plata fue de 59.65%.
- Tajo 03: La recuperación de oro fue de 49.97%, y de la plata fue de 52.35%.

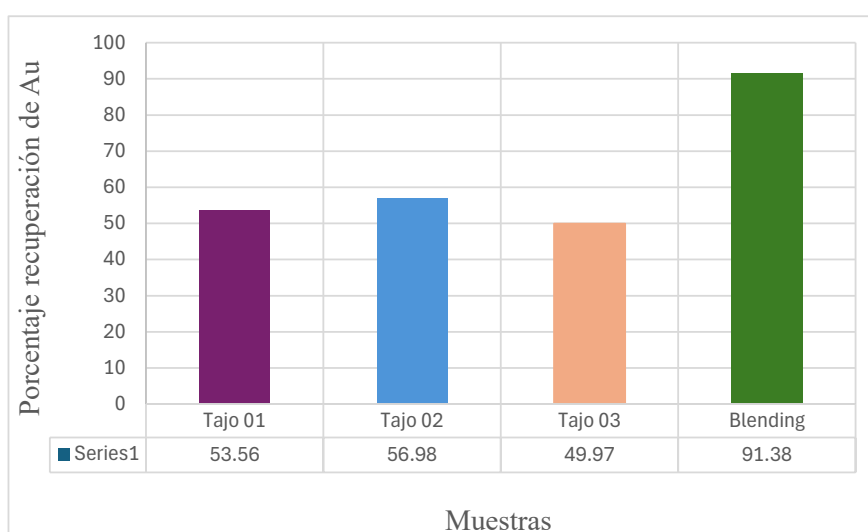


Figura 36: *Recuperación de Oro antes y después del Blending*

La recuperación de oro es muy evidente. El blending mineral tiene un impacto positivo en la eficiencia de la extracción de oro. Esta mejora es más significativa donde la recuperación aumentó en más de 30 puntos porcentuales.

Entonces comparando con los resultados de recuperación de oro y plata realizando el blending de los minerales provenientes del Tajo 01, 02 y 03. Se observa que la mayor recuperación de oro y plata se da cuando se realiza una proporción de 1 (Tajo 01), 2 (Tajo 02) y 1 (Tajo 03). Teniendo como recuperación de oro 91.38% y de plata 94.10%.

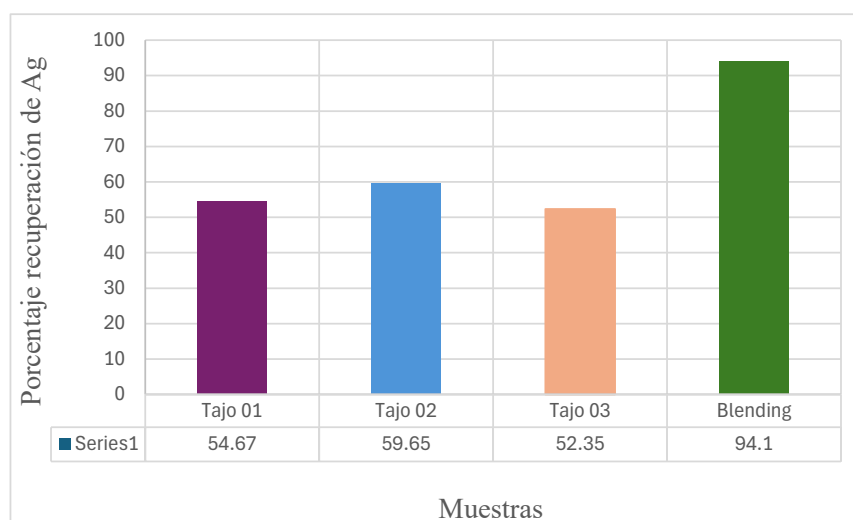


Figura 37: *Recuperación de Plata antes y después del Blending*

El valor de pH tiene un impacto significativo en la recuperación de metales preciosos en el proceso de lixiviación. Un pH más bajo puede favorecer la disolución de algunos minerales, pero un pH más alto puede aumentar la eficiencia de disolución, los valores de pH oscilan entre 10.5 y 11.5, lo cual es adecuado para la optimización del proceso de blending de los minerales.

Se aplican diferentes proporciones para generar el blending de los minerales provenientes de los tajos 01, 02 y 03 (proporciones de 1 y 2 que hacen una suma del 100%). El porcentaje de blending es un factor crucial en la optimización de la mezcla de minerales de diferentes características. Un mayor porcentaje de blending generalmente mejora la eficiencia de recuperación de los metales preciosos al homogeneizar los minerales.

Desde el punto de vista mineralógico, la baja recuperación de oro y plata en la lixiviación directa se debe principalmente a la presencia de minerales refractarios en los minerales provenientes de los Tajos 01, 02 y 03. Los minerales refractarios son aquellos en los que los metales preciosos están alojados dentro de estructuras minerales complejas que dificultan su acceso al reactivo lixivante, en este caso, el cianuro de sodio.

En particular, el oro puede encontrarse asociado a minerales sulfurados como la pirita (FeS_2), arsenopirita (FeAsS) o incluso encapsulado en minerales de ganga como

silicatos o carbonatos. Esta asociación limita la exposición del oro a la solución cianurada, ya que el cianuro no puede penetrar fácilmente dentro de estas matrices minerales. Además, la plata puede estar igualmente incorporada en minerales refractarios o formando sulfuros complejos, que no se disuelven directamente en cianuro (Wadsworth et al., 2019).

Durante la lixiviación directa, la reacción ocurre principalmente en la superficie del mineral, por lo que, si el oro y la plata están encapsulados o finamente dispersos dentro de minerales refractarios, la tasa de recuperación disminuye considerablemente. Esto explica las recuperaciones menores al 60% observadas en los resultados iniciales.

La técnica de blending mejora la recuperación al mezclar minerales con diferentes grados de refractariedad, logrando una dilución de los minerales más refractarios con aquellos más fácilmente lixiviables. Mineralógicamente, esto genera una mayor exposición del oro y la plata libres o semi-libres, y reduce la cantidad de partículas encapsuladas, facilitando la acción del cianuro sobre los metales preciosos. Además, la mezcla favorece una mayor superficie de contacto y puede alterar la microestructura del mineral, ayudando a romper parcialmente las asociaciones refractarias (Li et al., 2020; Zhang et al., 2018).

¿Qué sucede al aplicar blending?

Cuando se mezclan minerales con diferentes grados de refractariedad, se modifican las características mineralógicas del material alimentado a la lixiviación, lo que genera varios efectos positivos a nivel microestructural y mineralógico:

- Dilución de minerales refractarios:

Al combinar minerales altamente refractarios con otros menos refractarios o con oro libre, se reduce la concentración relativa de minerales que encapsulan el oro, aumentando la proporción de partículas donde el oro está accesible para lixiviación. Esto facilita la penetración del cianuro y mejora la cinética de disolución (Li et al., 2020).

- Aumento en la superficie de contacto activa:

El blending puede aumentar la heterogeneidad granulométrica y mineralógica, lo que puede generar un mayor desarrollo de fracturas y microfracturas durante la manipulación o molienda, exponiendo más superficie del oro y la plata a la solución de lixiviación.

- Interacción entre minerales:

Al mezclar minerales con diferentes propiedades químicas y físicas, puede haber cambios en el medio reaccional que favorezcan la oxidación de sulfuros o la liberación de metales preciosos. Por ejemplo, minerales menos refractarios pueden facilitar la formación de especies oxidantes en la solución que ayudan a romper la matriz sulfurada (Zhang et al., 2018).

- Reducción de efectos inhibitorios:

Minerales refractarios pueden liberar compuestos que consumen cianuro o actúan como inhibidores, como ciertos sulfuros o compuestos orgánicos. Al diluir estos minerales, se disminuye la concentración de estos compuestos inhibitorios, mejorando la eficiencia del cianuro (Mudd, 2010).

- Relave formado

Los relaves (colas) post-proceso concentran mayoritariamente fases de baja reactividad y minerales remanentes, predominando sulfuros de Fe y As (pirita/arsenopirita) y sulfuros de Cu–Fe, además de ganga silicatada y óxidos/hidróxidos de hierro. Esta composición sugiere que una fracción de Au–Ag permanece asociada o encapsulada en la matriz sulfuro–ganga, lo que restringe el contacto con el lixivante y explica la recuperación en condiciones no optimizadas. En consecuencia, la caracterización del relave final constituye un insumo clave para proponer ajustes de proceso (pretratamiento, control de granulometría, oxidación y/o parámetros de lixiviación) y para evaluar alternativas de reprocesamiento.

Blending permite lograr una granulometría de equilibrio, combinando minerales que requieren distinta finura para liberar el oro, sin necesidad de sobre-moler el mineral

refractario. Así, se logra una mayor exposición del oro y plata sin aumentar el consumo energético ni generar partículas problemáticas.

Zhang et al. (2018) demostraron que al mezclar un mineral refractario (sulfurado, fino) con uno más oxidado y grueso, se podía mantener una granulometría intermedia efectiva que permitiera una mayor liberación global del oro, sin incurrir en molienda excesiva. Esto aumentó la recuperación de oro del 62.4% al 89.6%.

Al aplicar blending, se reduce la proporción de estos minerales interferentes. El medio de lixiviación se vuelve más favorable, ya que hay menos consumo de reactivos, el pH se mantiene más estable, y el cianuro tiene más oportunidad de reaccionar directamente con el oro y la plata expuestos.

En el estudio de Zhang et al. (2018), se observó que al reducir el contenido de pirita en la alimentación mediante blending, el consumo de cianuro bajó de 4.5 kg/t a 2.7 kg/t, y la recuperación de oro aumentó significativamente, gracias a la mejor conservación del cianuro y el oxígeno en la solución. Encontraron también que el oro alojado dentro de pirita no se disolvía eficientemente ni siquiera con cianuración prolongada. Sin embargo, al mezclar este mineral con otro más oxidable (como óxidos de hierro), lograron una mejora sustancial en la recuperación, ya que se incrementó la fracción de oro expuesto.

Tabla 37

Parámetros a considerar para el blending

Parámetro	Antes del blending Tajo 1	Antes del blending Tajo 2	Antes del blending Tajo 3	Después del blending
Recuperación de oro (%)	53.56	56.98	49.97	91.38
Recuperación de plata (%)	54.67	59.65	52.35	94.10
Interferencia mineralógica	(sulfuros, ganga silíceas)	(sulfuros, ganga silíceas)	(sulfuros, ganga silíceas)	Reducida
Exposición del metal	Baja	Baja	Media	Alta
Demanda de reactivos	Alta (por sulfuros)	Alta (por sulfuros)	Alta (por sulfuros)	Optimizada

Nota: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

- Respecto al objetivo general, se concluye que la combinación de caracterización mineralógica y blending permite reducir el efecto de la refractariedad y optimizar la recuperación de Au–Ag en lixiviación. En consecuencia, se acepta la hipótesis general y las hipótesis específicas, al evidenciarse que la caracterización explica la refractariedad y que la mezcla controlada incrementa de forma marcada las recuperaciones.
- Respecto al objetivo específico de caracterización, se concluye que la refractariedad del mineral está asociada a su mineralogía y a la forma de ocurrencia del Au–Ag, principalmente por asociaciones y encapsulamiento en la matriz mineral, además de especies interferentes que afectan la cinética de lixiviación y el consumo de reactivos. Por ello, la caracterización geometalúrgica previa es clave para explicar el bajo desempeño inicial y sustentar decisiones de tratamiento.
- En relación con el objetivo de evaluar el blending, la lixiviación directa por tajos individuales presentó recuperaciones menores al 60% (Au: 53.56%–56.98%; Ag: 52.35%–59.65%), mientras que la mezcla óptima 1–2–1 (Tajo 01–Tajo 02–Tajo 03), evaluada con DOE 2³, alcanzó 91.38% de Au y 94.10% de Ag. Esto confirma que el blending controlado mejora significativamente la recuperación metalúrgica.
- En consecuencia, con base en los resultados metalúrgicos y el análisis del DOE 2³, se acepta la hipótesis general de la investigación, al evidenciarse incrementos sustanciales de recuperación con blending (hasta 91.38% en Au y 94.10% en Ag) respecto de los tajos individuales (<60%). Asimismo, se aceptan las hipótesis específicas, debido a que la caracterización mineralógica permite explicar las causas de refractariedad y el blending controlado influye de forma determinante en la respuesta metalúrgica, sustentado por la jerarquización de efectos y los modelos de regresión del diseño experimental.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda que las plantas de procesamiento de minerales auríferos en el Perú implementen un enfoque de caracterización mineralógica detallada y blending controlado para mejorar la eficiencia en la recuperación de oro y plata.
- Es fundamental que las plantas optimicen las condiciones de blending y los parámetros operativos para reducir los costos operativos, minimizar el consumo de reactivos y maximizar la rentabilidad. Este enfoque puede replicarse en otras plantas para aumentar la competitividad de la minería peruana y contribuir a la sostenibilidad del sector.
- Es crucial que las plantas de procesamiento de minerales implementen un sistema robusto de caracterización mineralógica utilizando tecnologías avanzadas, como DRX y FRX, para identificar las fases mineralógicas que influyen en la refractariedad de los minerales. A través de esta caracterización, las plantas podrán clasificar adecuadamente los minerales valiosos y los minerales refractarios, lo que facilitará la selección de las mejores combinaciones en el proceso de blending.
- Se recomienda la capacitación continua del personal en geometalurgia y el uso de tecnologías emergentes para mantener una alta precisión en la caracterización mineralógica, lo que optimizará los procesos metalúrgicos y mejorará las tasas de recuperación.
- Se recomienda que las plantas de procesamiento implementen un enfoque sistemático de blending basado en la caracterización detallada de los minerales. Es importante ajustar las proporciones de minerales de acuerdo con sus características geometalúrgicas para maximizar la eficiencia de los procesos de lixiviación. Además, se debe realizar un monitoreo constante de los resultados

del blending y ajustar las combinaciones de minerales en función de las variaciones en la mineralogía del yacimiento.

- También es recomendable que se optimicen los parámetros de cianuración, como el pH y la dosificación de reactivos, para lograr mejoras sostenibles en la recuperación de oro y plata, reduciendo al mismo tiempo los costos operativos.
- Se recomienda evaluar el uso técnico del relave obtenido como componente de blending con mineral fresco, siempre que se caractericen previamente su mineralogía, granulometría, humedad, presencia de especies interferentes y potencial consumo de reactivos. Esta alternativa podría contribuir a estabilizar la alimentación y modular el comportamiento metalúrgico; sin embargo, debe validarse mediante ensayos controlados (DOE) que cuantifiquen su efecto en la recuperación de Au–Ag, el consumo de cianuro y cal, y la estabilidad operativa del proceso. Asimismo, se sugiere definir límites operativos de dosificación del relave en la mezcla, priorizando la eficiencia metalúrgica y el control ambiental.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- André, F. (201). Caracterización mineral de muestras de residuos de minería de plomo en Boquira. (Tesis) Universidad Federal de Rio de Janeiro. <https://pantheon.ufrj.br/bitstream/11422/5447/1/ALVES%2C%20F.E.A.pdf>
- Baltar, C. (1080). Flotación de minerales de zinc oxidados una revisión de la literatura. Editorial DNPM.<http://mineralis.cetem.gov.br/handle/cetem/224>
- Bertolino, L., Alves, F., y Fernández, T. (2016). https://artigos.entmme.org/download/2015/caracteriza%C3%87%C3%83o/BERTOLINO,%20L.C._ALVES,%20F.E.A._FERNANDES,%20T.G.%20-%20CARACTERIZA%C3%87%C3%83O%20MINERAL%C3%93GICA%20DE%20AMOSTRAS%20DO%20REJEITO%20DA%20ANTIGA%20MINERA%C3%87%C3%83O%20DE%20CHUMBO%20EM%20BOQUIRA,%20BAHIA.pdf
- Bulatovic, S. (2007), Handbook of flotation reagents: Chemistry, Theory and Practice, Flotation of Sulfide Ore. (1st Edi.). Petersborough, Ontario, Canada.https://www.academia.edu/22691019/Handbook_of_Flotation_Reagents_Chemistry_Theory_and_Practice_Flotation_of_Sulfide_Ores
- Bushell, C. (2012). The PGM flotation predictor: Predicting PGM ore flotation performance using results from automated mineralogy systems. Minerals Engineering, 36-38, 75-80. doi:10.1016/j.mineng.2012.02.016
- Bustamante, M., Gavidia, A., y Restrepo, O. (2008). Concentración de minerales. (Tesis) Universidad Nacional de Colombia. https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcdbd619453c3eed562725f0
- Canahuiri, A. (2014). Recuperación de mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca – Puno. (Tesis) Universidad Nacional del Altiplano-Puno.http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/1873/Canahuiri_Oblitas_Alfredo_Efra%C3%ADn.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Canchanya, A. y Yance, N. (2019). Selección del método de flotación separación cobre/plomo de acuerdo con la caracterización geometalúrgica del

- Concentrado Bulk en la Planta Concentradora Ana María Compañía Minera BrexiaGoldplata Perú S.A.C. (Tesis) Universidad Nacional del Centro del Perú. <https://renati.sunedu.gob.pe/handle/sunedu/2403485>
- Chen, D., & Xiao, J. (2017). Mineralogical characterization of a polymetallic sulfide ore to improve silver recovery. *Journal Wuhan University of Technology, Materials Science Edition*, 32(3), 501-507. doi:10.1007/s11595-017-1625-7
- Colegio Oficial de Geólogos de España (2018). La profesión del geólogo. Gestión editorial, impreso en España. <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Lib-152.pdf>
- Cunha, J. (2019). Caracterización de colas de minería de cobre de la mina SOSSEGO-PA para evaluación de posibles impactos en la vegetación local (Tesis). Instituto Tecnológico Vale, Belem, Brasil. https://www.itv.org/wp-content/uploads/2020/04/Diss.RT_JulianoNascimento_Caracteriza%C3%A7%C3%A3oRejeitoMinera%C3%A7%C3%A3o_PROD.TEC_.ITV_.DS_.N005.2019.pdf
- Enríquez, Y. (2021). Evaluación geológica mediante perforación diamantina del Proyecto Bongará – zona Mina Chica, Región Amazonas. (Tesis) Universidad Nacional del Altiplano, Perú. http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/16218/Enriquez_Tapia_Yony_Belu.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Faria, L. y Filgueiras, C.(2019). La búsqueda de plomo y plata en minas gerais como alternativa a las minas agotadas de oro y diamantes del siglo XIX. *Asuntos Generales Chem. Nuevo* 42(1). <https://www.scielo.br/j/qn/a/4jwjgwfct4QxsK4bXBZ5Zjc/?lang=pt>
- Gallardo, A. y Vega, R. (2013). Estudio de la recuperación de plomo, cobre y zinc de la mina Alpamarca 2013. (Tesis) Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión. <https://renati.sunedu.gob.pe/handle/sunedu/2418932>
- Gu, Y., Schouwstra, R., & Rule, C. (2012). The value of automated mineralogy. 26th International Mineral Processing Congress, IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth - Conference Proceedings, 1726-1732.
- Hacha, R. (2010). Mineralogical characterization of gold ore from Rio ParacatuMineração (RPM), aiming at the determination of titanium-bearing minerals. Dissertation (Masters) – Materials Engineering, PUC - Rio de

- Janeiro. <https://www.maxwell.vrac.puc-rio.br/colecao.php?strSecao=resultado&nrSeq=16974@1>
- Liu, S., Li, X., Wang, W., Zhang, & Min. (2013). Flotation of a lead sulphide ore in SiChuan, China. *Applied Mechanics and Materials*, 387, 7-10. doi:10.4028/www.scientific.net/AMM.387.7
- Lotter, N., Kormos, L., Oliveira, J., Fragomeni, D., & Whiteman, E. (2011). Modern Process Mineralogy: Two case studies. *Minerals Engineering*, 24(7), 638-650. doi:10.1016/j.mineng.2011.02.017
- Luz, A., Sampaio, J., y FRANCIA, S. (2010). Tratamiento de minerales. (5ta. Ed.) Cetem / MCT. <http://mineralis.cetem.gov.br/handle/cetem/476>
- Melgarejo, J., Proenza, J., A., Salvador, G., y Llovet, X. (2010). Técnicas de caracterización mineral y su aplicación en exploración y explotación minera. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, 62(1), 1-23. http://www.scielo.org.mx/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1405-33222010000100002&lng=es&tlng=es.
- Moscheni, M. (2019). La minería y el desarrollo insostenible. El estudio de caso en San Juan, Argentina. *Problemas del desarrollo*, 50(196), 113-138. <https://doi.org/10.22201/iiec.20078951e.2019.196.64823>
- Narrea, O. (2018). Agenda 2030. La minería como motor de desarrollo económico para el cumplimiento de los Objetivos de Desarrollo Sostenible 8, 9, 12 y 17. Consorcio de Investigación Económica y Social. https://www.up.edu.pe/egp/Documentos/agenda_2030_la_mineria_como_motor_de_desarrollo_economico_para_el_cumplimiento_de_los_ods_89_12_y_17.pdf
- Nogueira, F. (2015). Agregación hidrofóbica en la flotación selectiva de mineral de sulfuro de zinc-plomo. (Tesis de Maestría) Universidad Federal de Ouro Preto, Ouro Preto. <https://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/6416>
- Ojeda, M., Reyes, J., y Aragón, A. (2010). Caracterización mineralógica en la industria minera. México: Instituto de Metalurgia de San Luis de Potosí.
- Ortiz, E. (2018). Cinética de secado, caracterización y determinación del tiempo óptimo de pulverizado para un concentrado de plomo, cobre y zinc a nivel de laboratorio. (Tesis) Universidad Nacional del Centro del Perú. <https://renati.sunedu.gob.pe/handle/sunedu/2396785>

- Osti, J., Lopes, F., Nogueira, C. y Pereira. (2017). Evaluación de la recuperación de metales de plata, plomo y zinc presentes en residuos hidrometalúrgicos de procesamiento de zinc. XXVI Encuentro Nacional de Tratamiento de Minerales y Metalurgia Extractiva Poços de Caldas– MG. <https://www.redalyc.org/pdf/4815/481554851021.pdf>
- Pease, J. D. Curry, D., & Young, M. (2006). Designing flotation circuits for high finesrecovery. *Minerals Engineering* 19, 831-840. https://www.researchgate.net/publication/229349195_Designing_flotation_circuits_for_high_fines_recovery
- Pérez, L., Brea, C., y Castroviejo, R. (2010). Innovación en las técnicas de microscopía óptica aplicadas a la industria minera.Universidad Politécnica de Madrid.https://oa.upm.es/11069/1/Perez_Barnuevo_et_al_2010_.pdf
- Ramos, J. y Orihuela, A. (2017). Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca – Huancavelica. (Tesis) Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Perú. <https://llibrary.co/document/zkxpwwpy-caracterizacion-evaluacion-metalurgicas-flotacion-complejo-polimetalico-distrito-huancavelica.html>
- Rao, S. (2004). Surface Chemistry of Froth Flotation: Volume 1: Fundamentals. (2nd. Ed.) Ney York: Springer Science + business Media, LLC. <https://www.springer.com/gp/book/9781475743043>
- Ruiz, J., Pons, J., Otaño, J., Hernández, R., Cardoso, L., y Hernández, A. (2018). Caracterización preliminar del depósito mineral Cajálbana para fines metalúrgicos.*Minería y Geología*,34(3), 321-333. http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1993-801220180003000006&lng=es&tlng=es.
- Russo, M. (2007). Procesamiento de relaves de mineral de zinc. (Tesis de Maestría). Universidad Federal de Ouro Preto. Ouro Preto.http://www.repositorio.ufop.br/bitstream/123456789/3277/1/DISSERT_A%C3%87%C3%83O_BeneficiamentoRejeitoMin%C3%A9rio.pdf
- Santos, A. y Cordeiro, P. (2018). Petrografía de ores y metalogénesis del depósito Cu-Ag en Gortdrum, Irlanda Central del Sur. 49 ° Congreso Brasileño de Geología, 20 al 24 de agosto de 2018 - Río de Janeiro. <http://cbg2018anais.siteoficial.ws/resumos/8659.pdf>

- Vilca, H. (2019). Evaluación de la flotación de óxidos de cobre mediante pruebas de reactivos en laboratorio. (Tesis) Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/10068/IMvicahh.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Wen-qin, Q., Ming-fei, H., & Yu-ping, C. (2008). Improvement of flotation behavior of Mengzi lead-silver-zinc ore by pulp potential control flotation. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 18(4), 949-954. doi:10.1016/S1003-6326(08)60164-8
- Williams, N., & Holtzhausen, S. (2001). The impact of ore characterization and blending on metallurgical plant performance. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurg*, 101(8), 437-446.
- Yovanovic, A. (2004), Engenharia da Concentração de Massa por Flotação. Volume 01: Fundamentos da Flotação. Belo Horizonte, Minas Gerais. <https://www.modelooperacional.com.br/wp-content/uploads/2019/04/Engenharia-da-Concentracao-de-Massa-por-Flotacao.pdf>
- Zhang, Y., & Chen, J. (2021). Sulfidizing behavior of complex lead-silver ore: A flotation study. *Minerals*, 11(4). doi:10.3390/min11040434

ANEXOS

INFORME DE LABORATORIO

ESTUDIOS DE MICROSCOPIA ELECTRÓNICA, ANÁLISIS MINERALÓGICOS DE GRADO DE LIBERACIÓN PARA UNA MUESTRA.

PARA:

ING. JUAN CARLOS CAMPOS CONDORI

CSM-058-2021_Rev.0

IL-OTSM-036-2021_Rev.0

Marzo, 2021



MSc. José Andrés Yparraguirre
CIP N°128651
Gerente de Laboratorio



Ing. Fanny Blas Rodríguez
CIP N°84066
Gerente General

I. INTRODUCCIÓN

A solicitud del Ing. Juan Campos de la Empresa **MINERA LAYTARUMA S.A.** se ha realizado Estudios de Microscopía Electrónica y Análisis Mineralógico de Grado de Liberación para (01) muestra.

En el estudio de Microscopía Electrónica se investiga e identifica especies minerales que no pueden ser reconocidos al microscopio óptico. Minerales que pueden ser granos submicroscópicos o estén formando solución sólida con minerales mayoritarios. También, se podría determinar las variedades de sulfosales de plomo, plata, bismuto, etc., que pueden estar presentes como inclusiones o diseminados dentro de los minerales mayoritarios.

Grado de liberación de las especies minerales, se puede aplicar para muestras de cabeza, concentrados y relaves. La técnica es indispensable como investigación previa al diseño de cualquier tipo de proceso de tratamientos metalúrgicos, también es valiosa para evaluar el rendimiento de los equipos de molienda o de clasificación y para incrementar la eficiencia de plantas en operación.

Las muestras han sido proporcionadas por el cliente para los fines de estudio descritos anteriormente.

II. ABREVIATURAS DE LAS ESPECIES MINERALES

Abreviaturas, nomenclaturas y composición química de las especies minerales mencionadas en el informe.

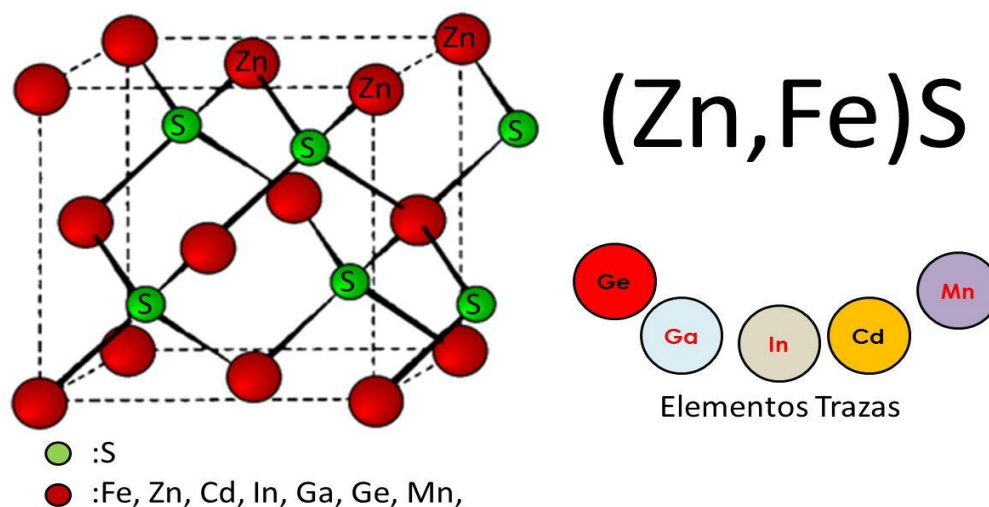
Nombre	Símbolo	Composición química	Densidad (g/cm ³)	Dureza Mohs
Apatito	ap	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (OH,F,Cl)	3,19	5,0
Azufre	S	S	2.07	1.5-2.5
Calcopirita	cp	CuFeS ₂	4,2	3,5
Cobres Grises	CGRs	(Ag,Cu,Zn,Fe) ₁₂ (As,Sb) ₄ S ₁₃	4,65	3,5
Cuarzo	cz	SiO ₂	2.66	7
Esfalerita	ef	(Zn,Fe)S	4,0	4,0
Feldespato potásico	FPKs	KAlSi ₃ O ₈	2,52	6,0
Galena	gn	PbS	7,4	2,5
Magnetita	mt	Fe ₂ O ₃ .FeO	5,15	5,5
Pirita	py	FeS ₂	5.01	6,5
Rutilo	rut	TiO ₂	4,25	6,5

Nota: El termino **trazas** se aplica en valores menores a 0.5%.

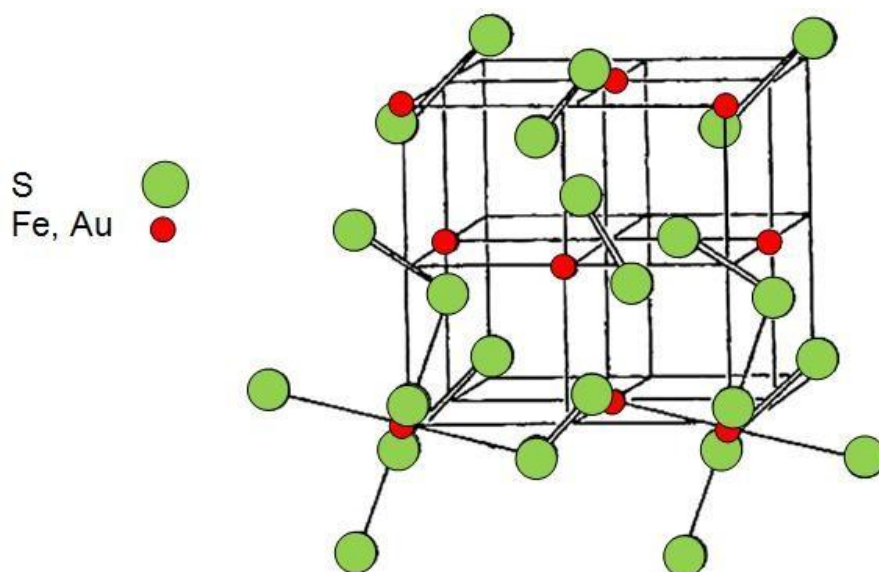
III. DEFINICIONES PREVIAS

Solución Solida: El elemento traza entra en la estructura, sustituyendo a un elemento mayoritario. Los iones serán tanto mejor aceptados cuando más próximos sean su radio y su electronegatividad a los del elemento que van a sustituir.

Ejemplo 1: Esfalerita con presencia de Cd, In, Ga, Ge, Mn dentro de su composición química o red cristalina.



Ejemplo 2: Pirita con presencia de Au dentro de su composición química o red cristalina.



Elemento Químico	Especie Mineral	Solubilidad	Autoridad
Oro	Calaverita	Rapidamente Soluble	JOHNSTON (1933)
Plata	Argentita Cerargirita Proustita Pirargirita	Rápidamente Soluble Moderadamente Soluble	LEAVER WOOLF Y KARCHMER (1931)
Cobre	Azurita Malaquita Calcocita Cuprita Bornita Enargita Tetraedrita Crisocola Calcopirita	94.5 90.2 90.2 85.5 70 65.8 21.9 11.8 5.6	LEAVER Y WOOLF (1931)
Zinc	Smithsonita Zincita Hidrozinca Franklinita Esferita Hemimorfita Willemita Willomita	40.2 35.2 35.1 20.2 18.4 13.4 13.1	LEAVER Y WOOLF (1931)
Hierro	Pirrotita Pirita Hematita Magnetita Siderita	Rápidamente Soluble Moderadamente Soluble Prácticamente Insoluble	HEDLEY Y TABACHNICK (1958)
Arsénico	Oropimente Rejalgar Siderita	73 9.4 0.9	
Antimonio	Estibina	21.1	
Plomo	Galena	Soluble a alta alcalinidad	LEMMON (1940)

Figura 01.- Solubilidad de minerales en soluciones Cianuradas (Extraído de F. Habashi)

IV. ESTUDIO DE GRADO DE LIBERACION

Muestra Mineral

Las imágenes obtenidas a partir de las fotomicrografías de la muestra mostraron asociaciones mineralógicas predominantes en los minerales de oro, plata y los elementos refractarios presentes en la muestra. Entre los minerales observados, destacan la pirita (FeS_2), arsenopirita (FeAsS) y esfalerita (ZnS), todos los cuales son conocidos por su interferencia en los procesos de cianuración de oro y plata.

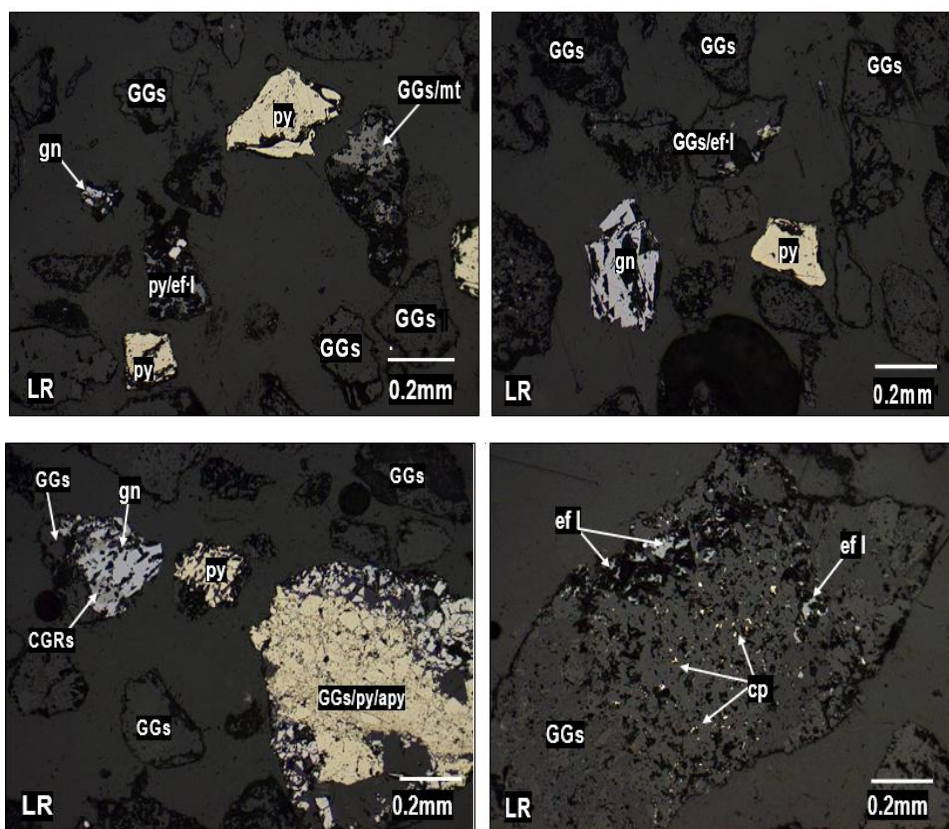


Figura 01.- Asociación de pirita y arsenopirita, con impactos en la refractariedad del mineral

En la Tabla 1 se presenta la distribución volumétrica y los grados de liberación de las especies mineralógicas presentes en la muestra. La pirita mostró un grado de liberación relativamente bajo (91.4%), lo que indica su difícil disolución durante el proceso de cianuración, mientras que el oro libre alcanzó un grado de liberación cercano al 99%. Esta información es crucial para la selección de los minerales en el proceso de blending, ya que permite

identificar qué minerales pueden ser más fácilmente lixiviados y cuáles requieren ser tratados de manera diferenciada.

Tabla 01.- Análisis mineralógicos de la Muestra Mineral

Partículas Libres	No. Part.	% Vol	Grado de Liberación	GGs	Py	Apy	Gn	Cp I	CGRs	Ef I	Mt	Esb									
Gangas	1076.00	91.19	99.07	91.19	100.00																
Pirita	48.00	4.07	91.40		4.07	100.00															
Arsenopirita	11.50	0.97	78.91			0.97	100.00														
Galena	2.00	0.17	69.60				0.17	100.00													
Calcopirita	0.00	0.00	0.24					0.00	100.00												
Cobres Grises	0.00	0.00	3.00						0.00	100.00											
Esfalerita I	3.25	0.28	68.22							0.28	100.00										
Magnetita	0.00	0.00	3.50								0.00	100.00									
Estibina	0.25	0.02	42.57									0.02	100.00								
Parcial	1141.00	96.69		91.19	4.07	0.97	0.17	0.00	0.00	0.28	0.00	0.02									
Partículas Mixtas			Asociaciones (Ver subtítulo IV)	GGs	Py	Apy	Gn	Cp I	CGRs	Ef I	Mt	Esb									
GGs/py	13.00	1.10	1e(I)	6.12	0.82																
GGs/Apy	6.00	0.51	1b(II), 1b(II)	5.31	0.32			1.70	0.80												
Py/Ef I	1.00	0.08			0.14	0.07															
GGs/Py/Gn	3.00	0.25		3.48	0.17				1.40	0.01											
GGs/Py/Gn/Ef I	1.00	0.08		0.60	0.06				1.40	0.01											
GGs/Py/Ef I	1.00	0.08		0.50	0.05			1.60	0.70												
Py/Apy	1.00	0.08			0.80	0.05															
GGs/Apy/Ef I	2.50	0.21	1a(II)	0.90	0.03					0.60	0.10										
Py/Gn	0.50	0.04	1b(III)	0.30	0.02																
GGs/Esb	2.00	0.17										0.02	0.01								
GGs/Ef I	2.00	0.17				0.39	0.28														
GGs/Gn	1.00	0.08																			
GGs/Py/CgRs	1.00	0.08	1b(I)	0.70	0.07			0.20	0.01	2.20	0.06										
GGs/Mt	1.00	0.08									0.04	0.01									
GGs/Gn/CGRs	1.00	0.08																			
Apy/Ef I	1.00	0.08	1a(II), 1b(II)																		
GGs/Cp/Ef I	1.00	0.08	1b(IV)					0.20	0.01												
Total Entrel.	39.00	3.31		17.91	1.54	0.94	0.12	0.39	0.28	-	-	3.70	1.52	5.00	0.08	0.60	0.10	0.04	0.01	0.02	0.01
Total Lib. + Entrel.	1180.00	100.00		1093.91	48.94	11.89	2.00	3.70	5.00	3.85	0.04	0.27									
Total Vol. Porcent.		100.00		92.73	4.19	1.25	0.17	1.52	0.08	0.38	0.01	0.03									
Grados de Libertad Porcentual				99.07	91.40	78.91	69.60	0.24	3.00	68.22	3.50	42.57									

La tabla de liberación mineralógica refleja la distribución de los minerales en función de su liberación durante los procesos de cianuración, con la intención de optimizar la recuperación de oro y plata. Los resultados obtenidos permiten realizar un análisis detallado de las asociaciones mineralógicas y su impacto en la eficiencia de los procesos metalúrgicos, específicamente en la lixiviación de los minerales.

Partículas Libres

Las partículas libres representan los minerales que se encuentran en su forma más simple, es decir, no están asociadas con otros minerales. Estos son los minerales más fácilmente procesables, ya que pueden ser directamente atacados por el cianuro durante el proceso de lixiviación.

1. Gangas (91.19% Volumen)

La mayor parte del volumen en la muestra está compuesta por gangas (minerales no valiosos). Sin embargo, aunque las gangas tienen un grado de liberación muy alto (99.07%), su impacto en la recuperación de metales preciosos es mínimo. El tratamiento de estas partículas no contribuye significativamente a la extracción de oro o plata, pero su presencia es relevante porque diluye el valor del mineral de interés.

2. Pirita (4.07% Volumen)

La pirita es uno de los minerales más importantes en el proceso de cianuración. Aunque tiene un buen grado de liberación (91.40%), su presencia en el mineral puede dificultar la extracción de oro y plata debido a su alta refractariedad. Esto significa que la pirita puede consumir cianuro, interfiriendo en la lixiviación del oro y plata. En este caso, su liberación parcial indica que podría formar parte de asociaciones mixtas que se deben tratar cuidadosamente.

3. Arsenopirita (0.97% Volumen)

La arsenopirita también es un mineral refractario, con un grado de liberación de 78.91%. Este mineral, al igual que la pirita, presenta un desafío en el proceso de cianuración, ya que puede causar pasivación del oro y dificultar la disolución de los metales preciosos. Su bajo grado de liberación indica que no

se disuelve fácilmente, y se requiere un tratamiento más exhaustivo para maximizar su recuperación.

4. Galena (0.17% Volumen)

La galena tiene un grado de liberación de 69.60%. Aunque se encuentra en menor concentración, su liberación relativamente baja sugiere que podría formar parte de asociaciones con otros minerales, lo que reduce su disponibilidad para la lixiviación. La galena, al igual que la pirita y la arsenopirita, puede ser un mineral que reduce la eficiencia del proceso de cianuración.

5. Esfalerita I (0.28% Volumen)

La esfalerita I, con un grado de liberación de 68.22%, es otro mineral que forma parte de las asociaciones mineralógicas más complejas. Su baja liberación sugiere que también podría estar formando enlaces con otros minerales, lo que disminuye la efectividad del proceso de lixiviación.

Partículas Mixtas

Las partículas mixtas representan las asociaciones entre diferentes minerales. Estos enlaces complejos afectan la liberación de los metales preciosos, ya que los minerales asociados entre sí no se pueden lixiviar de manera eficiente sin una intervención adicional.

1. GGs/Py (1.10% Volumen)

La asociación de gangas (GGs) con pirita (Py) presenta un grado de liberación bastante alto, pero se observa que un 63.90% de esta mezcla no está completamente liberada. Esto implica que, aunque la liberación es relativamente buena, la pirita sigue siendo una fase refractaria que puede afectar negativamente el proceso de cianuración.

2. GG/Apy (0.51% Volumen)

La mezcla de gangas y arsenopirita tiene un grado de liberación de 47.23%. Esta es una asociación compleja que probablemente dificulta la recuperación de metales preciosos. La presencia de arsenopirita reduce la eficiencia de la lixiviación debido a su refractariedad, y la mezcla con gangas diluye aún más el valor del mineral.

3. Py/Ef I (0.08% Volumen)

La asociación de pirita con esfalerita I muestra una liberación de 76.50%. Aunque tiene una liberación más alta que otras asociaciones, sigue siendo una mezcla compleja que puede generar problemas en el proceso de cianuración debido a la pirita, que consume cianuro y no permite una recuperación eficiente del oro y la plata.

4. GGs/Py/Gn (0.25% Volumen)

La combinación de gangas, pirita y galena presenta una liberación relativamente baja, con 47.08% de los minerales en esta asociación no siendo completamente liberados. Esto indica que la mezcla de estos minerales forma enlaces que dificultan el acceso al oro y la plata durante el proceso de lixiviación, lo que podría llevar a pérdidas significativas en la recuperación de estos metales.

5. GGs/Py/Gn/Ef I (0.08% Volumen)

La presencia de gangas, pirita, galena y esfalerita I en esta asociación también reduce la eficiencia de la lixiviación. La pirita y la galena, en particular, son minerales que interfieren con la disolución del oro y plata, por lo que es crucial encontrar maneras de tratar estas mezclas para mejorar la recuperación.

V. MICROSCOPIA ELECTRONICA

Muestra Mineral

MINERALOGIA	Azufre Nativo, Pirita, Sulfato de Na, Sulfuro de Na, Esfalerita, Argentotennantita, Acantita – argentita, Cuarzo, Óxidos de Fe-Ti, Silicato Al y Silicato AlKFe.	
Minerales	Descripción	Tamaño de partícula (µm)
Acantita-Argentita	Con inclusiones de argentotennantita Se asocia calcopirita	10 - 20
Pirita	Se aprecia libre. Ocurre intercrecido con cuarzo Presenta contenidos de oro (Au)	5 - 30
Sulfato de Na	Se encuentra como partículas libres.	5 - 8
Sulfuro de Na	Se aprecia como granos libres.	1 - 3
Óxidos de Fe-Ti (leucoxeno)	Ocurre intercrecida con feldespato potasico Presenta contenido de oro (Au).	30
Cuarzo	Se encuentra libre. Se observa intercrecida con pirita y silicato AlCa	30 - 50
Esfalerita	Ocurre como partícula libre	20
Silicato Al	Se aprecia libre.	15 - 20
Silicato AlKFe	Ocurre libre	5

El orden de predominancia de los minerales analizados fue:

Pirita > Cuarzo > Sulfato de Na > Sulfuro de Na > Trazas (Esfalerita > Acanthita-argentita > Argentotennantita > Calcopirita > Silicato Al > Silicato AlKFe > Óxidos Fe-Ti > Apatito > Azufre).

No se aprecia Oro metálico en la muestra (briqueta). Posiblemente el oro (Au) se aprecia como submicroscópico o como solución sólida en los óxidos de hierro -titanio (Leucoxeno) y en pirita

En la tabla 02 se muestra el promedio en porcentaje, de la composición química elemental de los minerales identificados en la muestra.

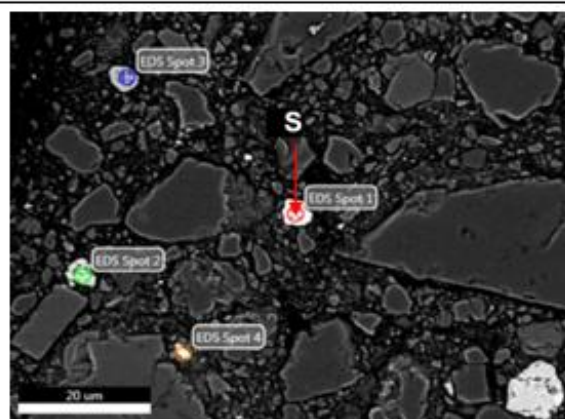
Tabla 02: Composición química (%) de los minerales identificado en la Muestra Mineral

Minerales	Composición Química (%)															TOTAL
	Au	Fe	O	Zn	K	P	Ca	Si	Al	Cu	Na	Ti	S	Ag	As	
Azufre Nativo													100			100
Sulfato de Sodio			16.05								56.62		27.33			100
Pirita		18.24											81.76			100
Óxidos de Hierro y Titanio (leucoxeno)	3.86	56.56	23.09									16.49				100
Feldespatos Potásicos			46.31		6.65			40.41	6.63							100
Pirita		10.02											89.98			100
Pirita		9.08											90.92			100
Pirita		5.23											94.77			100
Cuarzo			72.97					27.03								100
Feldespatos Potásicos			67.15		2.86			19.71	10.28							100
Cuarzo			52.5					47.5								100
Pirita		17.2											82.8			100

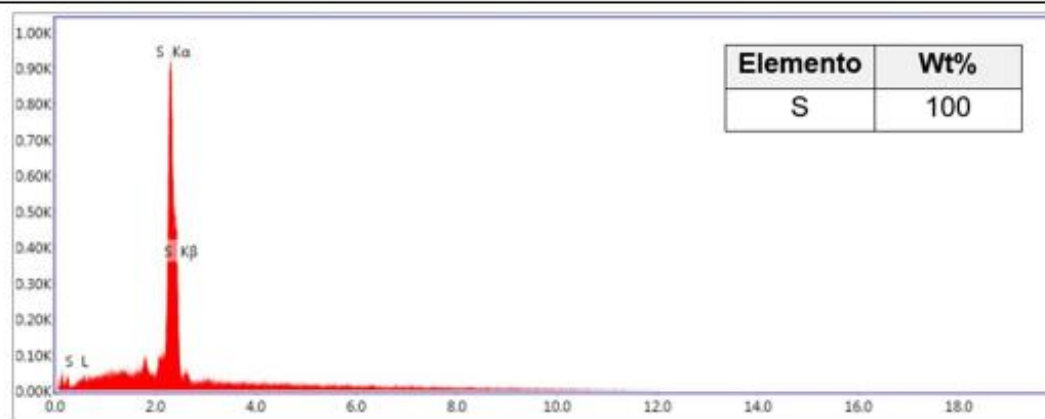
Esfalerita				29.49									70.51			100
Silicato Al			57.11					39.93	2.96							100
Silicato Al			56.77					41.41	1.83							100
Silicato AlCa			70.15				3.79	14.67	11.38							100
Silicato AlCa			70.32				3.77	15.06	10.86							100
Cuarzo			73.14					26.86								100
Pirita	0.07	46.32											53.61			100
Cuarzo			53.61					46.32								100
Pirita	1.36	39.6											59.04			100
Pirita		45											55			100
Silicato AlKFe		4.73	50.72		6.08			30.98	7.49							100
Cuarzo			43.19					56.81								100
Pirita		12.39											87.61			100
Sulfato de sodio			15.25								50.79		33.96			100
	Au	Fe	O	Zn	K	P	Ca	Si	Al	Cu	Na	Ti	S	Ag	As	

Apatito			70.6			15.63	13.77									100
Sulfuro de sodio											54.64		45.36			100
Cuarzo			74.99				25.01									100
Pirita		5.74											94.26			100
Pirita	0.11	4.55											95.34			100
Pirita	0.05	80.62											19.33			100
Sulfato de sodio			19.33								80.62		0.05			100
Óxidos de hierro	2.9	75.93	21.16													100
Calcopirita	3.38	28.73								32.65			35.24			100
Acantita-Argentita													20.4	79.6		100
Argentotennantita		1.91								9.64			18.04	60.92	9.48	100
Acantita-Argentita													17.21	82.79		100
	Au	Fe	O	Zn	K	P	Ca	Si	Al	Cu	Na	Ti	S	Ag	As	

A continuación son presentadas imágenes de la muestra con sus respectivos análisis reales y elementales obtenidos con el microscopio electrónico de barrido.

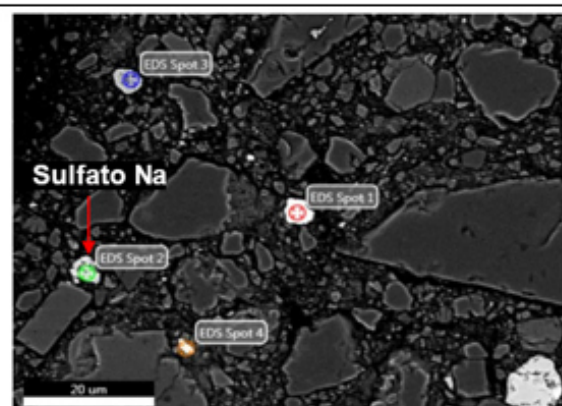


(a)

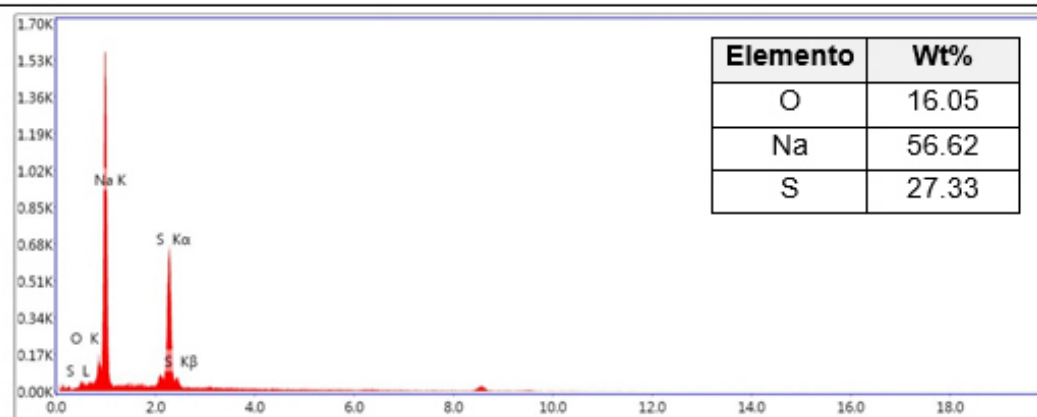


(b)

Figura N° 05: spot 1. a) Región marcada con una partícula de Azufre Nativo (S) de aproximadamente 2μm; b) Espectro la cual muestra el único elemento presente: Azufre.

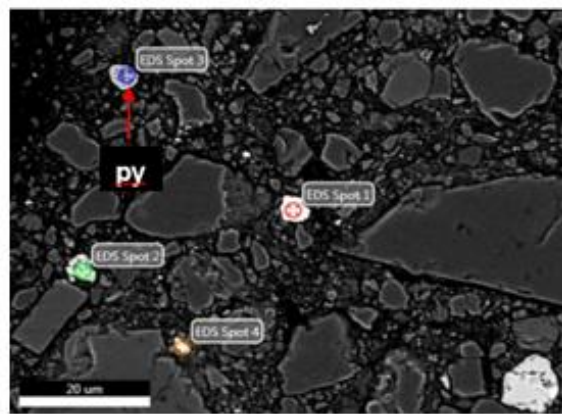


(a)

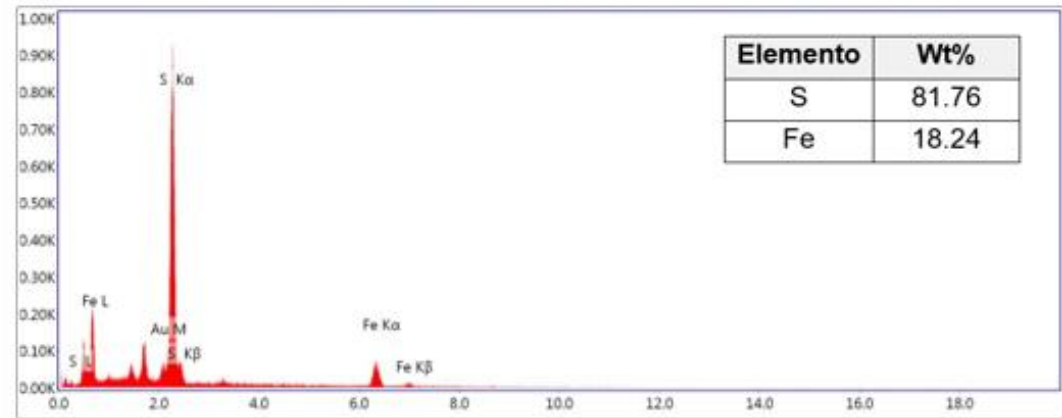


(b)

Figura N° 06: spot 2. a) Región marcada con una partícula libre de **Sulfato de sodio (Na_2SO_4)** de tamaño aproximado de $8\mu\text{m}$; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Sodio y Azufre.

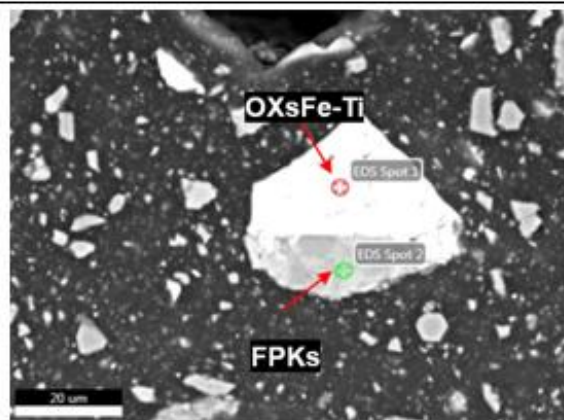


(a)

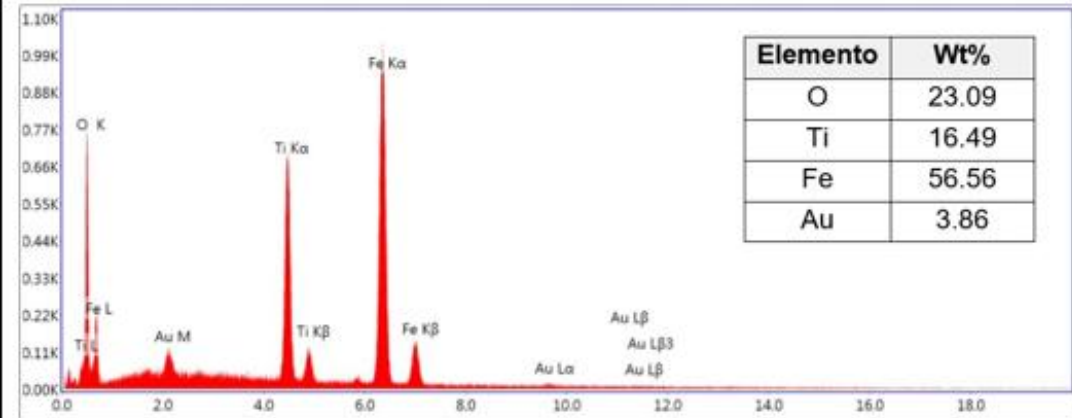


(b)

Figura N° 07: spot 3. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 5μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

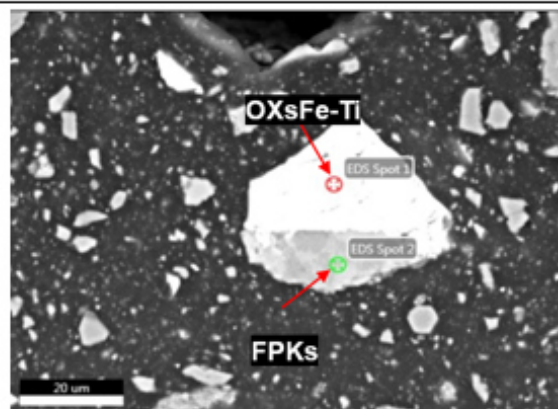


(a)

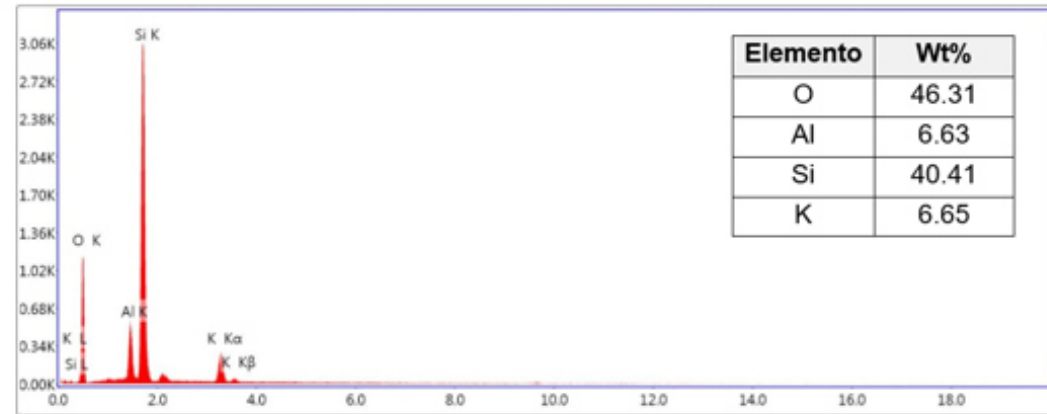


(b)

Figura N° 08: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Óxidos de Fe, Ti (Leucoxeno) (OXsFe-Ti)**, de aproximadamente 30µm, asociada a feldespato potasio (FPKs) y con contenido de oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Titanio, Hierro y Oro.

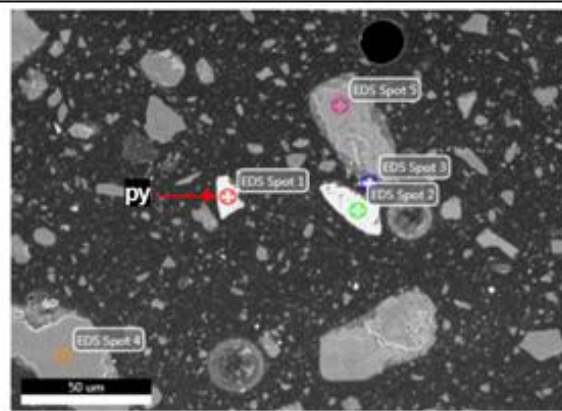


(a)

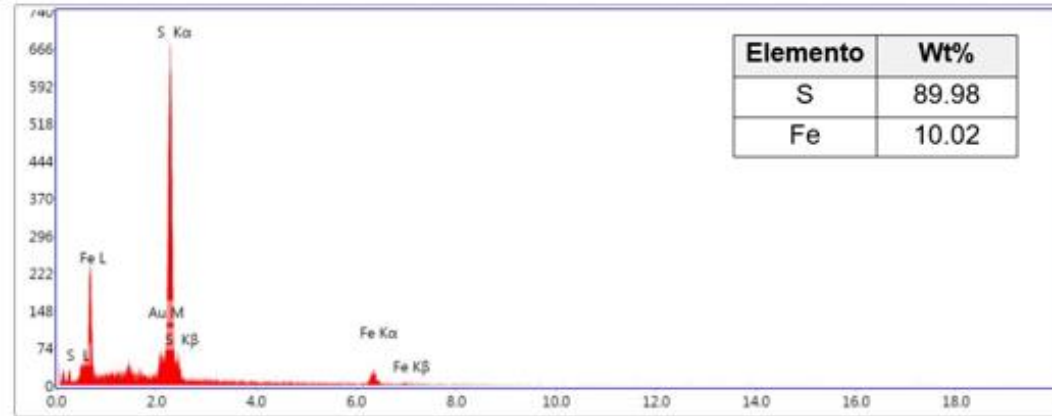


(b)

Figura N° 09: spot 2. a) Región marcada con una partícula de **Feldespatopotasico (FPKs)** de tamaño aproximado de 30μm, acompañada por óxidos de hierro-titanio (OXsFe-Ti); b) Espectro el cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Aluminio, Silicio y Potasio.

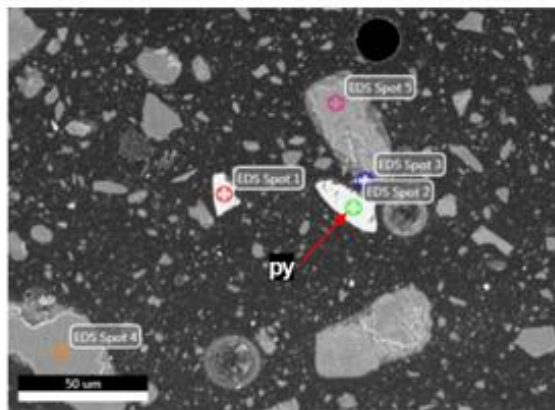


(a)

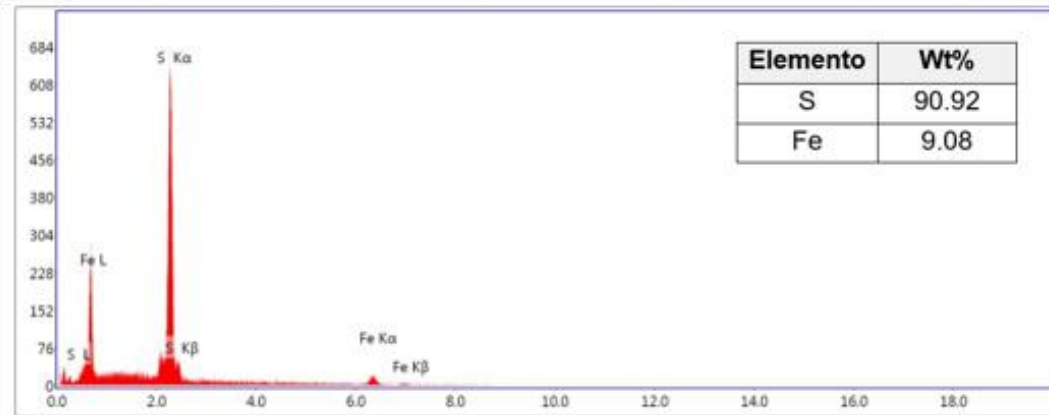


(b)

Figura N° 10: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 10µm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

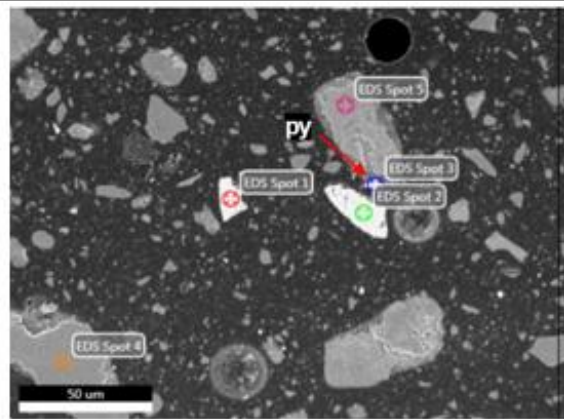


(a)

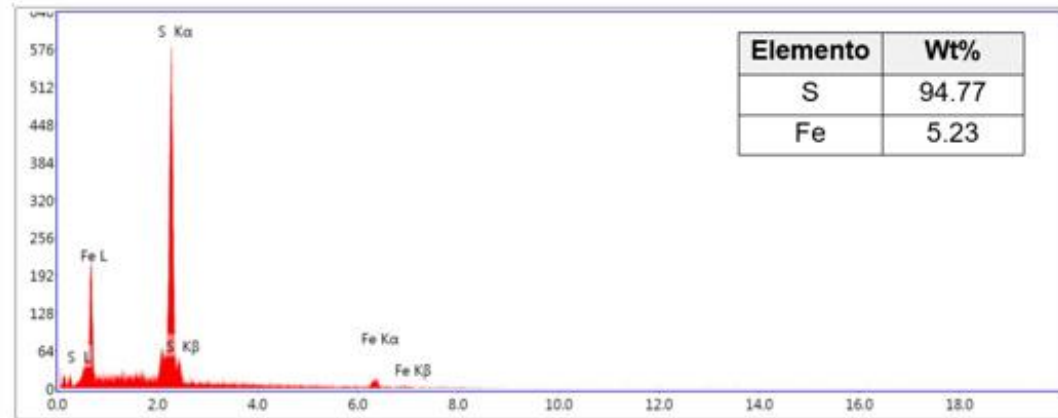


(b)

Figura N° 11: spot 2. a) Región marcada con una partícula libre de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 15μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

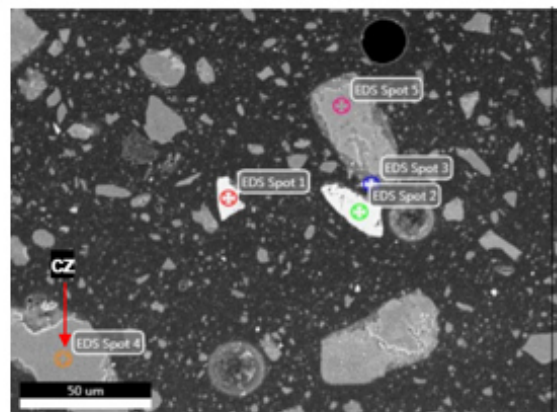


(a)

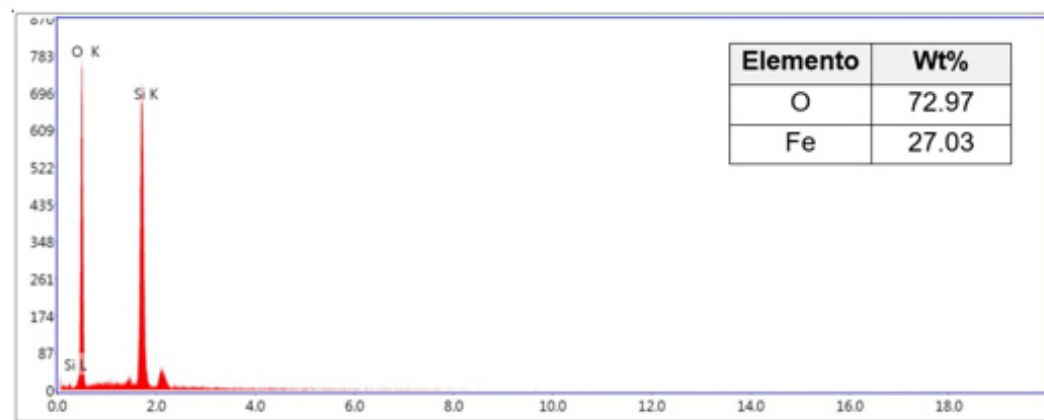


(b)

Figura N° 12: spot 3. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 5μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

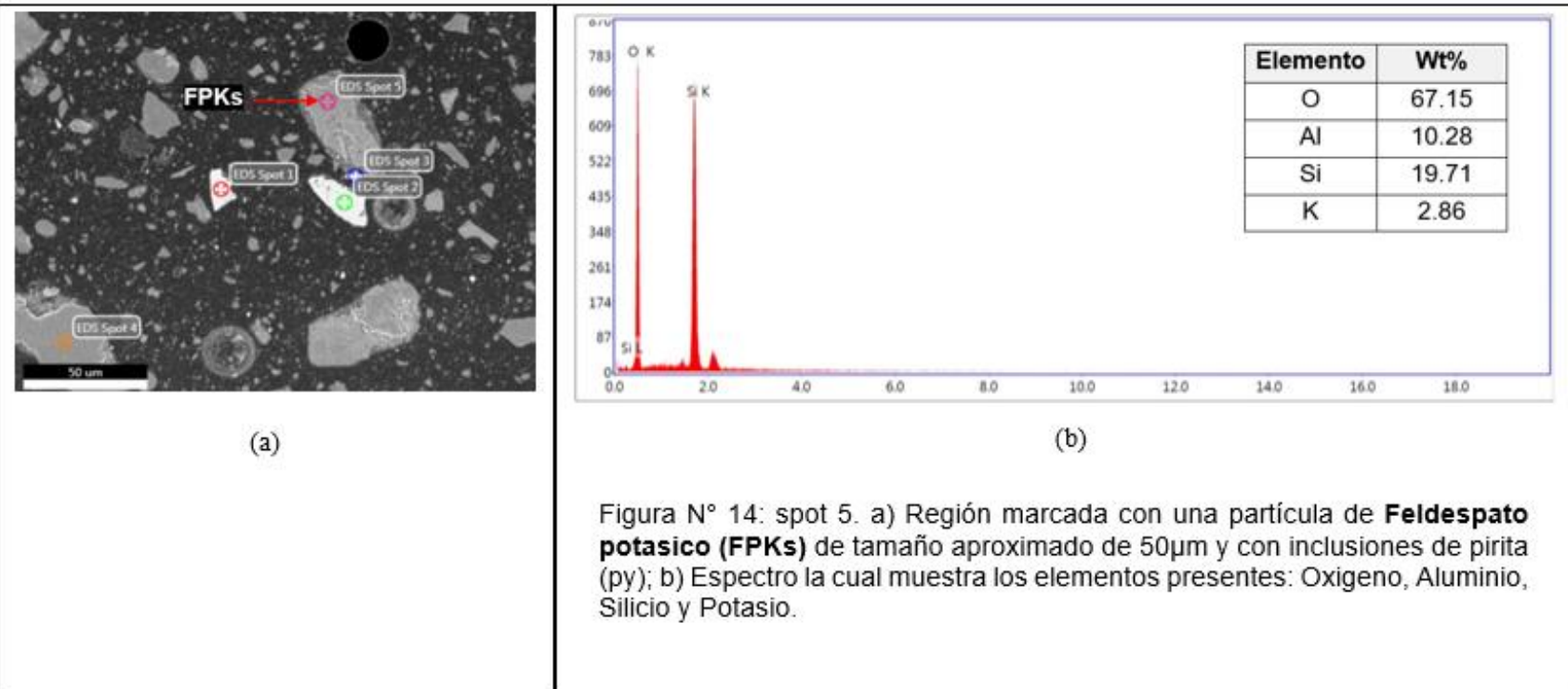


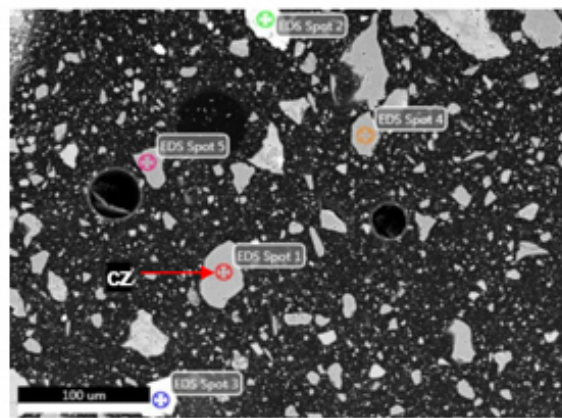
(a)



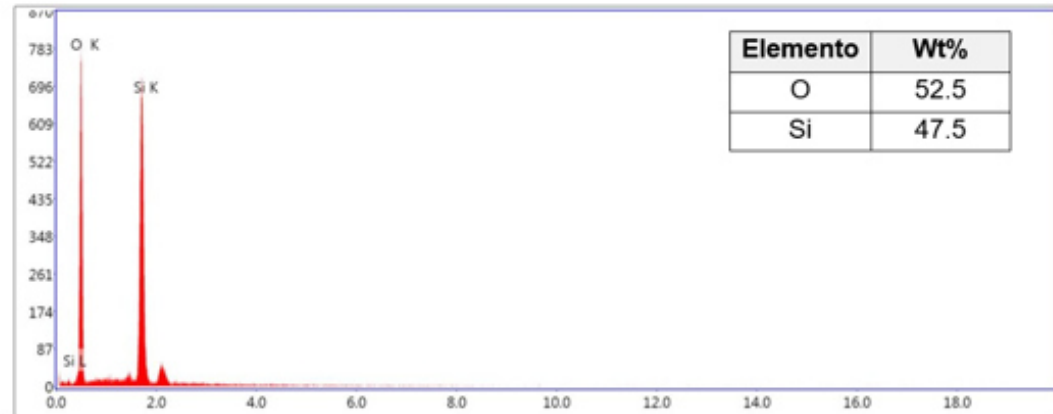
(b)

Figura N° 13: spot 4. a) Región marcada con una partícula de **Cuarzo (cz)** de tamaño aproximado de 50µm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.



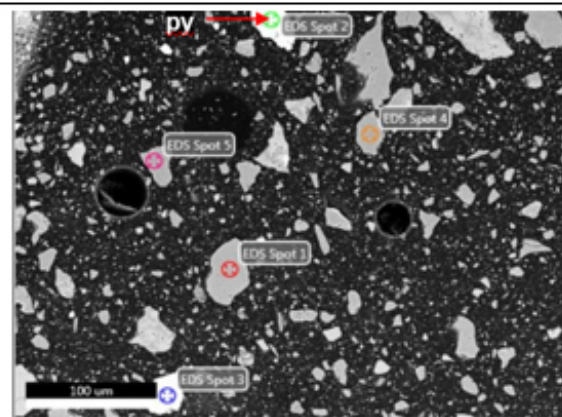


(a)

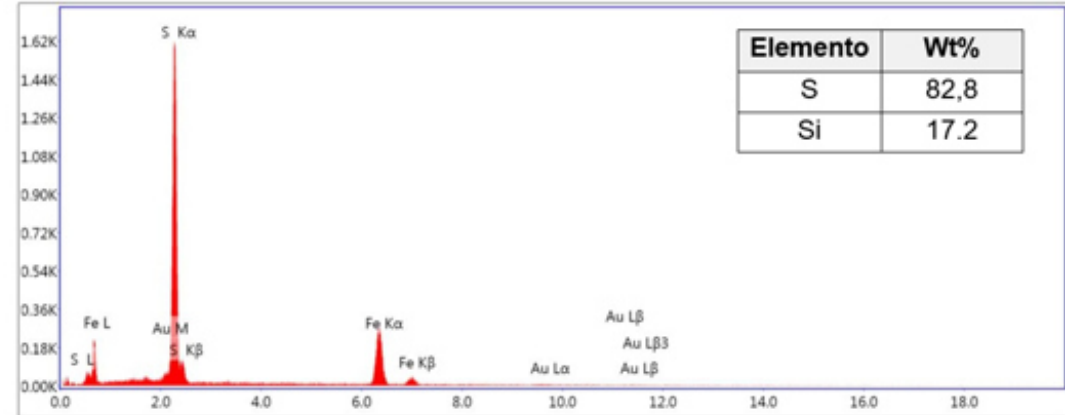


(b)

Figura N° 15: spot 1. a) Región marcada con una partícula libre de **Cuarzo (cz)** de tamaño aproximado de 50μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

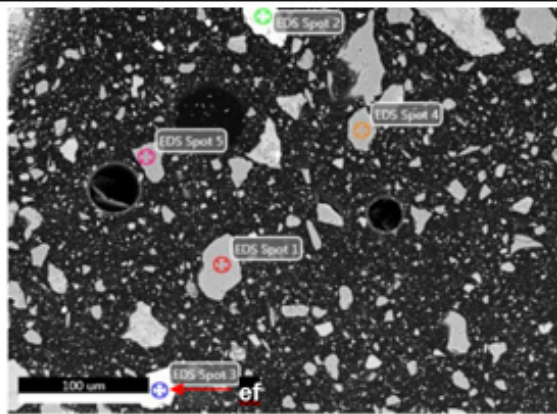


(a)

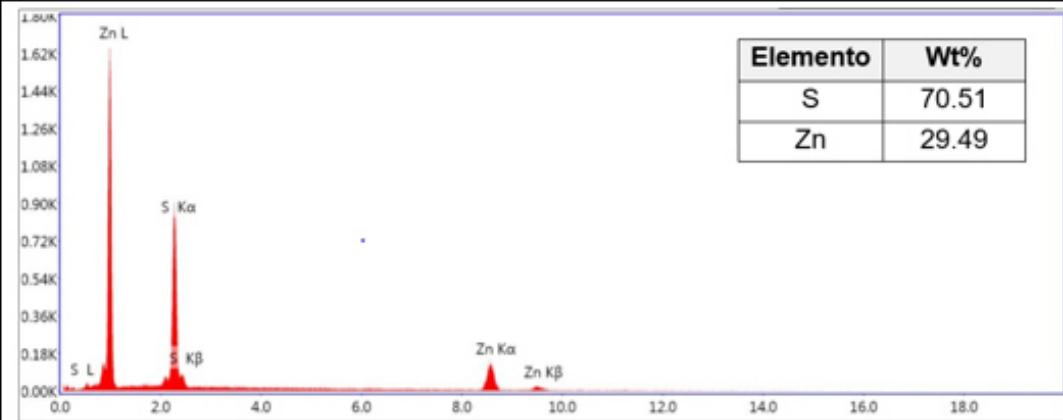


(b)

Figura N° 16: spot 2. a) Región marcada con una partícula libre de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 20µm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

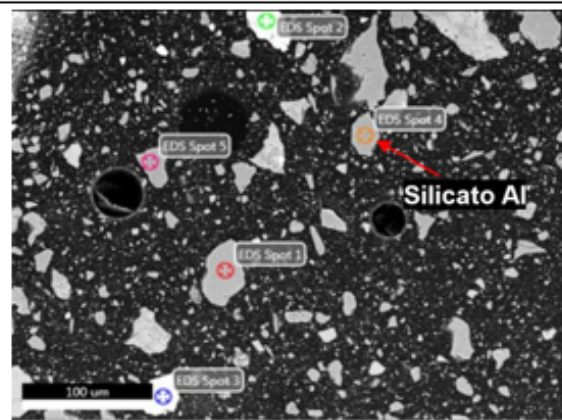


(a)

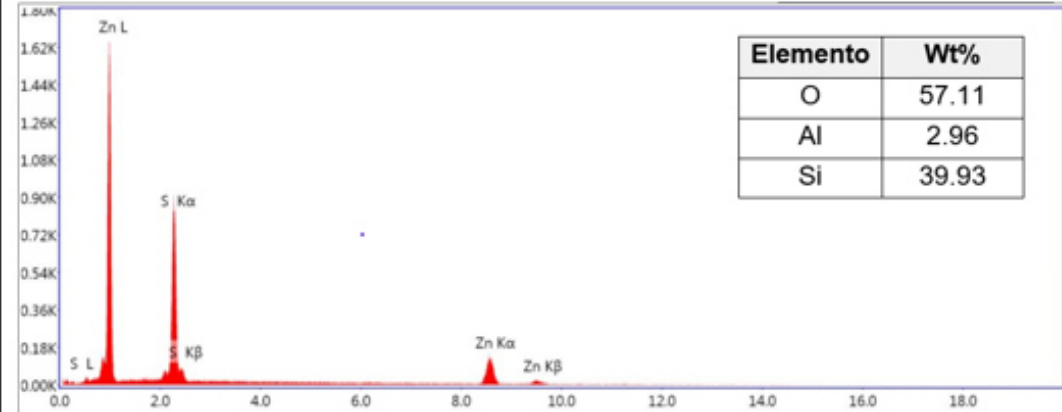


(b)

Figura N° 17: spot 3. a) Región marcada con una partícula libre de **Esfalerita (ef)** de tamaño aproximado de 20μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Zinc.

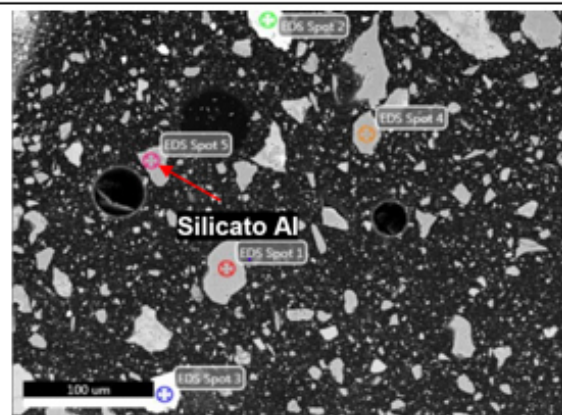


(a)

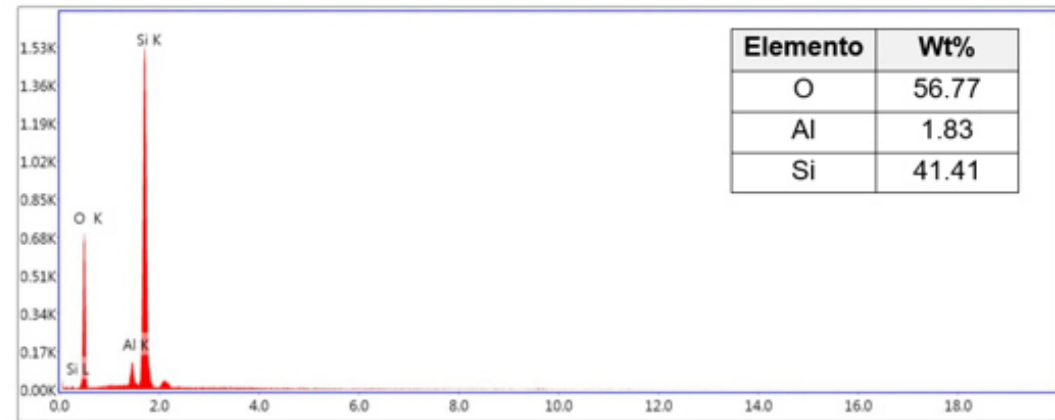


(b)

Figura N° 18: spot 4. a) Región marcada con una partícula libre de **Silicato de Aluminio (Silicato Al)** de tamaño aproximado de 20µm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Aluminio y Silicio.

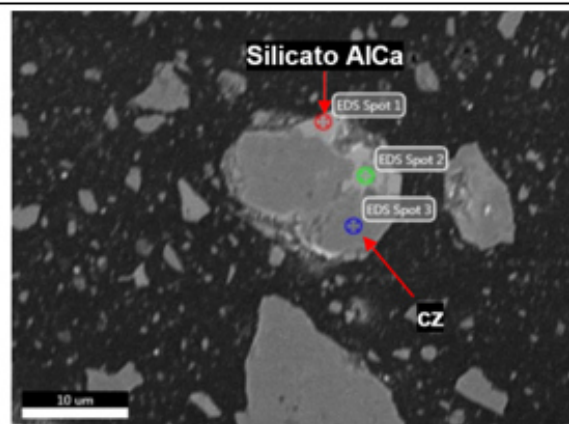


(a)

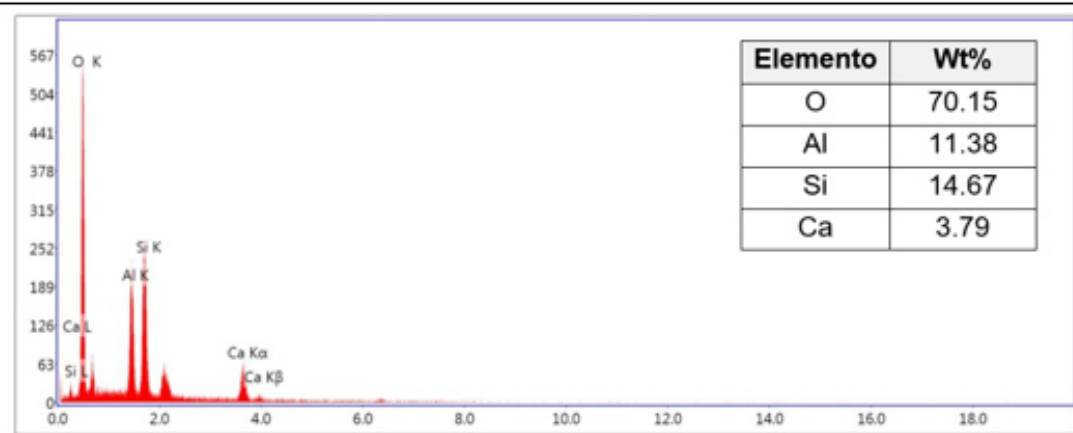


(b)

Figura N° 19: spot 5. a) Región marcada con una partícula libre de **Silicato de Aluminio (Silicato Al)** de tamaño aproximado de 15µm; b) Espectro el cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Aluminio y Silicio.

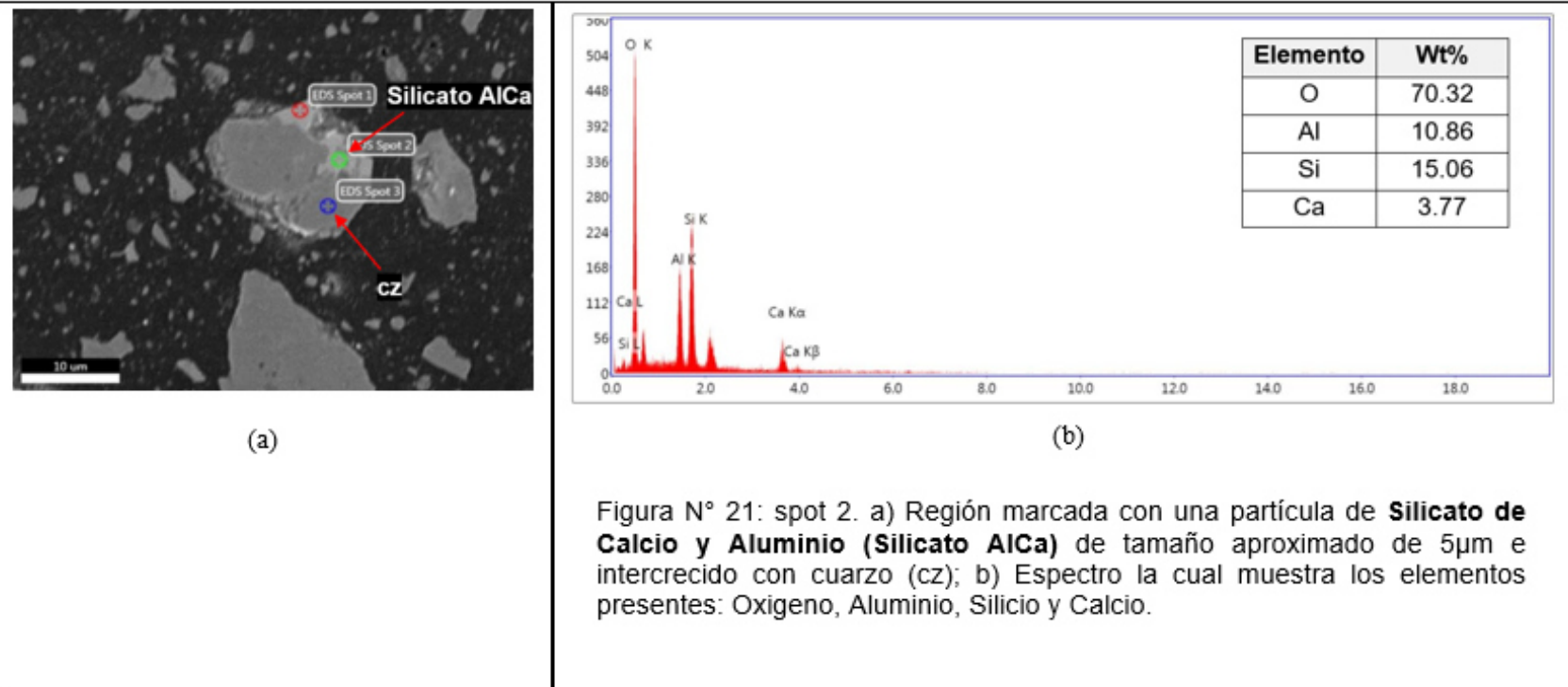


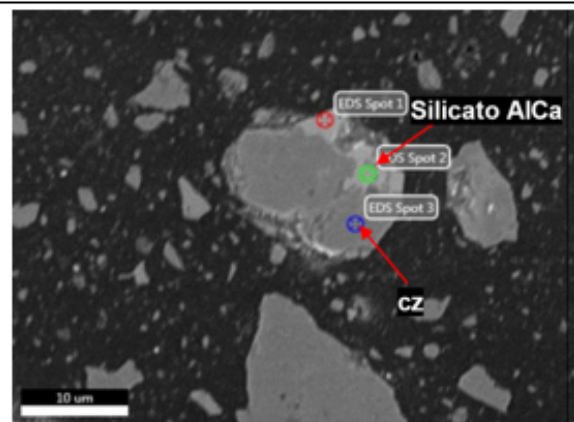
(a)



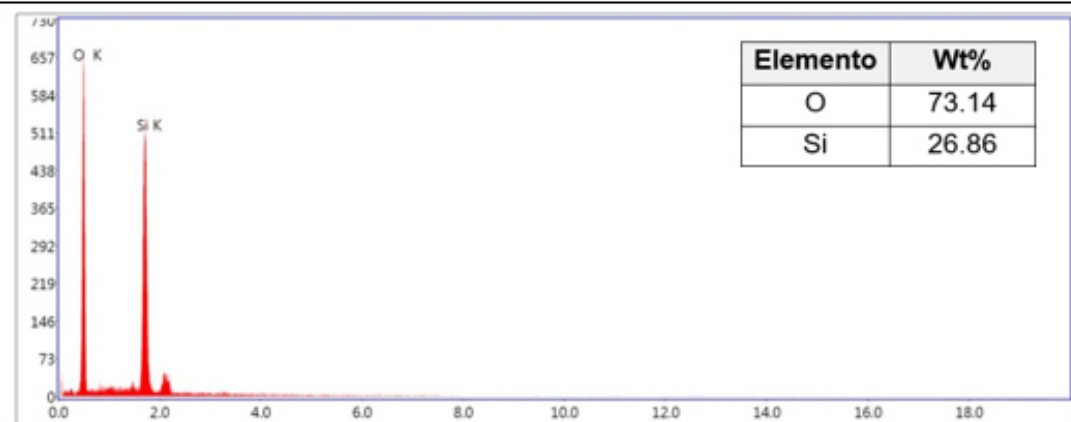
(b)

Figura N° 20: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Silicato de Calcio y Aluminio (Silicato AlCa)** de tamaño aproximado de 4μm e intercrecido con cuarzo (CZ); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Aluminio, Silicio y Calcio.



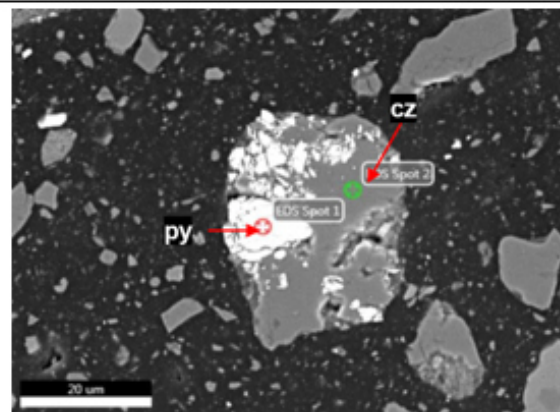


(a)

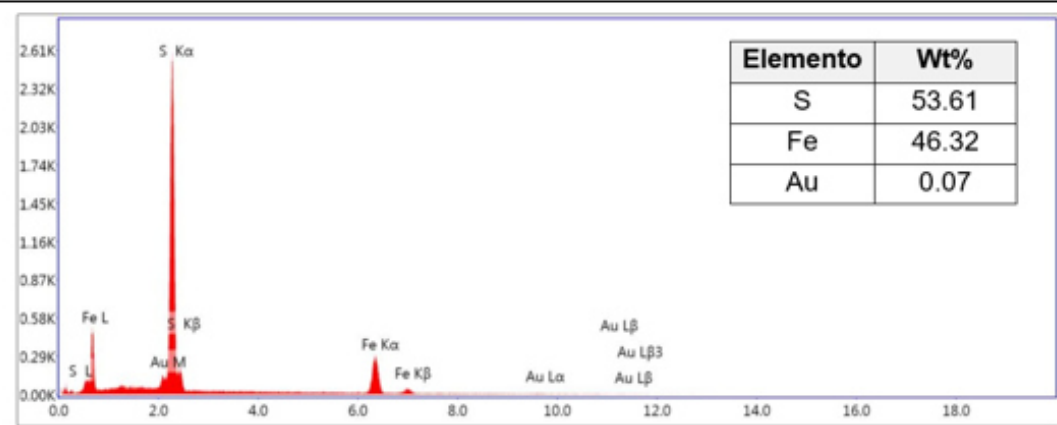


(b)

Figura N° 22: spot 3. a) Región marcada con una partícula de **Cuarzo (cz)** de tamaño aproximado de 15µm e intercrecido con Silicato de Calcio y Aluminio (Silicato AlCa); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

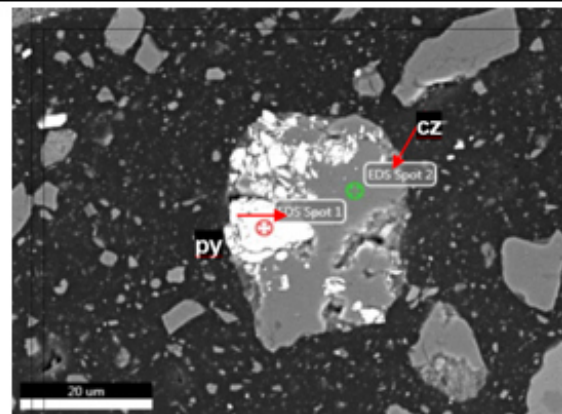


(a)

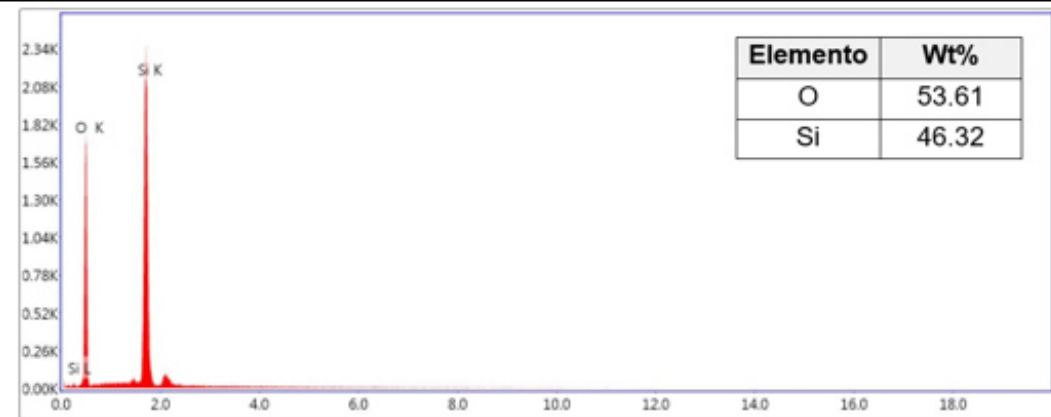


(b)

Figura N° 23: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de aproximadamente 15μm, intercrecido con cuarzo (cz) y con contenido de oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Oro.

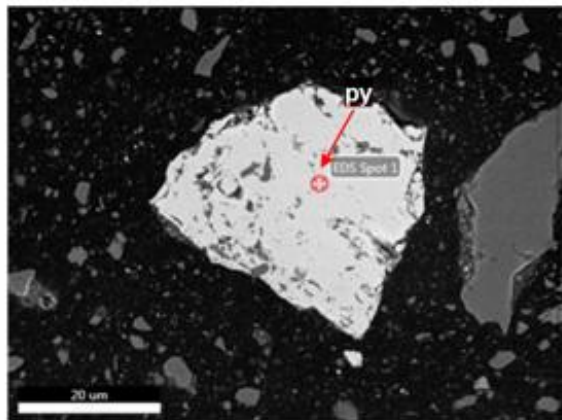


(a)

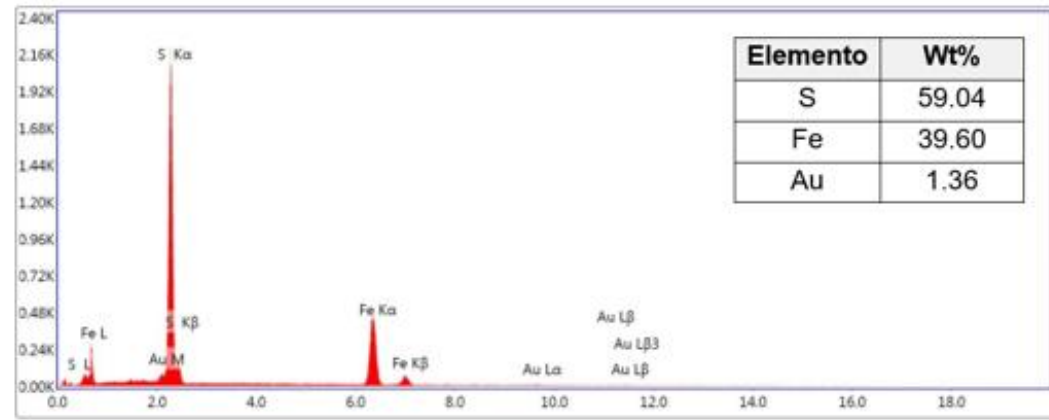


(b)

Figura N° 24: spot 2. a) Región marcada con una partícula de **Cuarzo (cz)** de aproximadamente 60µm, intercrecido con pirita (py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

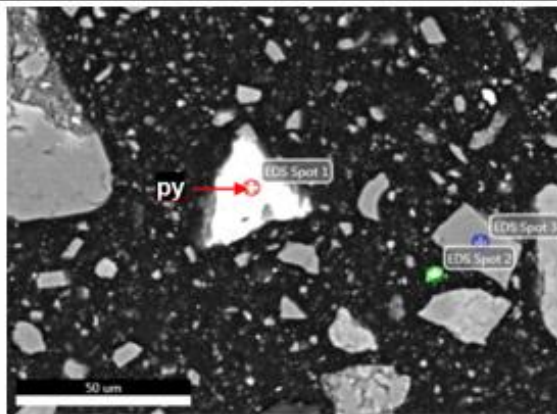


(a)

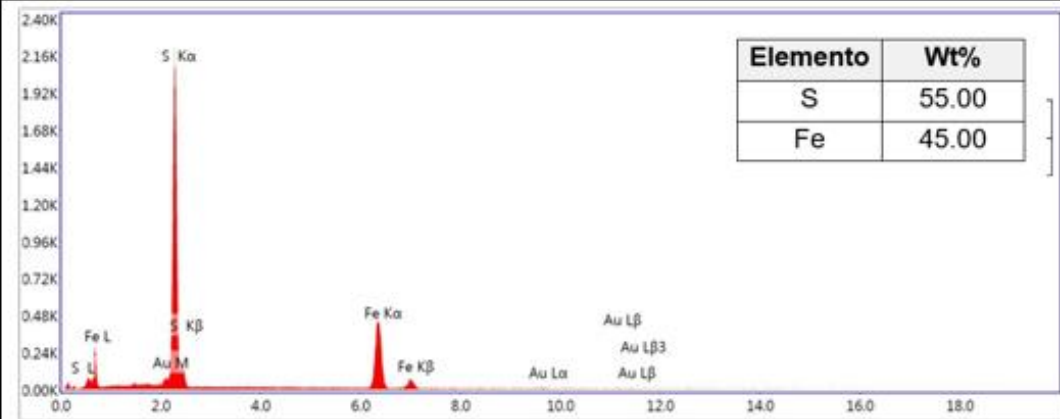


(b)

Figura N° 25: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de aproximadamente 40μm, intercrecido con cuarzo (cz) y con contenido de oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Oro.

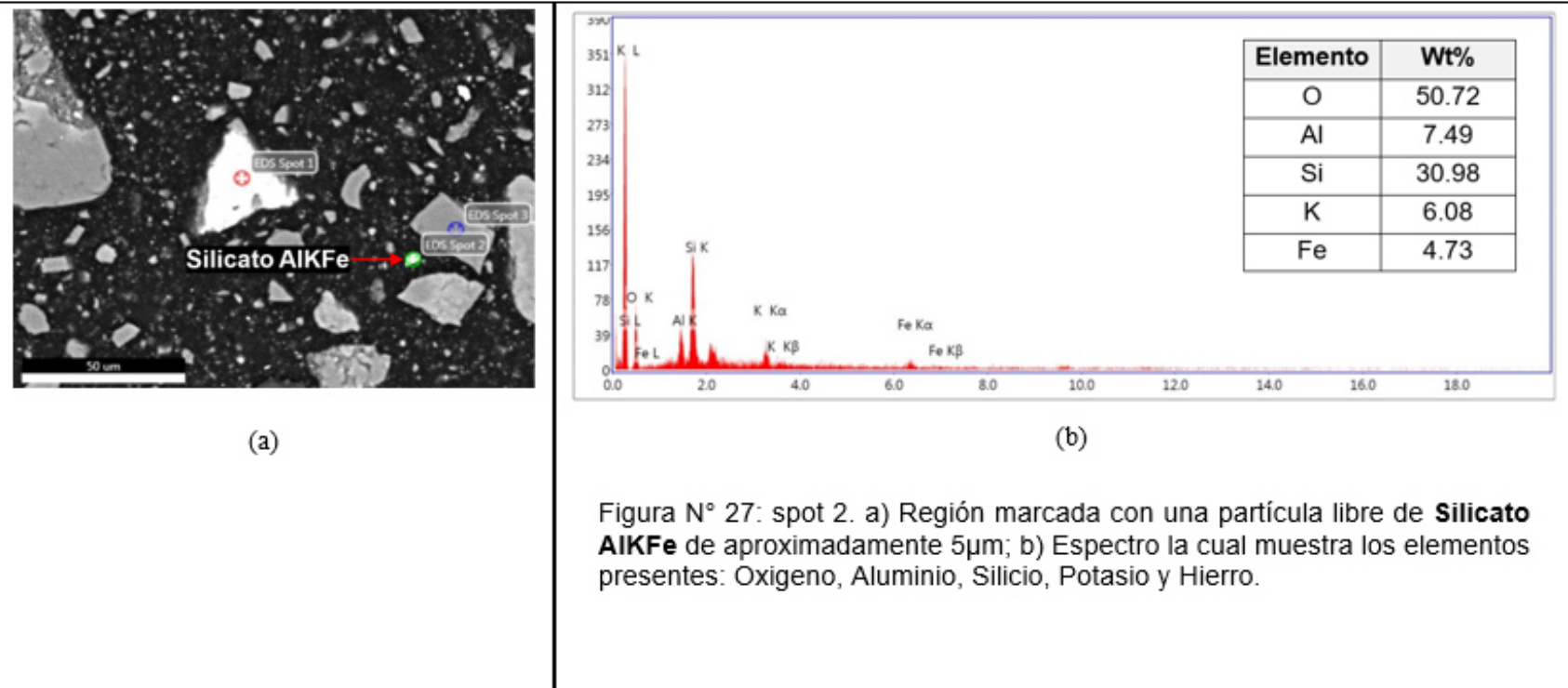


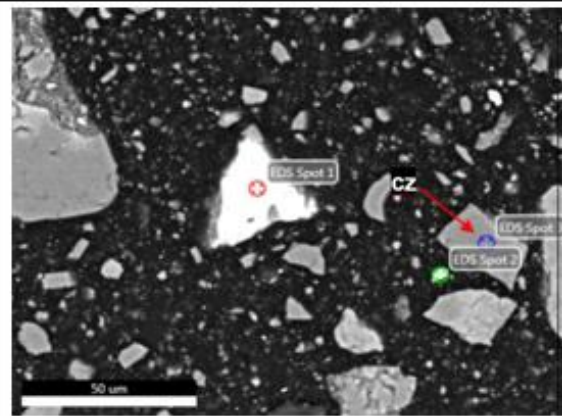
(a)



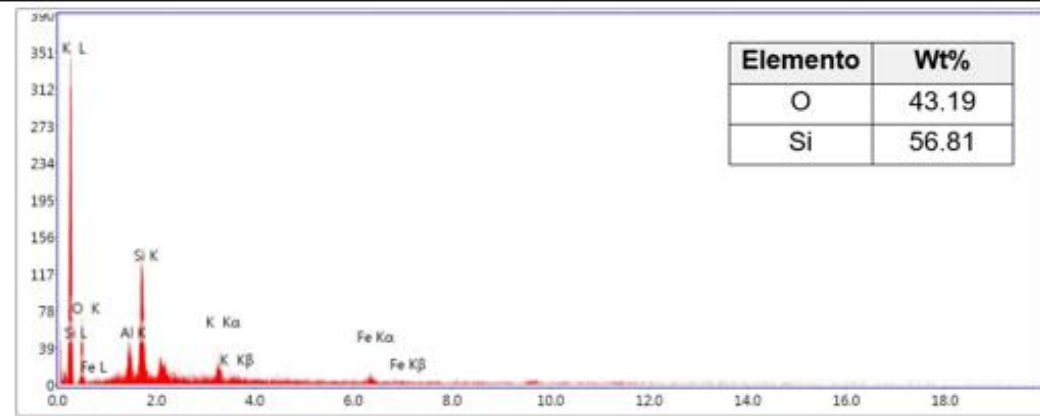
(b)

Figura N° 26: spot 1. a) Región marcada con una partícula libre de **Pirita (py)** de aproximadamente 25μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.



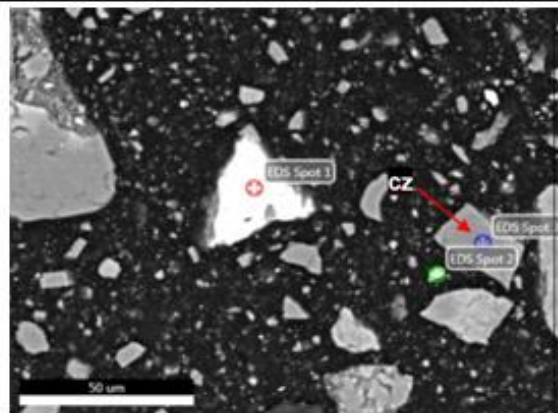


(a)

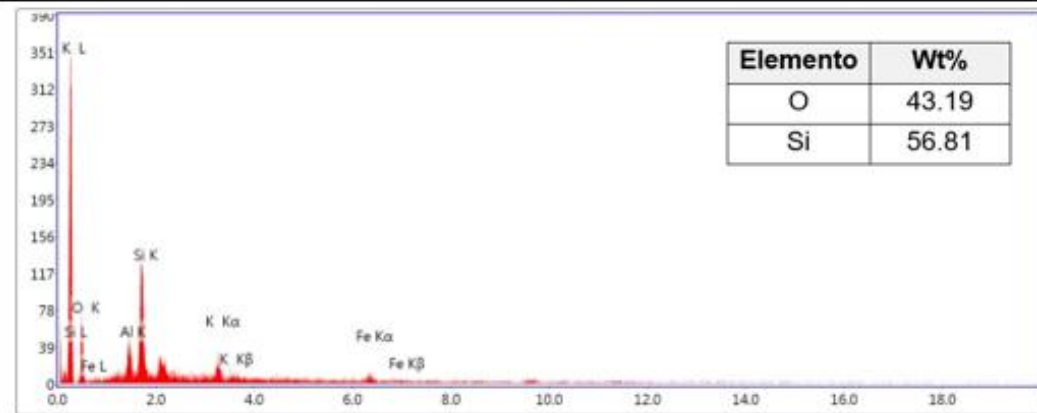


(b)

Figura N° 28: spot 3. a) Región marcada con una partícula libre de **Cuarzo (CZ)** de aproximadamente 30μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

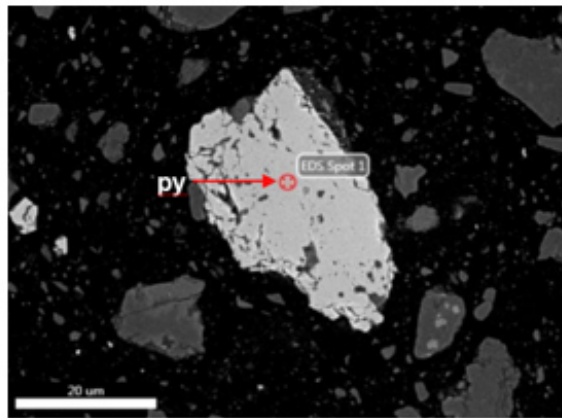


(a)

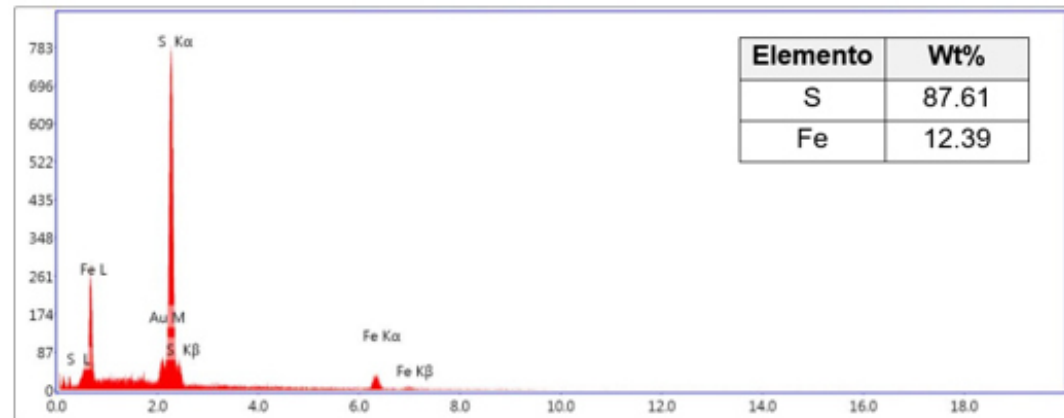


(b)

Figura N° 28: spot 3. a) Región marcada con una partícula libre de **Cuarzo (CZ)** de aproximadamente 30μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

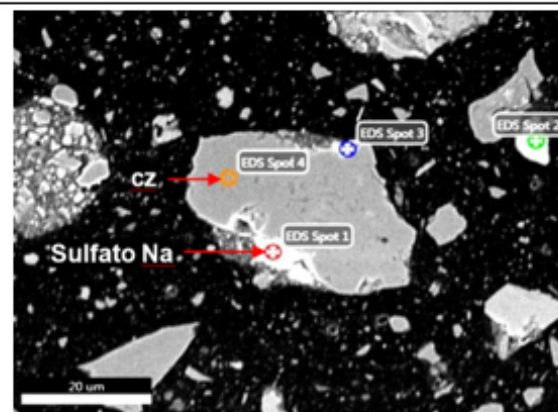


(a)

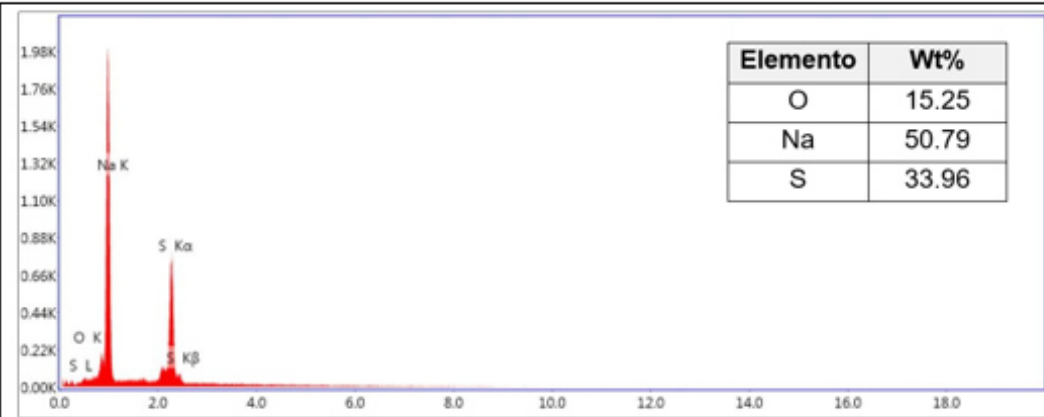


(b)

Figura N° 29: spot 1. a) Región marcada con una partícula libre de **Pirita (py)** de aproximadamente 30μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

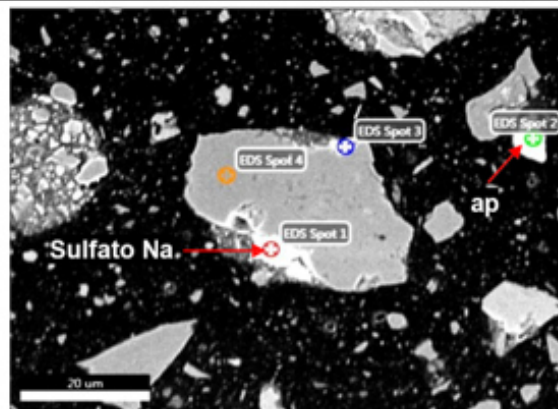


(a)

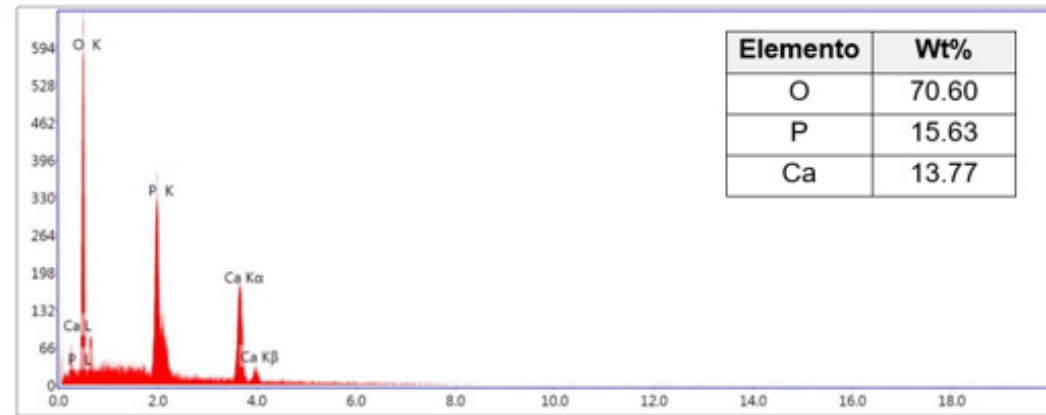


(b)

Figura N° 30: spot 1. a) Región marcada con una partícula libre de **Sulfato de sodio (Na_2SO_4)** de tamaño aproximado de $8\mu\text{m}$ y asociado a cuarzo (cz); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Sodio y Azufre.

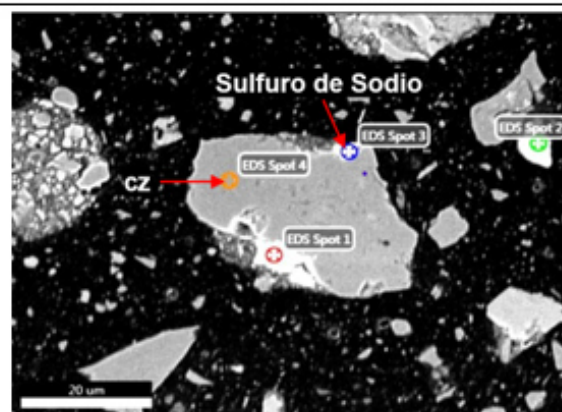


(a)

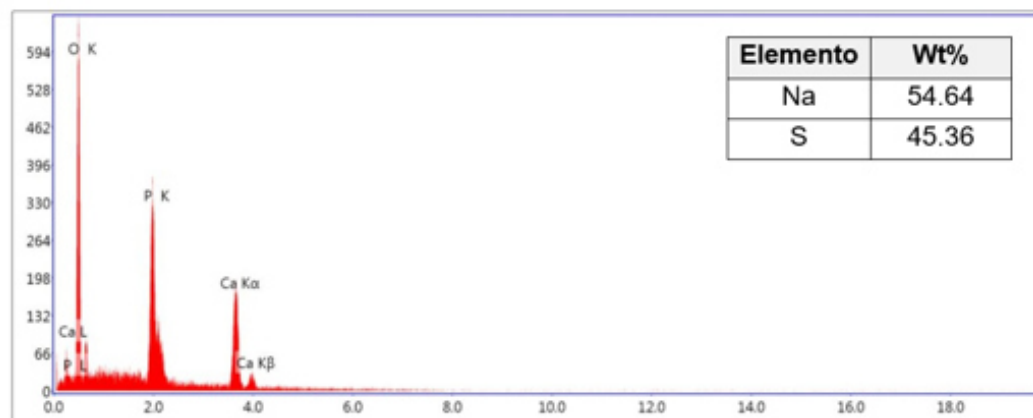


(b)

Figura N° 31: spot 2. a) Región marcada con una partícula libre de **Apatito (ap)** de tamaño aproximado de 5μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Fósforo y Calcio.

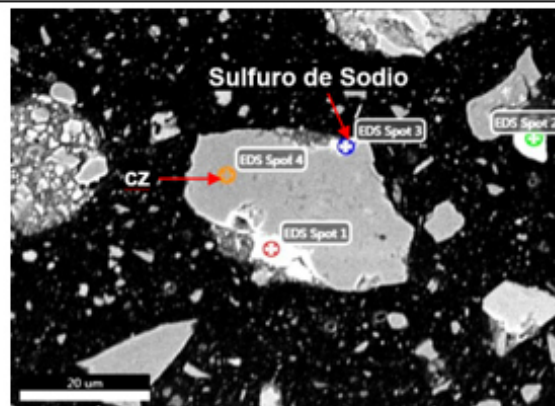


(a)

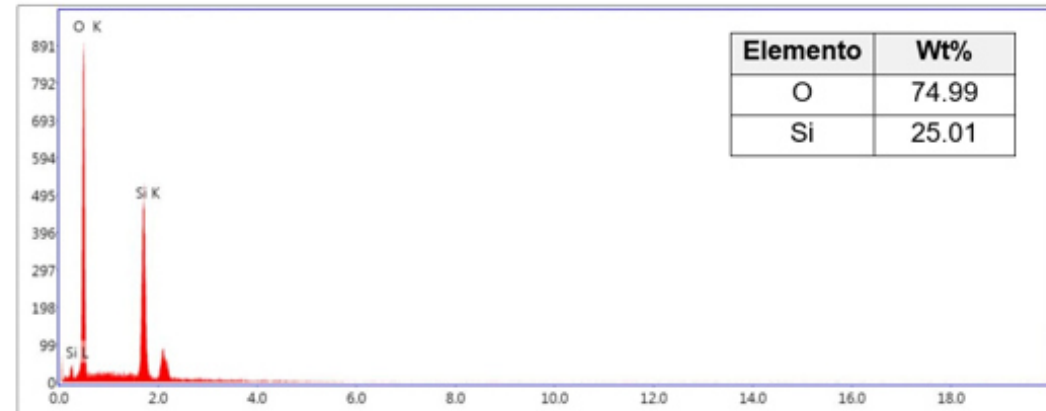


(b)

Figura N° 32: spot 3. a) Región marcada con una partícula de **Sulfuro de Sodio (Na_2S)** de tamaño aproximado de $8\mu\text{m}$ asociada a cuarzo (cz); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Sodio y Azufre.

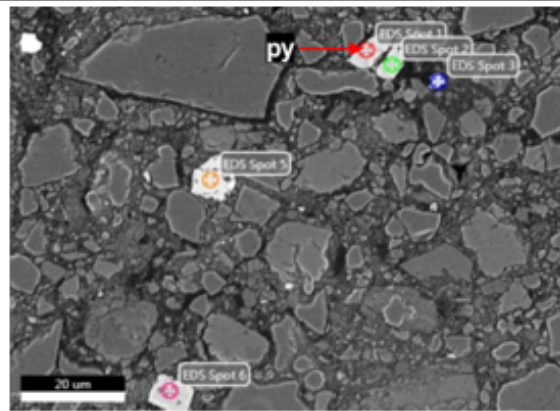


(a)

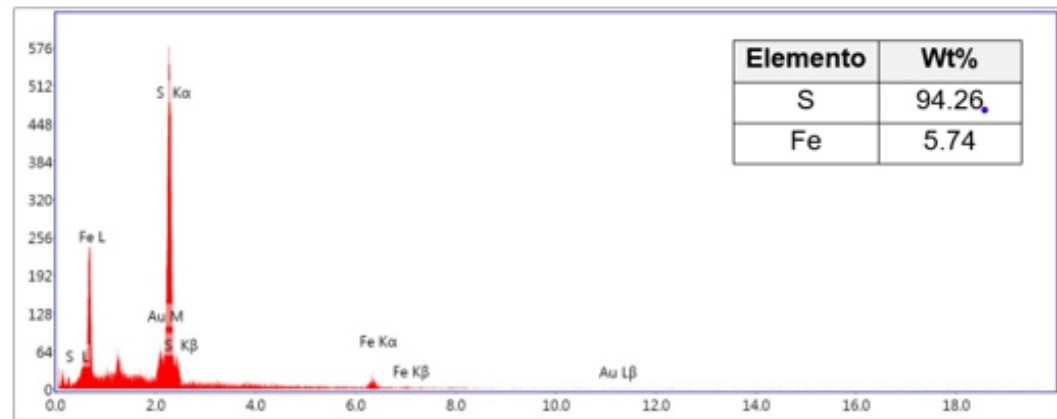


(b)

Figura N° 33: spot 4. a) Región marcada con una partícula de **Cuarzo (cz)** de tamaño aproximado de 40µm asociada a sulfuros y sulfatos de sodio; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno y Silicio.

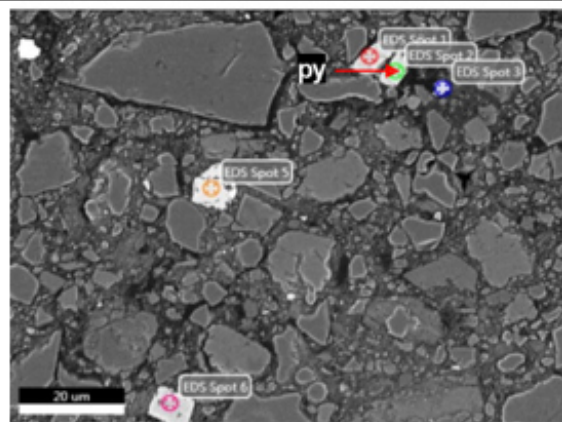


(a)

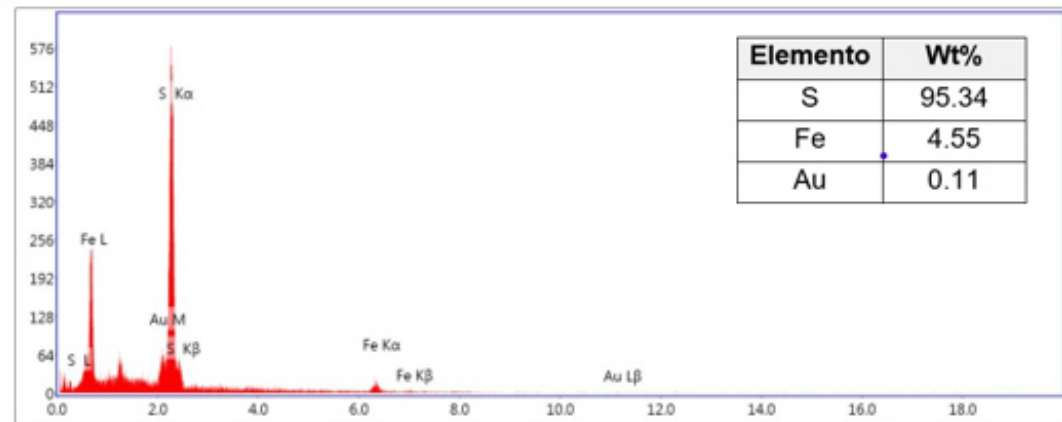


(b)

Figura N° 34: spot 1. a) Región marcada con una partícula libre de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 10μm; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Hierro.

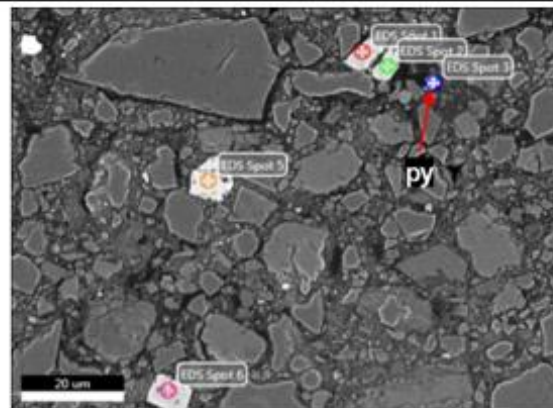


(a)

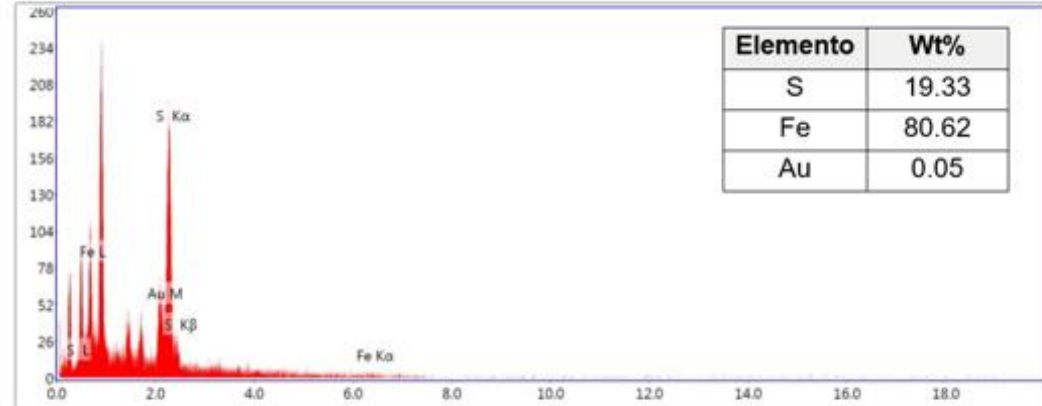


(b)

Figura N° 35: spot 2. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 10μm con contenido de oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Oro.

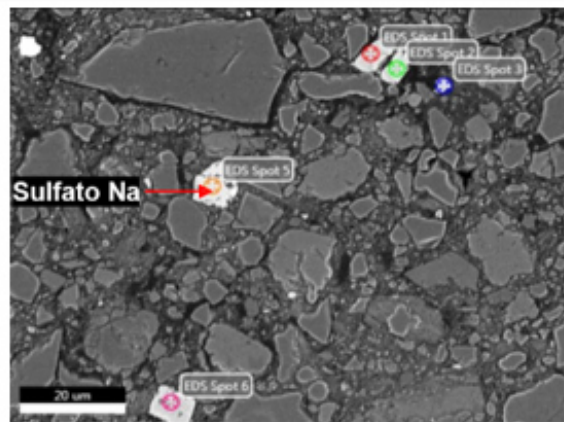


(a)

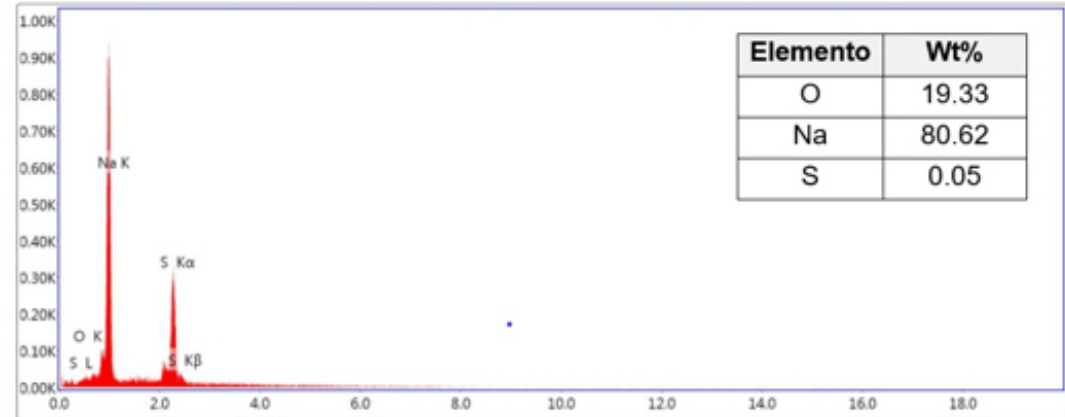


(b)

Figura N° 36: spot 3. a) Región marcada con una partícula de **Pirita (py)** de tamaño aproximado de 10μm con contenido de oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Oro.

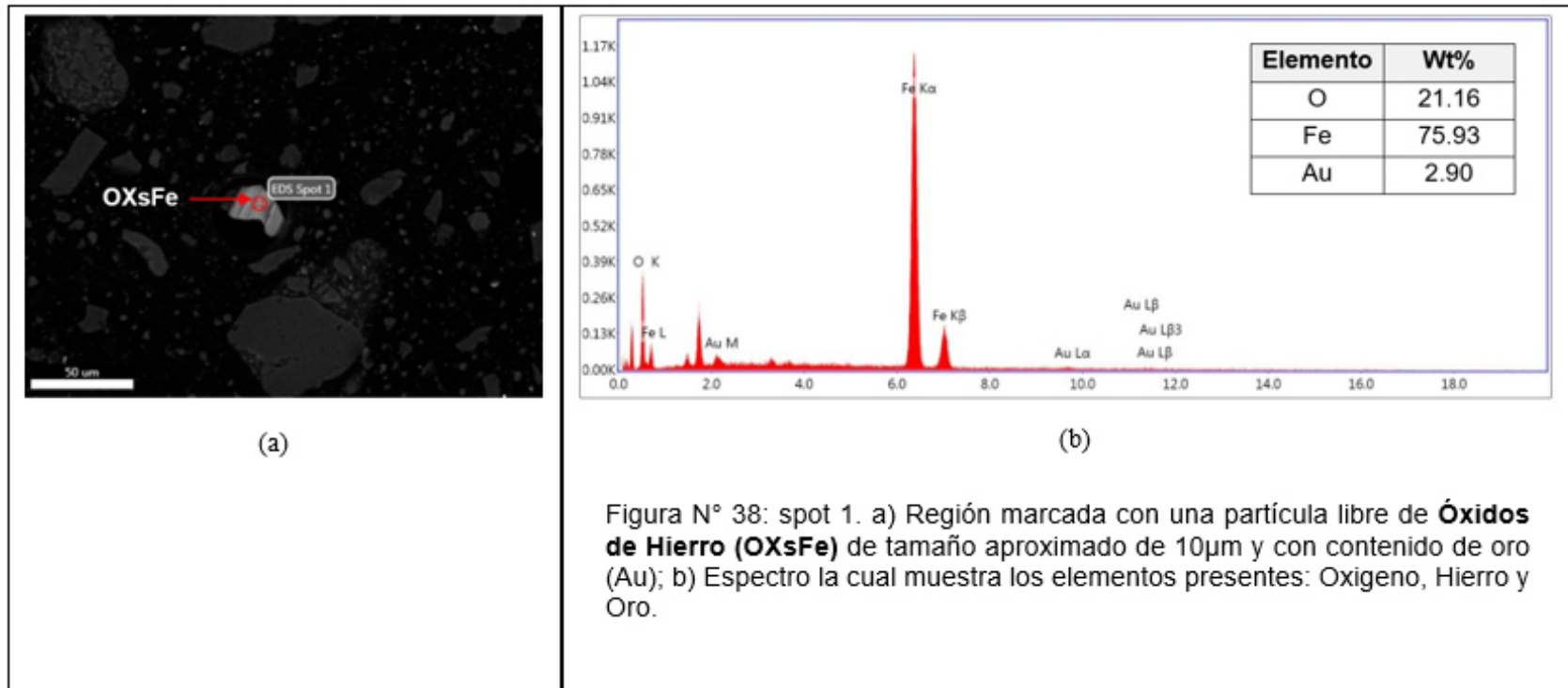


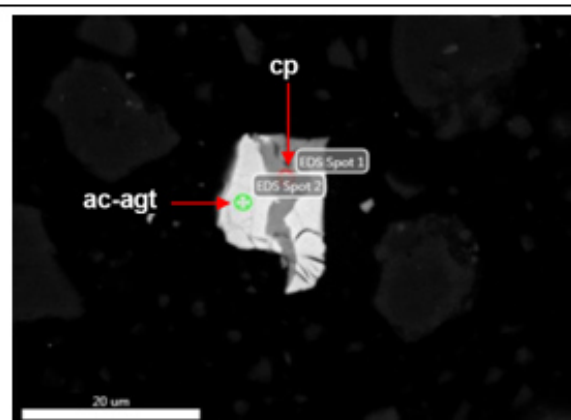
(a)



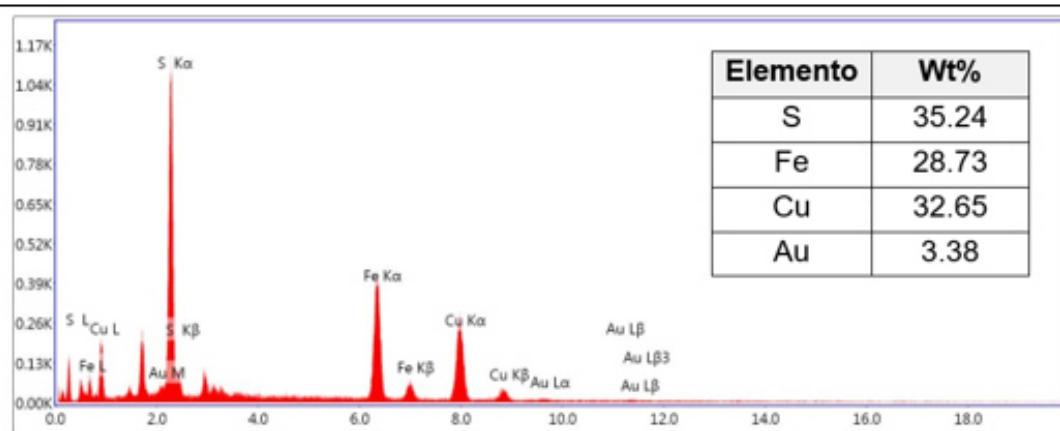
(b)

Figura N° 37: spot 5. a) Región marcada con una partícula libre de **Sulfato de sodio (Na_2SO_4)** de tamaño aproximado de $10\mu\text{m}$; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oxígeno, Sodio y Azufre.



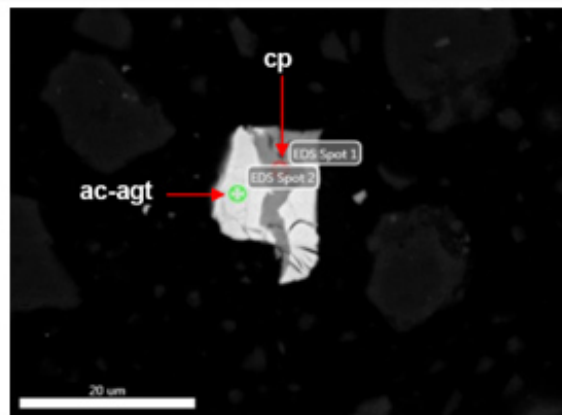


(a)

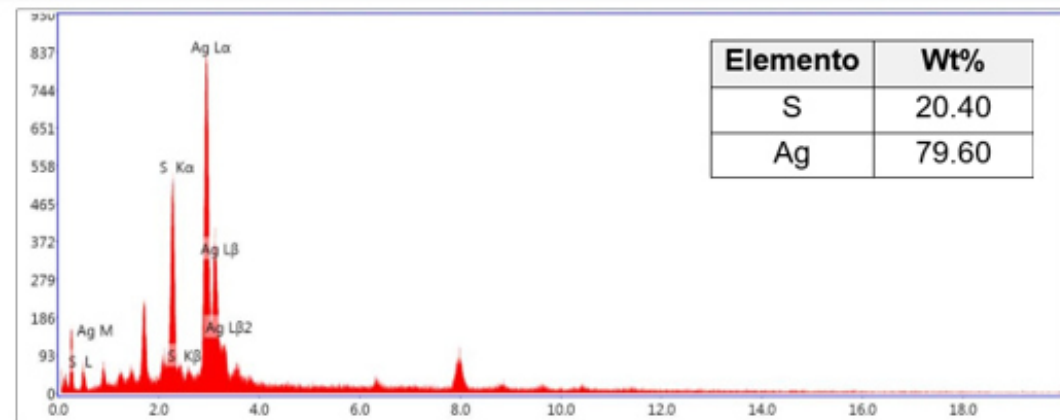


(b)

Figura N° 39: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Calcopirita (cp)** de tamaño aproximado de 20μm, con contenido de oro (Au) e intercrecida con acantita-argentita (ac- agt); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre y Oro.

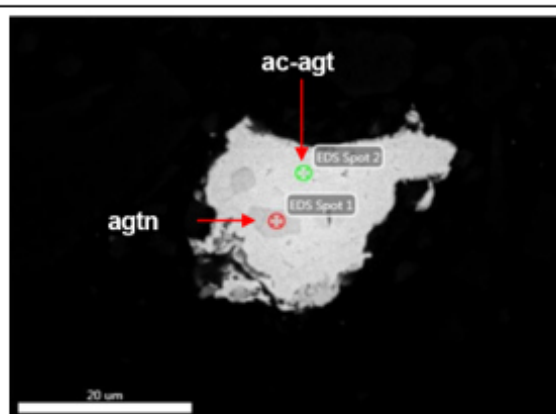


(a)

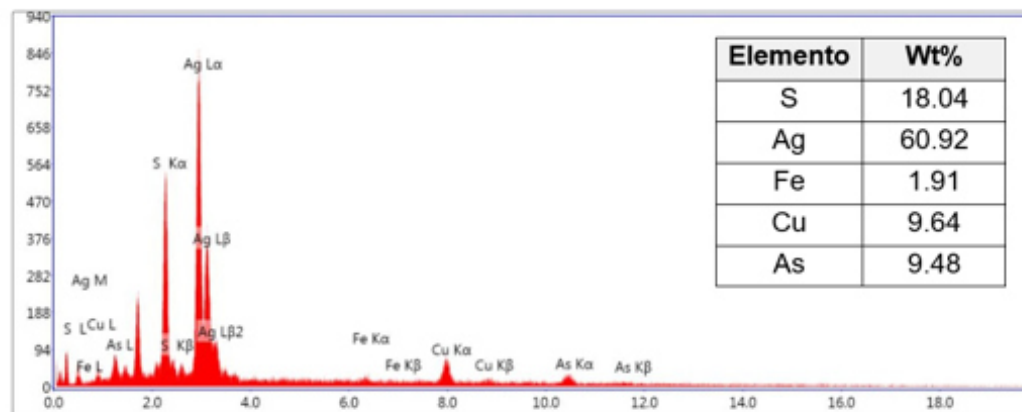


(b)

Figura N° 40: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Acantita-Argentita (ac-agt)** de tamaño aproximado de 10μm e intercrecida con calcopirita (cp); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre y Oro.

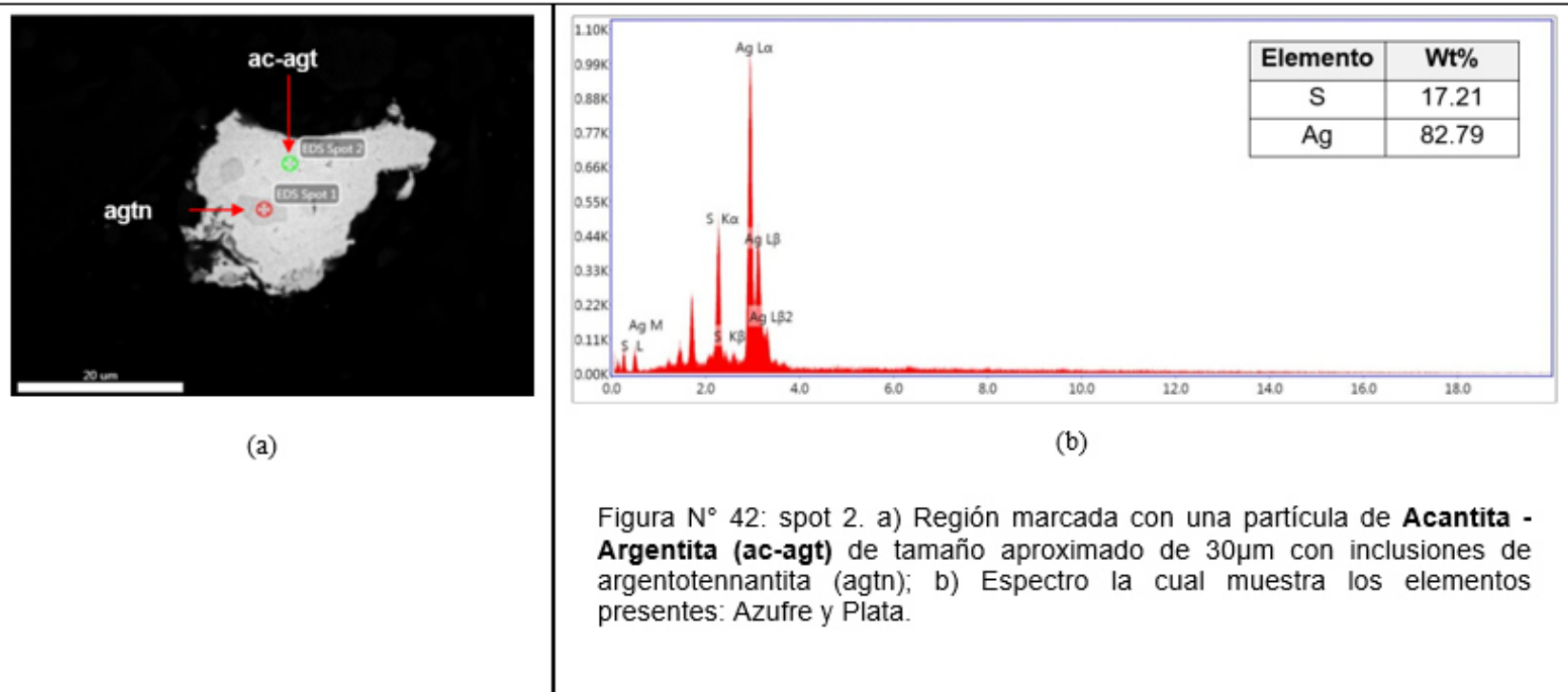


(a)



(b)

Figura N° 41: spot 1. a) Región marcada con una partícula de **Argentotennantita (agtn)** de tamaño aproximado de 10μm e incluida en acantita - argentita (ac-agt); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Plata, Hierro, Cobre y Arsénico.



Jr. San Juan Bautista 362
Urb. Palao - San Martín de Porres
Lima – Perú
Telef: (00511) 534-3641 Cel.: 999188137
E-mail: geoexinpesac@yahoo.com
RUC: 20523905326

**ANALISIS MINERALÚRGICO DE UNA (01)
MUESTRA DE PRODUCTO METALÚRGICO MST-2
SOBRE UNA SECCION PULIDA Y SOBRE UNA
SECCION DELGADA**

Para: **ING. JUAN CARLOS CAMPOS C.**

Realizado por: Ing. Pedro Miguel Gagliuffi Espinoza

Lima, 15 de Junio del 2021.

ANALISIS MINERALÚRGICO DE UNA (01) MUESTRA DE PRODUCTO METALÚRGICO MST-2 SOBRE UNA SECCION PULIDA Y SOBRE UNA SECCION DELGADA

El análisis mineralúrgico de la muestra del producto metalúrgico realizado sobre dos secciones, una sección pulida y la otra sección delgada; sobre las cuales se dan a continuación los resultados:

MUESTRA N°: MST-2

CARACTERIZACION MINERALOGICA

SECCION DELGADA

En la sección delgada se han observado los minerales transparentes que a continuación se dan en forma porcentual:

MINERALES	FORMULAS	PORCENTAJES
Opacos (Metálicos)		28.63
Feldespato (Plagioclasa)	$(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_3\text{O}_8$	24.81
Calcita	CaCO_3	17.18
Cuarzo	SiO_2	16.22
Sericita (Moscovita)	$\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH,F})_2$	13.16
TOTAL		100,00

SECCION PULIDA

Los minerales opacos que se han determinado en esta muestra son los siguientes:

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Oro	Au	Au
Electrum	(Au,Ag)	el
Calcopirita	CuFeS_2	cp
Calcocita	Cu_2S	cc
Covelita	CuS	cv
Tetraedrita	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	td
Esfalerita	$(\text{Zn,Fe})\text{S}$	ef
Galena	PbS	gn
Pirita	FeS_2	py
Arsenopirita	FeAsS	apy
Pirrotita	Fe_{1-x}S	po
Marcasita	FeS_2	mc
Hematita	Fe_2O_3	hm
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

DISTRIBUCION VOLUMETRICA PORCENTUAL

Los minerales que a continuación se dan son aquellos que **han intervenido en el análisis modal** y su distribución es en forma porcentual:

MINERALES	VOLUMEN PORCENTUAL
Oro	0.10
Electrum	0.31
Calcopirita	0.53
Calcocita	0.28
Covelita	0.12
Tetraedrita	0.05
Esfalerita	0.12
Galena	0.09
Pirita	25.57
Arsenopirita	0.15
Pirrotita	0.14
Marcasita	0.29
Hematita	0.29
Goethita	7.05
Gangas	64.92
TOTAL	100.00

GRADOS DE LIBERACION

Los minerales que **han intervenido en el análisis modal**, presentan los grados de liberación expresados porcentualmente, y son como se dan en el cuadro siguiente:

MINERALES	GRADO DE LIBERACION PORCENTUAL
Oro	90.91
Electrum	89.55
Calcopirita	76.92
Calcocita	32.26
Covelita	38.46
Tetraedrita	100.00
Esfalerita	74.07
Galena	100.00
Pirita	97.52
Arsenopirita	93.75
Pirrotita	100.00
Marcasita	95.24
Hematita	93.95
Goethita	95.92
Gangas	99.24

INTERPRETACION DE LOS GRADOS DE LIBERACION DE LOS MINERALES QUE HAN INTERVENIDO EN EL ANALISIS MODAL

De los dos cuadros anteriores, se deduce la siguiente interpretación, para los minerales que han intervenido en el análisis modal, y es como sigue

El oro ocupa el 0.10% del volumen total de la muestra, de este volumen el 90.91% se halla libre, mientras que el 9.09% restante, se encuentra aún entrelazada, el motivo de su no liberación total, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, tal como se pueden apreciar en la tabla No. 2 correspondiente a esta muestra.

El electrum ocupa el 0.31% del volumen total de la muestra, de este volumen el 89.55% se halla libre, mientras que el 10.45 % restante, se encuentra aún entrelazada, el motivo de su no liberación total, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, tal como se pueden apreciar en la tabla No. 2 correspondiente a esta muestra.

La calcopirita ocupa el 0.53% del volumen total de la muestra, de este volumen el 76.92% se halla libre, mientras que el 23.08 % restante, se encuentra aún entrelazada, el motivo de su no liberación total, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, tal como se pueden apreciar en la tabla No. 2 correspondiente a esta muestra.

La calcocita ocupa el 0.28% del volumen total de la muestra, de este volumen el 32.26% se halla libre, mientras que el 67.74 % restante, se encuentra aún entrelazada, el motivo de su no liberación total, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, tal como se pueden apreciar en la tabla No. 2 correspondiente a esta muestra.

La covelita ocupa el 0.12% del volumen total de la muestra, de este volumen el 38.46% se halla libre, mientras que el 61.54 % restante, se encuentra aún entrelazada, el motivo de su no liberación total, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, tal como se pueden apreciar en la tabla No. 2 correspondiente a esta muestra.

La tetraedrita ocupa el 0.05% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se halla libre, esto indica que, de las partículas de este mineral que han

intervenido en el análisis modal, todas se hallan libres, por lo que su grado de liberación de cero por ciento.

La esfalerita ocupa el 0.12 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 74.07% se halla libre, habiendo quedado el 25.93 % restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

La galena ocupa el 0.09% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se halla libre, lo que indica que del análisis modal de las partículas de este mineral, todas se hallan libres, por lo que su grado de liberación es de cien por ciento.

La pirita ocupa el 25.57 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 97.52% se halla libre, habiendo quedado el 2.48 % restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

La arsenopirita ocupa el 0.15 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 93.75% se halla libre, habiendo quedado el 6.25% restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

La pirrotita ocupa el 0.14% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se halla libre, lo que indica que, de las partículas de este mineral que han intervenido en el análisis modal todas están libres, por tanto su grado de liberación es de cien por ciento.

La marcasita ocupa el 0.29% del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.24% se halla libre, habiendo quedado el 4.76 % restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra

La hematita ocupa el 0.29 % del volumen total de la muestra, de este volumen 93.75% se halla libre, habiendo quedado el 6.25 % restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

La goethita ocupa el 7.05 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.92% se halla libre, habiendo quedado el 4.08% restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

La ganga ocupa el 67.92% del volumen total de la muestra, de este volumen el 99.24% se halla libre, habiendo quedado el 0.76 % restante entrelazado, el motivo de que no se haya liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los que está inmerso, como se puede observar en la tabla N°2 correspondiente a esta muestra.

TABLA No. 1
VOLUMENES Y GRADOS DE LIBERACION DE LOS MINERALES OBSERVADOS

Muestra: M-2

MINERALES			ORO		ELECTRUM		CALCOPIRITA		CALCOCITA		COVELITA		TETRAEDRITA		ESFALERITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		MARCASITA		HEMATITA		GOETHITA		GANGAS			
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V		
Total de Partículas Libres			2148		2		6		9		2		1		1		2		2		546		3		3		6		6		148		1411	
% Volumen Partículas libres				98.08		0.09		0.27		0.41		0.09		0.05		0.05		0.09		0.09		24.93		0.14		0.27		0.27		6.76		64.43		
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS			NUMERO PARTICUL.	VOLUMEN PORCENTUAL	ORO		ELECTRUM		CALCOPIRITA		CALCOCITA		COVELITA		TETRAEDRITA		ESFALERITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		MARCASITA		HEMATITA		GOETHITA		GANGAS	
					N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V		
Au-py			1	0.05	0.20	0.01															0.80	0.04												
el-gt			2	0.09			0.70	0.03																				1.30	0.06					
cp-cc			3	0.13					1.60	0.07	1.40	0.06																						
cp-py			1	0.05					0.20	0.01											0.80	0.04												
cp-gt			1	0.05					0.80	0.04																		0.20	0.01					
cc-cv			3	0.14							2.20	0.10	0.80	0.04																				
cv-py			1	0.04									0.50	0.02							0.50	0.02												
ef-GGs			1	0.04												0.70	0.03														0.30	0.01		
py-mc			1	0.04																	0.70	0.03				0.30	0.01							
py-gt			4	0.18																	2.90	0.13							1.10	0.05				
py-GGs			14	0.63																	8.21	0.37									5.79	0.26		
apy-gt			1	0.05																			0.20	0.01					0.80	0.04				
hm-gt			1	0.04																						0.30	0.01	0.70	0.03					
hm-GGs			1	0.04																					0.10	0.00				0.90	0.04			
gt-GGs			6	0.27																								2.20	0.10	3.80	0.17			
cp-cc-cv			1	0.04					0.10	0.00	0.60	0.03	0.30	0.01																				
TOTAL ENTREL.			42	1.88	0.20	0.01	0.70	0.03	2.70	0.12	4.20	0.19	1.60	0.07	0.00	0.00	0.70	0.03	0.00	0.00	13.91	0.63	0.20	0.01	0.00	0.00	0.30	0.01	0.40	0.01	6.30	0.29	10.79	0.48
TOT.LIB+ENZL			2190	100	2.20		6.70		11.70		6.20		2.60		1.00		2.70		2.00		559.91		3.20		3.00		6.30		6.40		154.30		1421.79	
TOT.VOL.PORCENTUAL				100		0.10		0.30		0.53		0.28		0.12		0.05		0.12		0.09		25.56		0.15		0.14		0.28		0.28		7.05		64.91
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL				90.91		89.55		76.92		32.26		38.46		100.00		74.07		100.00			97.52		93.75		100.00		95.24		93.75		95.92		99.24	
Símbolos:																																		
			N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.																															
			%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.																															

TABLA N°2

**TIPOS GEOMETRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES
Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA**

Muestra No. : **M-2**

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		2148	98.08	
Au-py	1bl	1	0.05	Moderadamente fácil
el-gt	2al	2	0.09	Muy difícil a imposible
cp-cc	2al	1	0.05	Muy difícil a imposible
	2all	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dll	1	0.05	Muy difícil a imposible
cp-py	1all	1	0.05	Fácil
cp-gt	1blV	1	0.05	Moderadamente fácil
cc-cv	3dll	2	0.09	Muy difícil a imposible
	4al	1	0.05	Muy difícil
cv-py	1all	1	0.05	Fácil
ef-GGs	1blV	1	0.05	Moderadamente fácil
py-mc	1cIII	1	0.05	Imposible
py-gt	2al	2	0.09	Muy difícil a imposible
	3dll	2	0.09	Muy difícil a imposible
py-GGs	1all	3	0.14	Fácil
	1all	1	0.05	Fácil
	1bl	1	0.05	Moderadamente fácil
	1blV	1	0.05	Moderadamente fácil
	1el	2	0.09	Muy difícil a imposible
	2al	1	0.05	Muy difícil a imposible
	2all	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dl	1	0.05	Muy difícil a imposible
	3dll	2	0.09	Muy difícil a imposible
	4cIII	1	0.05	Muy difícil a imposible
apy-gt	2al	1	0.05	Muy difícil a imposible
hm-gt	1blV	1	0.05	Moderadamente fácil
hm-GGs	1al	1	0.05	Fácil
gt-GGs	1all	1	0.05	Fácil
	1alV	1	0.05	Fácil
	1bl	1	0.05	Moderadamente fácil
	1bII	3	0.14	Moderadamente fácil
cp-cc-cv	1cIII	1	0.05	Imposible
T O T A L		2190	100.00	

DISTRIBUCION ELEMENTAL EN LOS MINERALES OBSERVADOS

Los elementos que integran los minerales observados se distribuyen del modo siguiente:

Minerales Auríferos:

Entre los minerales de oro están el oro nativo y el electrum.

Minerales de Plata:

El electrum es el único mineral de plata observado.

Minerales cupríferos:

Los minerales de cobre que han sido observados son la calcopirita, la calcocita, la covelita y la tetraedrita.

Minerales Zincíferos:

La esfalerita es el único mineral de zinc que ha sido observado.

Minerales Ferríferos:

Los minerales ferríferos son la pirita, arsenopirita, marcasita, hematita y goethita.

Minerales Arseníferos:

El único mineral que contiene arsénico es la arsenopirita.

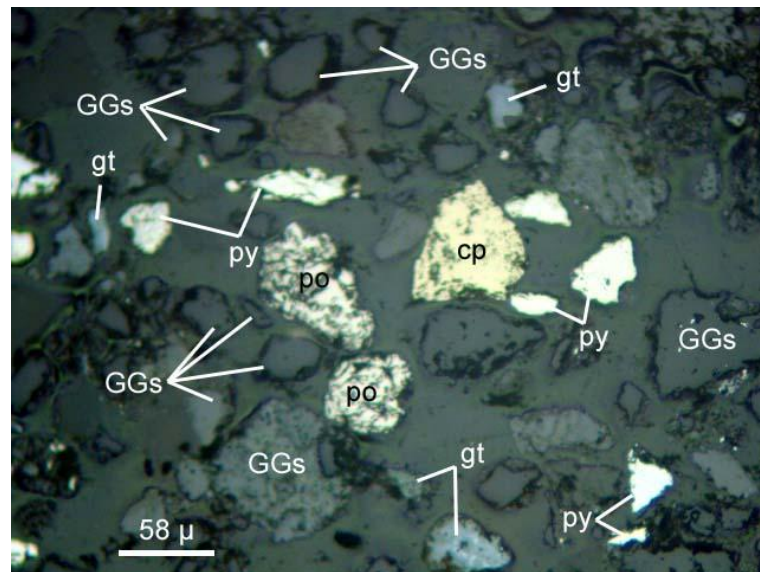
Posibles minerales portadores de plata:

Como posibles minerales portadores de plata estarían la tetraedrita, la calcopirita y la galena.

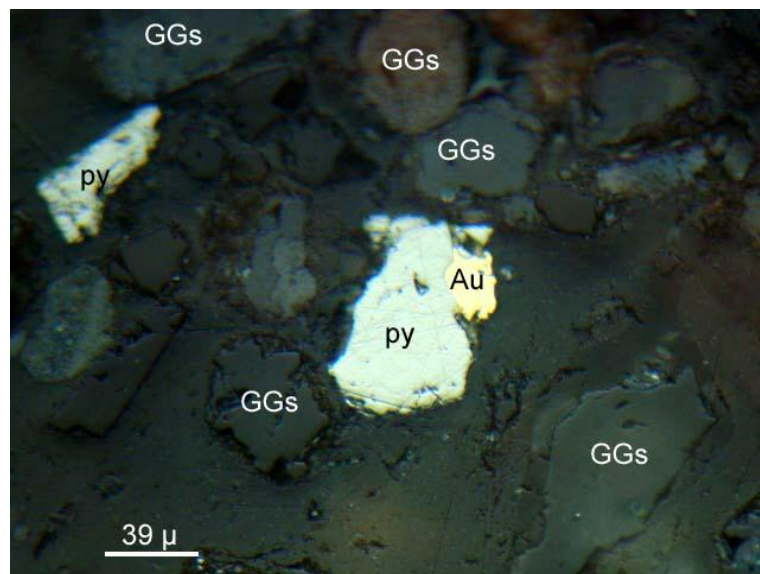
MINERALES CIANICIDAS

Los minerales cianicidas en esta muestra son la calcopirita, calcocita, covelita, tetraedrita, esfalerita, galena, pirita, arsenopirita, pirrotita y marcasita.

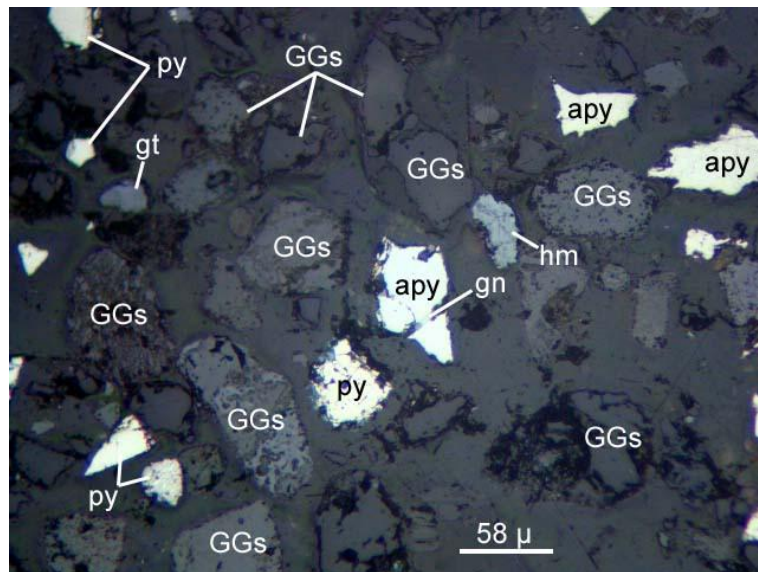
FOTOMICROGRAFIAS



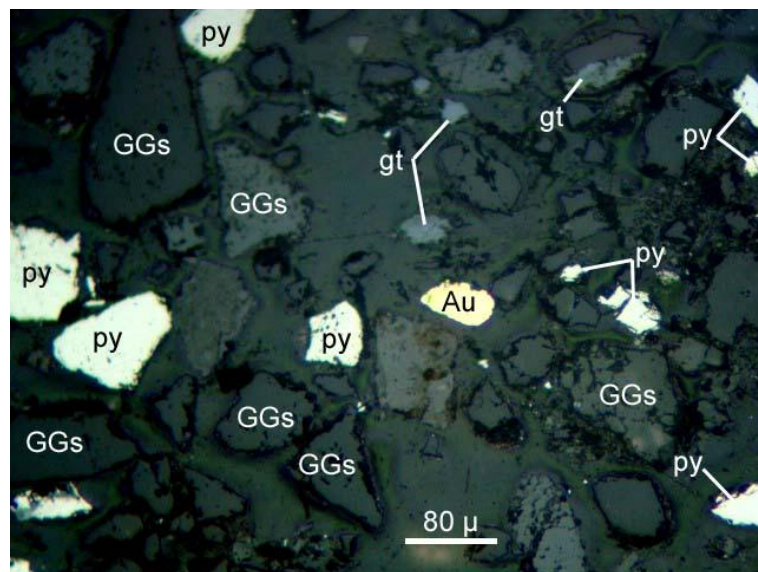
Fot. 1. Partícula libres de calcopirita (cp), de pirita (py), de pirrotita (po), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 500X



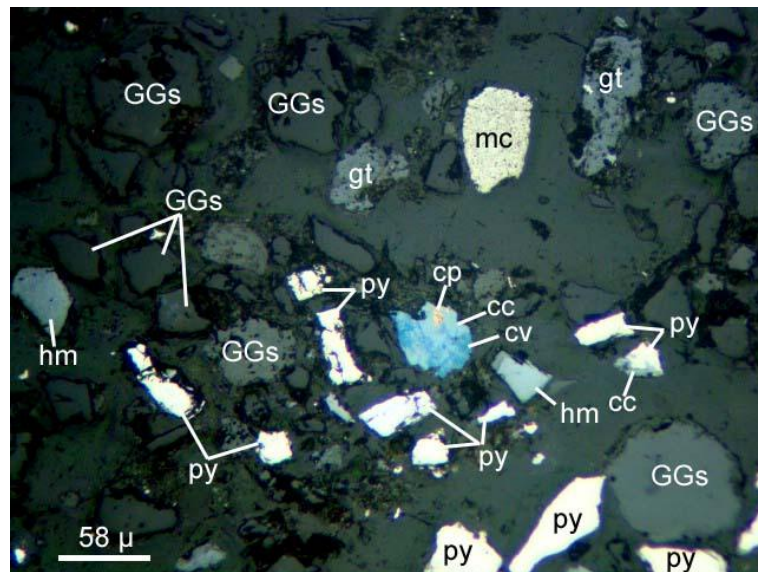
Fot. 2. Partícula entrelazada de oro (Au de 30 micras de longitud) con la pirita (py) y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.



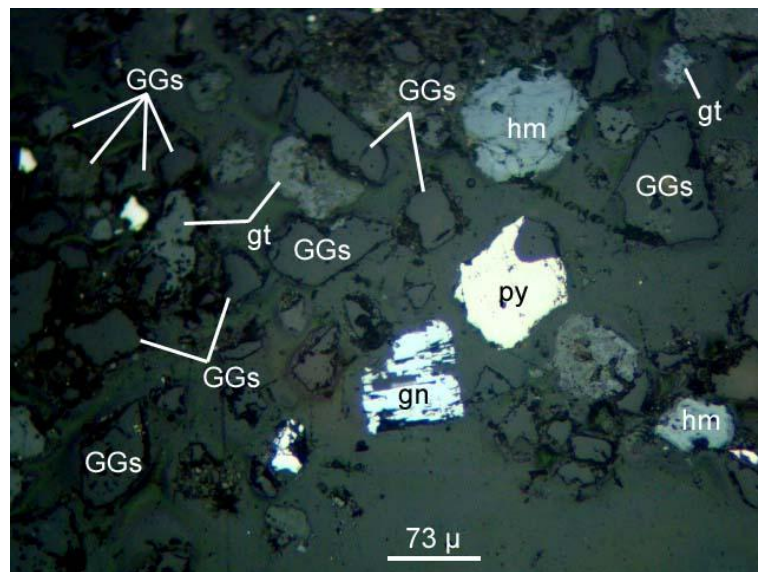
Fot. 3. Partículas libres de pirita (py), de arsenopirita (apy), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de galena (gn) con la arsenopirita (apy). 500X.



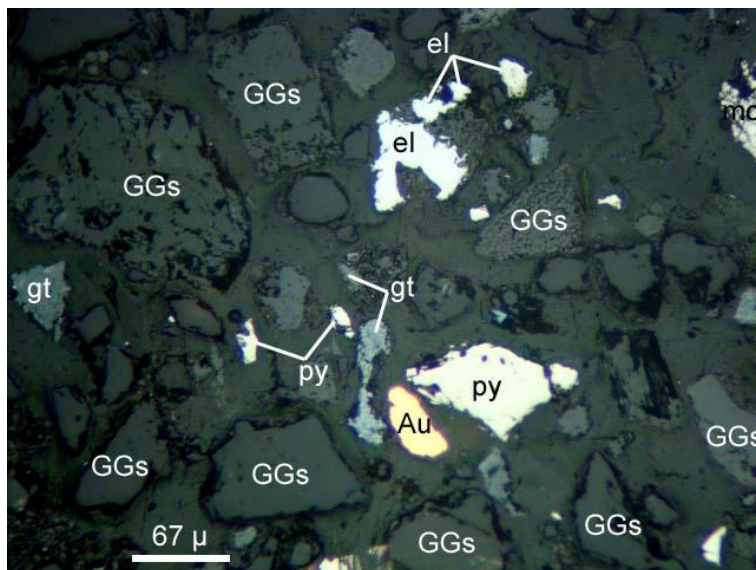
Fot. 4. Partículas libres de oro (Au de 60 micras de longitud), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 500X.



Fot. 5. Partículas libres de pirita (py), marcasita (mc), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la calcocita (cc) y con la covelita (cv), y partícula entrelazada de calcocita (cc). 500X.

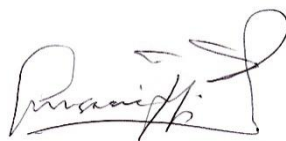


Fot. 6. Partículas libres de pirita (py), de galena (gn), de hematita (hm), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 500X.



Fot. 7. Partículas libres de oro (Au con 60 micras de longitud), de electrum (el), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 500X.

Lima, 15 de Junio del 2019.



Ing. Pedro Miguel Gagliuffi Espinoza
GERENTE GENERAL
GEOEXPLORACION INGENIEROS PERU S.A.C.
“GEOEXINPESAC”

TIPOS GEOMETRICOS DE INTERCRECIMIENTOS ENTRE MINERALES

POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
MALLAS < 150

	I	II	III	IV	LIBERACION		I	II	III	IV	LIBERACION
1a SIMPLE					FACIL	2d COLOFORME					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE
1b AMEBOIDE					MODERADAMENTE FACIL	3a SANDWICH					MODERADAMENTE FACIL A DIFICIL
1c GRAFICO					IMPOSIBLE	3b ESTRATIFICADO					IMPOSIBLE
1d DISEMINADO					IMPOSIBLE	3c RETICULAR					IMPOSIBLE
1e INCLUSION					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	3d VETEADO					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE
2a CORONA					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	4a BORDE COMPUESTO					MUY DIFICIL
2b SUB-CORONA					MUY DIFICIL	4b COMPENETRACION					MODERADAMENTE DIFICIL
2c CONCENTRICO					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	4c INTERSTICIAL					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE

Jr. San Juan Bautista 362
Urb. Palao - San Martín de Porres
Lima – Perú
Telef: (00511) 534-3641 Cel.: 999188137
E-mail: geoexinpesac@yahoo.com
RUC: 20523905326

ANALISIS MINERALURGICO DE UNA MUESTRA DE PRODUCTO METALURGICO, SOBRE UNA SECCION PULIDA

Para: ING. JUAN CARLOS CAMPOS C.

Realizado por: Ing. Pedro Miguel Gagliuffi Espinoza

Lima, 02 de Octubre de 2021

ANALISIS MINERALURGICO DE UNA MUESTRA DE PRODUCTO METALURGICO, SOBRE UNA SECCION PULIDA

Mediante el análisis realizado sobre la muestra, se ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en el análisis modal, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales.

MUESTRA: M-3

El cuadro siguiente presenta la inserción de los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal:

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Oro	Au	Au
Electrum	(Au,Ag)	el
Esfalerita	(Zn,Fe)S	ef
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	tn
Covelita	CuS	cv
Calcocita	Cu ₂ S	cc
Galena	PbS	gn
Pirita	FeS ₂	py
Arsenopirita	FeAsS	apy
Pirrotita	Fe _{1-x} S	po
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en el cuadro siguiente:

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Oro	0.04	0.00
Electrum	1.03	47.62
Esfalerita	6.11	85.56
Calcopirita	1.62	80.40
Tennantita	0.40	41.32
Covelita	0.80	40.82
Calcocita	0.28	58.82
Galena	0.90	90.42
Pirita	76.85	98.59
Arsenopirita	1.85	88.50
Pirrotita	1.25	91.50
Goethita	0.59	55.56
Gangas	8.29	88.67
TOTAL	100,00	

INTERPRETACIÓN DEL GRADO DE LIBERACIÓN PARA LOS MINERALES QUE HAN INTERVENIDO EN EL ANALISIS MODAL

Observando el cuadro anterior, se hará la siguiente interpretación de los grados de liberación de los minerales que han intervenido en el análisis modal:

El oro ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

El electrum ocupa el 1.03% del volumen total de la muestra, de este volumen el 47.62% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 52.38% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La esfalerita ocupa el 6.11% del volumen total de la muestra, de este volumen el 85.56% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 14.44% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La calcopirita ocupa el 1.62% del volumen total de la muestra, de este volumen el 80.40% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 19.60% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La tennantita ocupa el 0.40% del volumen total de la muestra, de este volumen el 41.32% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 58.68% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La covelita ocupa el 0.80% del volumen total de la muestra, de este volumen el 40.82% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 59.18% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La calcocita ocupa el 0.28% del volumen total de la muestra, de este volumen el 58.82% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 41.18% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La galena ocupa el 0.90% del volumen total de la muestra, de este volumen el 90.42% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 9.58% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La pirita ocupa el 76.85% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98.59% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 1.48% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La arsenopirita ocupa el 1.85% del volumen total de la muestra, de este volumen el 88.50% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 11.15% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La pirrotita ocupa el 1.25% del volumen total de la muestra, de este volumen el 91.50% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 8.50% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

La goethita ocupa el 0.59% del volumen total de la muestra, de este volumen el 55.56% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 44.44% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

Las gangas ocupan el 8.29% del volumen total de la muestra, de este volumen el 88.67% se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 11.33% restante, el motivo por lo que no se ha liberado totalmente se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos, como se pueden apreciar en la tabla N°2 correspondiente a la muestra.

TABLA No. 1
VOLUMENES Y GRADOS DE LIBERACION DE LOS MINERALES OBSERVADOS

Muestra: M-3

MINERALES			ORO		ELECTRUM		ESFALERITA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		COVELITA		CALCOCITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		GOETHITA		GANGAS	
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Total de Partículas Libres	2900		0		15		160		40		5		10		5		25		2320		50		35		10		225	
% Volumen Partículas libres		94.71	0		0.49		5.23		1.31		0.16		0.33		0.16		0.82		75.77		1.63		1.14		0.33		7.35	
TOT.PARTICULAS	NUMERO	VOLUMEN	ORO		ELECTRUM		ESFALERITA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		COVELITA		CALCOCITA		GALENA		PIRITA		ARSENOPIRITA		PIRROTITA		GOETHITA		GANGAS	
ENTRELAZADAS	PARTICUL.	PORCENTUAL	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Au-py	10	0.33	1.25	0.04															8.75	0.29								
ef-gt	15	0.49			9.00	0.29																		6.00	0.20			
ef-GGs	25	0.81			7.50	0.24																				17.50	0.57	
ef-cp	15	0.49					12.00	0.39	3.00	0.10																		
ef-cc	5	0.16					1.50	0.05							3.50	0.11												
ef-apy	20	0.65					13.50	0.44													6.50	0.21						
cp-cv	10	0.33							4.50	0.15			5.50	0.18														
cp-py	5	0.17							2.00	0.07									3.00	0.10								
tn-py	5	0.17									4.50	0.15							0.50	0.02								
tn-GGs	5	0.16									2.50	0.08														2.50	0.08	
cv-GGs	10	0.32											9.00	0.29												1.00	0.03	
gn-py	5	0.16															2.50	0.08	2.50	0.08								
py-po	5	0.17																	2.00	0.07			3.00	0.10				
py-GGs	15	0.49																	10.25	0.33							4.75	0.16
gt-GGs	5	0.17																							2.00	0.07	3.00	0.10
Au-gn-py	1	0.03	0.05	0.00													0.05	0.00	0.90	0.03								
cp-py-po	5	0.17							0.25	0.01									4.50	0.15			0.25	0.01				
gn-tn-py	1	0.03									0.10	0.00					0.10	0.00	0.80	0.03								
TOTAL ENTREL.	162	5.30	1.30	0.04	16.50	0.53	27.00	0.88	9.75	0.33	7.10	0.23	14.50	0.47	3.50	0.11	2.65	0.08	33.20	1.10	6.50	0.21	3.25	0.11	8.00	0.27	28.75	0.94
TOT.LIB+ENLZ	3062	100	1.30		31.50		187.00		49.75		12.10		24.50		8.50		27.65		2353.20		56.50		38.25		18.00		253.75	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100		0.04	1.02			6.11		1.64		0.39		0.80		0.27		0.90		76.87		1.84		1.25		0.60		8.29
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			0.00		47.62		85.56		80.40		41.32		40.82		58.82		90.42		98.59		88.50		91.50		55.56		88.67	
Símbolos:			N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.																									
			%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.																									

TABLA N°2

**TIPOS GEOMETRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES
Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA**

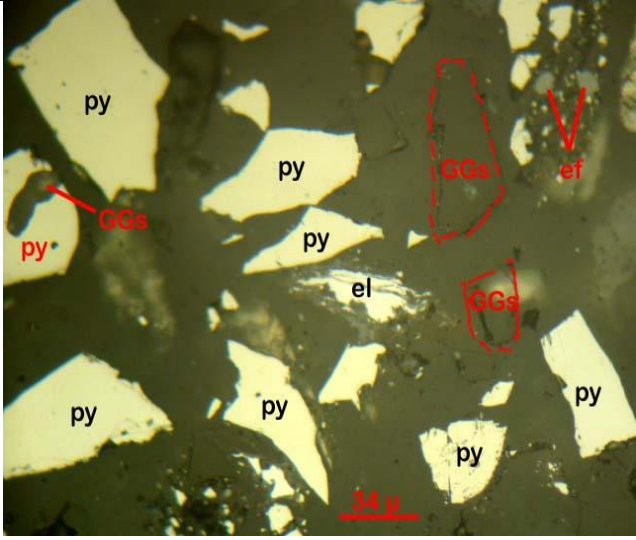
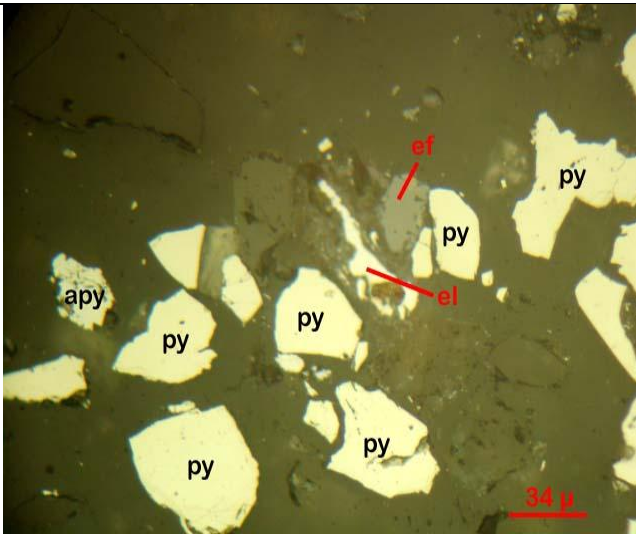
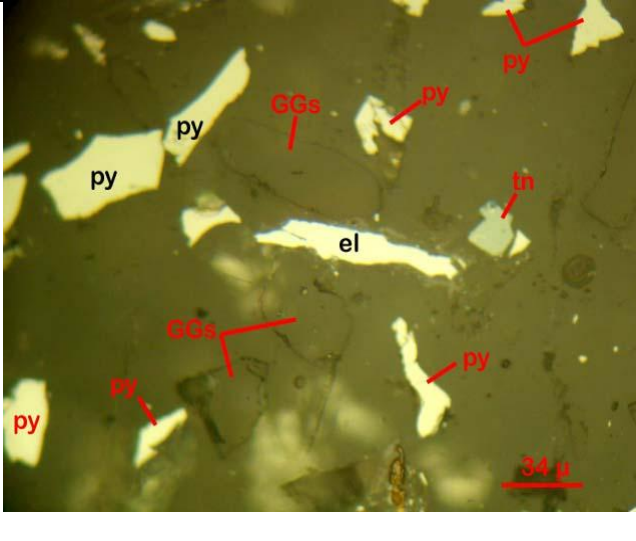
Muestra No. : **M-3**

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		2900	94.71	
Au-py	1el	9	0.29	Muy difícil a imposible
	3al	1	0.03	Moderadamente fácil a difícil
el-gt	2al	10	0.33	Muy difícil a imposible
	2all	5	0.16	Muy difícil a imposible
el-GGs	2all	25	0.82	Muy difícil a imposible
ef-cp	1dll	15	0.49	Imposible
ef-cc	1cIII	5	0.16	Imposible
ef-apy	1all	5	0.16	Fácil
	2bl	15	0.49	Muy difícil a imposible
cp-cv	1all	5	0.16	Fácil
	3aIII	5	0.16	Moderadamente fácil a difícil
cp-py	1all	5	0.16	Fácil
tn-py	3al	5	0.16	Moderadamente fácil a difícil
tn-GGs	2bII	5	0.16	Muy difícil a imposible
cv-GGs	2all	10	0.33	Muy difícil a imposible
gn-py	1bl	5	0.16	Moderadamente fácil
py-po	1bl	5	0.16	Moderadamente fácil
py-GGs	1bl	5	0.16	Moderadamente fácil
	1dll	5	0.16	Imposible
	1ell	5	0.16	Muy difícil a imposible
gt-GGs	4al	5	0.16	Muy difícil a imposible
Au-gn-py	1ell	1	0.03	Muy difícil a imposible
cp-py-po	1bII	5	0.16	Moderadamente fácil
gn-tn-py	1bII	1	0.03	Moderadamente fácil
TOTAL		3062	100.00	

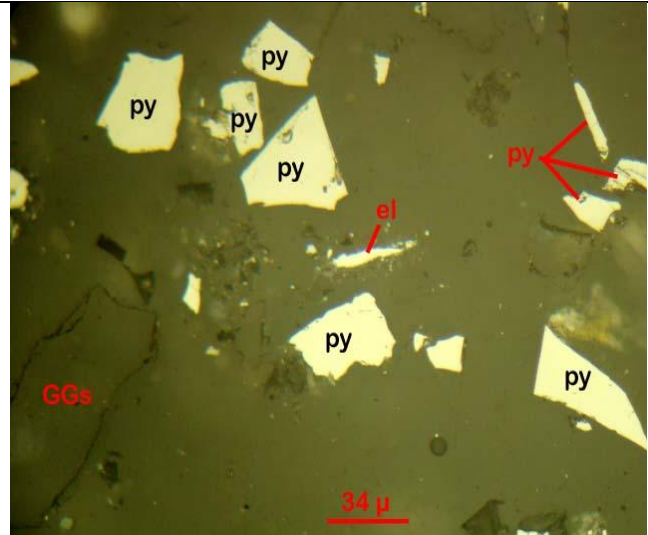
CONCLUSIONES:

- 1.- El oro se encuentra encapsulado en la pirita, habiéndose observado partícula hasta de 1 micra de longitud, lo que implica que parte del oro está como partículas submicroscópicas, es decir que no se observan con el microscopio polarizante.
2. El electrum se encuentra como partículas libres y como partículas entrelazadas con la goethita y con las gangas.

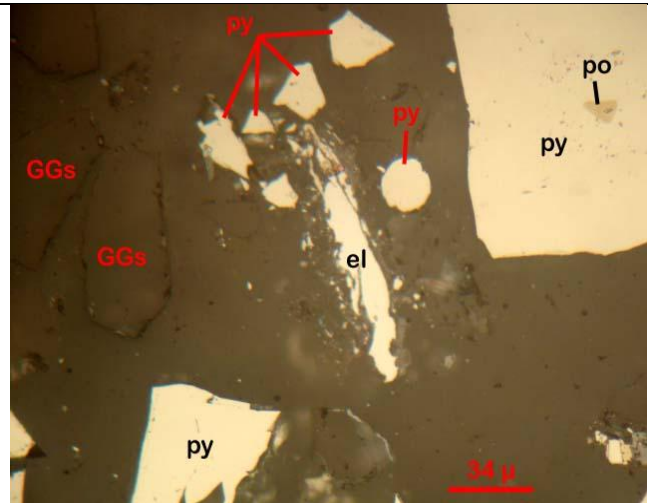
FOTOMICROGRAFIAS

	Fot. 1. Partículas libres de electrum (el) con 70 micras de longitud, otras partículas libres son la esfalerita 8ef), la pirita (py) y las gangas (GGs). 500X.
	Fot. 2. Partícula libre de electrum (el) con 78 micras de longitud, otras partículas libres de esfalerita 8ef), de arsenopirita (apy), de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.
	Fot. 3. Partícula libre de electrum (el) con 106 micras de longitud, además están las partículas libres de tennantita (tn), de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.

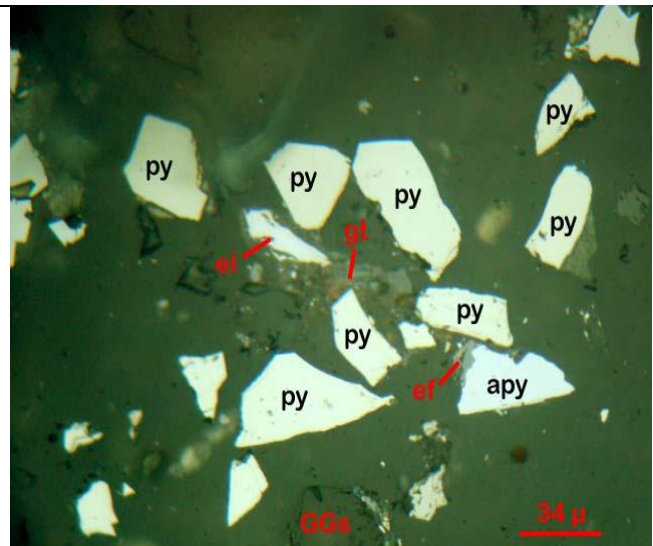
Fot. 4. Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 44 micras de longitud, las otras partículas libres son la pirita (py) y las gangas (GGs). 500X.

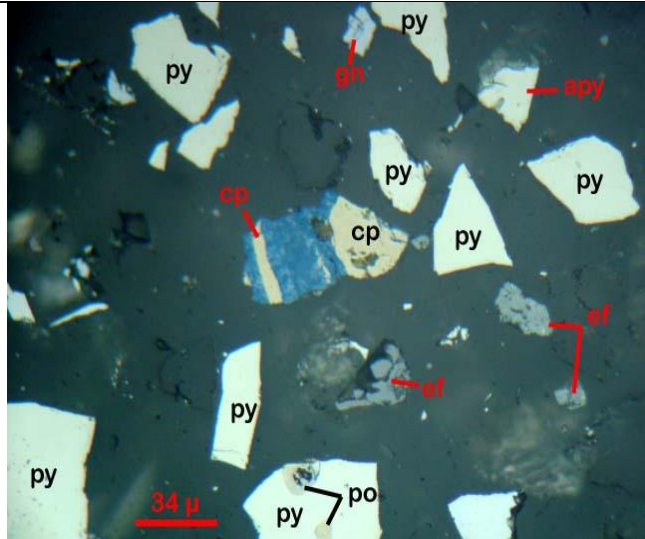
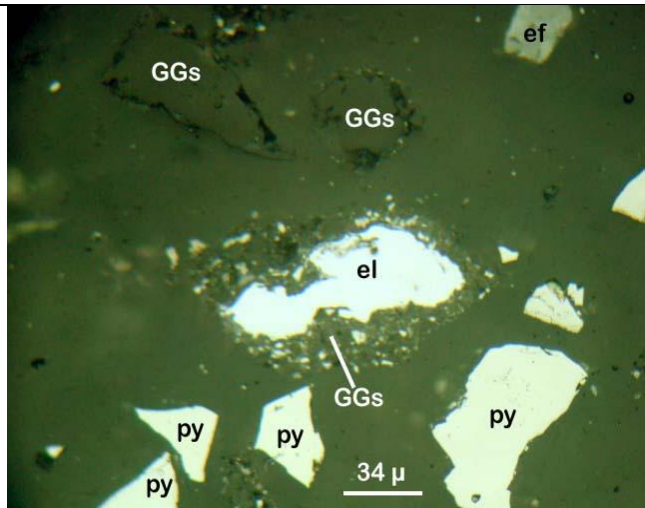
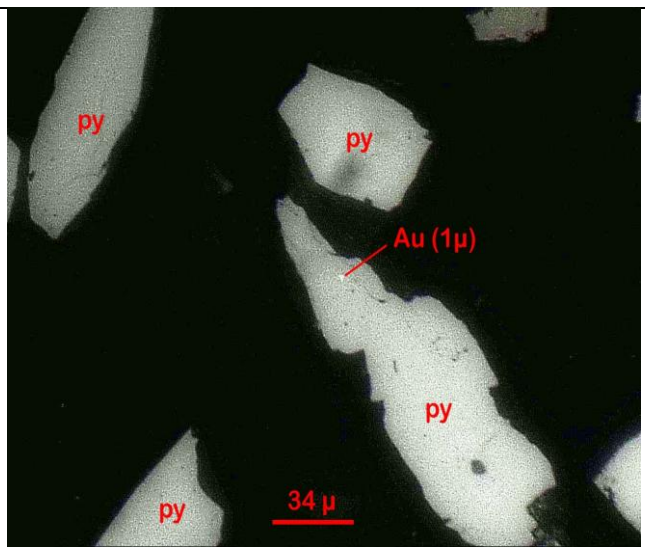


Fot. 5. Partícula libre de electrum (el) con tamaño de 134 micras de longitud, y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.

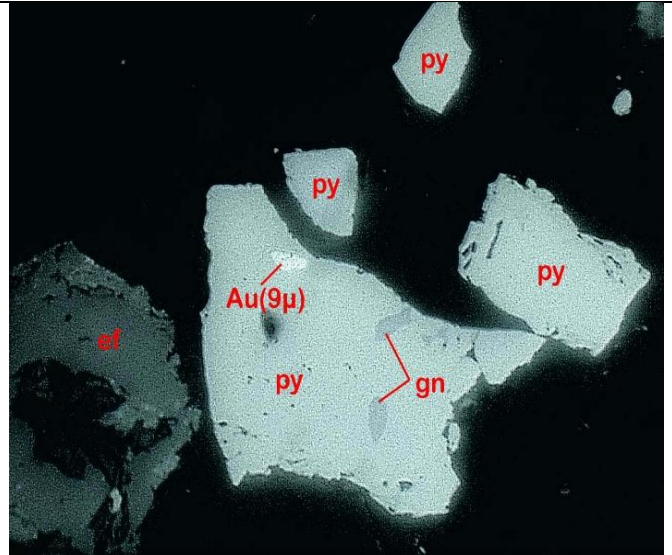


Fot. 6. Partículas libres de pirita (py) y de arsenopirita (apy), en el centro de la vista, la partícula libre de electrum (el) con tamaño de 50 micras de longitud. 500X.

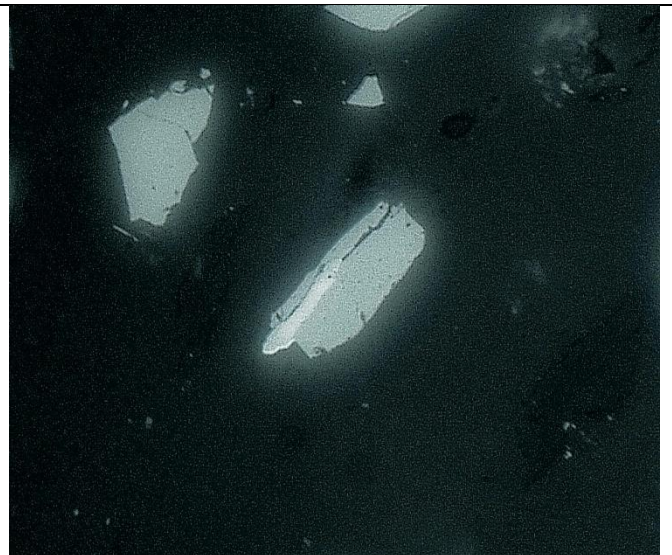


 Micrograph showing free particles of galena (gn), sphalerite (ef), pyrite (py), and arsenopyrite (apy); an interlocked particle of calcopirite (cp) with covellite (cv). 500X.	Fot. 7. Partículas libres de galena (gn), de esfalerita (ef), de pirita (py) y de arsenopirita (apy); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la covelita (cv). 500X.
 Micrograph showing an interlocked particle of electrum (el) with gangue (GGs), with free particles of sphalerite (ef), pyrite (py), and gangue (GGs). 500X.	Fot. 8. Partícula entrelazada de electrum (el) con la ganga (GGs), tienen 124 micras de longitud; adyacente están las partículas libres de esfalerita (ef), de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.
 Micrograph showing a gold (Au) particle encapsulated in pyrite (py), with free pyrites (py). 500X.	Fot. 9. Partícula encapsulada de oro (Au) en la pirita, tienen 1 micra de longitud; adyacente están las piritas (py) libres: Vista observada con diafragma parcialmente cerrada, con la finalidad de dar contraste a la vista. 500X.

Fot. 10. Partícula de oro (Au) encapsulado en la pirita (py) tienen 9 micras de longitud, también las galenas (gn) están dentro de la pirita; adyacente están las partículas libres de esfalerita (ef) y de piritas (py). Observación hecha con el diafragma parcialmente cerrado para dar contraste a las partículas de oro y de galena dentro de la pirita. 500X.



Fot. 11. Partícula entrelazada de oro (Au) con la pirita (py), tiene 30 micras de longitud; adyacente están las partículas libres de pirita (py). Esta vista se ha tomado con el diafragma parcialmente cerrado, con lo que se ha contrastado el oro de la pirita. 500X



Lima, 02 de Octubre del 2019.



Ing. Pedro Miguel Gagliuffi Espinoza
 GERENTE GENRAL
 GEOEXPLORACION INGENIEROS PERU S.A.C.
 "GEOEXINPESAC"

TIPOS GEOMETRICOS DE INTERCRECIMIENTOS ENTRE MINERALES

POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
 MALLAS < 150

	I	II	III	IV	LIBERACION		I	II	III	IV	LIBERACION
1a SIMPLE					FACIL	2d COLOFORME					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE
1b AMEBOIDE					MODERADAMENTE FACIL	3a SANDWICH					MODERADAMENTE FACIL A DIFICIL
1c GRAFICO					IMPOSIBLE	3b ESTRATIFICADO					IMPOSIBLE
1d DISEMINADO					IMPOSIBLE	3c RETICULAR					IMPOSIBLE
1e INCLUSION					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	3d VETEADO					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE
2a CORONA					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	4a BORDE COMPUESTO					MUY DIFICIL
2b SUB-CORONA					MUY DIFICIL	4b COMPENETRACION					MODERADAMENTE DIFICIL
2c CONCENTRICO					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE	4c INTERSTICIAL					MUY DIFICIL A IMPOSIBLE