



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DEL ESTADO DE HIDALGO

**Instituto de Ciencias Básicas e Ingeniería
Área Académica de Ciencias de la Tierra y Materiales**

**“Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante
lixiviación en medio tiosulfato”**

T E S I S

para obtener el título de:

Licenciado en Ingeniería Minero Metalúrgica

P R E S E N T A

Lorena Villedas Barrera.

Directores de Tesis

Dr. Juan Hernández Ávila.

Dr. Eduardo Cerecedo Sáenz

Mineral de la Reforma, Hgo., marzo del 2026.



Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo
Instituto de Ciencias Básicas e Ingeniería
School of Engineering and Basic Sciences
Director

Mineral de la Reforma, Hgo., a 6 de marzo de 2026

Número de control: ICBI-D/348/2026

Asunto: Autorización de impresión.

**MTRA. OJUKY DEL ROCÍO ISLAS MALDONADO
DIRECTORA DE ADMINISTRACIÓN ESCOLAR DE LA UAEH**

Con Título Quinto, Capítulo II, Capítulo V, Artículo 51 Fracción IX del Estatuto General de nuestra Institución, por este medio, le comunico que el Jurado asignado a la egresada de la Licenciatura en Ingeniería Minero Metalúrgica **Lorena Villedas Barrera**, quien presenta el trabajo de titulación **“Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato”**, ha decidido, después de revisar fundamento en lo dispuesto en el Título Tercero, Capítulo I, Artículo 18 Fracción IV; dicho trabajo en la reunión de sinodales, **autorizar la impresión del mismo**, una vez realizadas las correcciones acordadas.

A continuación, firman de conformidad los integrantes del Jurado:

Presidente: Dr. Eduardo Cerecedo Sáenz

Secretario: Dr. Javier Flores Badillo

Vocal: Dr. Juan Hernández Ávila

Suplente: Dra. Monserrat Cruz Hernández

Sin otro particular por el momento, reciba un cordial saludo.

Atentamente
“Amor, Orden y Progreso”

Mtro. Gabriel Vergara Rodríguez
Director del ICBI



GVR/MMM

Ciudad del Conocimiento, Carretera Pachuca-Tulancingo
Km. 4.5 Colonia Carboneras, Mineral de la Reforma, Hidalgo,
México, C.P 42184
Teléfono: 52 (771) 71 720 00 Ext. 40001
direccion_icbi@uaeh.edu.mx, vergara@uaeh.edu.mx

“Amor, Orden y Progreso”



uaeh.edu.mx

DEDICATORIA

A mis padres, por su amor, su esfuerzo y por enseñarme que ningún sueño es demasiado grande cuando se trabaja con el corazón.

Especialmente a mi mamá, por su apoyo incondicional, por creer en mí incluso en los momentos en que yo dudaba, y por ser mi fuerza cuando las cosas parecían salirse de control.

A mí misma, por no rendirme, por mantenerme firme a pesar del cansancio y por seguir adelante con fe, paciencia y determinación.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco profundamente a mis asesores, el Dr. Juan Hernández Ávila y el Dr. Eduardo Cerecedo Sáenz, por su guía, paciencia y confianza a lo largo del desarrollo de esta tesis. Sus consejos, observaciones y conocimientos fueron fundamentales para fortalecer este trabajo y para mi crecimiento académico y personal.

A mi mamá, por su amor incondicional, por estar siempre presente con palabras de aliento y por ser mi mayor apoyo en los momentos más difíciles. Gracias por recordarme que todo esfuerzo vale la pena.

A mi compañero y amigo Abraham, por su ayuda constante, por acompañarme en los procesos de investigación, por compartir ideas y ofrecer su apoyo cuando más lo necesitaba.

A todos los que, de una u otra forma, contribuyeron con su tiempo, conocimiento o compañía durante este proceso, les expreso mi más sincero agradecimiento.

RESUMEN

La explotación de oro, particularmente en yacimientos sedimentarios exhalativos (SEDEX), enfrenta desafíos técnicos y ambientales vinculados al uso de cianuro y a la presencia de fases sulfuradas y componentes que disminuyen la selectividad del proceso. En este contexto, la presente investigación tuvo como objetivo determinar condiciones óptimas de lixiviación y precipitación de oro a partir de un mineral tipo SEDEX procedente de Santa Mónica, municipio de Tianguistengo, Hidalgo (México), empleando tiosulfato de sodio como agente lixivante, con el fin de proponer un esquema alternativo más seguro y ambientalmente sustentable para la recuperación del metal.

El mineral fue obtenido mediante muestreo por esquirlas y preparado por trituración, cuarteo, molienda y clasificación granulométrica, asegurando homogeneidad para los ensayos. La caracterización del mineral base se realizó mediante Difracción de Rayos X (DRX), Microscopía Electrónica de Barrido acoplada a EDS (MEB-EDS) y análisis químico (ICP), identificándose un ensamblaje predominantemente silicatado (cuarzo, moganita, albita, moscovita e ilmenita) con presencia de elementos potencialmente interferentes en la recuperación metalúrgica.

Se desarrollaron ensayos de lixiviación en medio alcalino con tiosulfato (pH 10, 3 h, 750 rpm) y etapas posteriores de precipitación variando el pH final (6.5 y 7.5). De forma complementaria, se evaluó un sistema combinado tiosulfato–cianuro con precipitación a pH 7. Los sólidos generados fueron caracterizados por DRX, MEB-EDS y LIBS, evidenciando que el pH controla la naturaleza del precipitado y el estado químico del oro. A pH 6.5 se favorece la formación de precipitados auríferos finamente dispersos asociados a matrices oxi-sulfuradas, mientras que a pH 7 y 7.5 predominan compuestos oxi-sulfurados sódicos y una mayor estabilización química del sistema, con menor tendencia a la reducción directa en el sólido. Los remanentes de lixiviación se mantuvieron dominados por fases silicatadas, confirmando la selectividad del tiosulfato frente a la ganga.

ÍNDICE

DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTOS	3
RESUMEN	4
INTRODUCCIÓN	9
OBJETIVOS	10
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	11
HIPÓTESIS	12
JUSTIFICACIÓN	13
1. ANTECEDENTES	14
1.1. GENERALIDADES DEL ORO.....	14
1.2. PRODUCCIÓN Y RENTABILIDAD ECONÓMICA	14
1.3. IMPACTO AMBIENTAL DE LA EXTRACCIÓN AURÍFERA	14
1.4. MÉTODOS TRADICIONALES DE EXTRACCIÓN.....	15
2. MARCO TEÓRICO	15
2.1. PROPIEDADES FÍSICO-QUÍMICAS DEL ORO	16
2.2. USOS E IMPORTANCIA INDUSTRIAL	16
2.3. OCURRENCIA DEL ORO EN LA NATURALEZA: FORMAS NATIVAS Y ASOCIACIONES CON SULFUROS	17
2.4. TIPOS DE YACIMIENTOS EN MÉXICO	17
2.4.1. <i>Depósitos tipo epidermal</i>	17
2.4.2. <i>Tipos de depósitos epidermales</i>	18
2.4.3. <i>Depósitos con características mixtas (SI + BS)</i>	19
2.4.4. <i>Yacimientos tipo Skarn</i>	19
2.4.5. <i>Depósitos metalíferos en pórfidos</i>	20
2.4.6. <i>Sulfuros masivos Vulcanogénicos</i>	20
2.4.7. <i>Depósitos de hierro tipo IOCG</i>	20
2.4.8. <i>Depósitos en rocas carbonatadas tipo Mississippi Valley</i>	21
2.4.9. <i>Pórfidos de cobre</i>	21
2.4.10. <i>Depósitos de cobre en capas rojas o red-beds</i>	21
2.5. TIPOS DE YACIMIENTOS DE ORO	22
2.5.1. <i>Yacimientos auríferos primarios (epidermales, pórfidos)</i>	22
2.5.2. <i>Yacimientos secundarios (placeres)</i>	22
2.5.3. <i>Depósitos de oro denominados como “oro mesotermal”</i>	22
2.5.4. <i>Depósitos SEDEX y su potencial aurífero</i>	22
2.6. CONCENTRADOS	25
2.6.1. <i>Concentrados de oro</i>	25
2.7. MÉTODOS DE RECUPERACIÓN DE ORO A PEQUEÑA ESCALA MECÁNICOS	26
2.7.1. <i>Bateo</i>	26
2.7.2. <i>Balancín</i>	26
2.7.3. <i>Esclusa</i>	27
2.7.4. <i>Mesas de agitación (concentradoras)</i>	29
2.8. MÉTODOS TRADICIONALES DE RECUPERACIÓN DE METALES PRECIOSOS POR MEDIOS QUÍMICOS.....	30
2.8.1. <i>Formación de complejos de oro</i>	31
2.8.2. <i>Lixiviación</i>	32
2.8.3. <i>Fundamentos del uso de tiosulfato</i>	33

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

2.8.4.	<i>Cianuración</i>	34
2.8.5.	<i>Comparación del uso de tiosulfato con cianuración</i>	35
2.8.6.	<i>Mecanismos de la literatura sobre el uso del Tiosulfato como agente lixivante</i>	36
2.8.7.	<i>Influencia de variables físico-químicas</i>	39
3.	METODOLOGÍA	40
3.1.	PLAN METODOLÓGICO	40
3.2.	ÁREA DE ESTUDIO: UBICACIÓN GEOGRÁFICA Y CONTEXTO GEOLÓGICO	43
3.3.	MUESTREO	44
3.4.	PREPARACIÓN MECÁNICA DEL MINERAL	44
3.5.	CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL BASE	48
3.5.1.	<i>Difracción de rayos X (DRX)</i>	49
3.5.2.	<i>Microscopía electrónica de barrido (MEB) y microanálisis EDS</i>	51
3.5.3.	<i>Análisis por plasma de inducción acoplada (ICP)</i>	52
3.6.	PROCESAMIENTO DEL MINERAL.....	52
3.6.1.	<i>Experimentación en medio básico (tiosulfato)</i>	53
3.6.2.	<i>Experimentación en medio ácido y básico (ácido sulfúrico; H₂SO₄, y tiosulfato + cianuro de sodio; Na₂S₂O₃ + NaCN)</i>	57
3.6.3.	<i>Caracterización del mineral tratado químicamente</i>	62
4.	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	65
4.1.	RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL BASE	65
4.1.1.	<i>Difracción de rayos X (DRX)</i>	65
4.1.2.	<i>Microscopía electrónica de barrido (MEB) y microanálisis EDS</i>	66
4.1.3.	<i>Análisis por plasma de inducción acoplada (ICP)</i>	68
4.2.	ANÁLISIS DE RESULTADOS DEL MINERAL TRATADO QUÍMICAMENTE MEDIANTE LIXIVIACIÓN Y PRECIPITACIÓN.....	70
4.2.1.	<i>Difracción de rayos X (DRX)</i>	70
4.2.2.	<i>Microscopía electrónica de barrido (MEB)</i>	80
4.2.3.	<i>Espectroscopía de Plasma Inducido por Láser (LIBS)</i>	83
5.	DISCUSION DE RESULTADOS	92
6.	CONCLUSIONES	94
6.1.	APORTES DEL ESTUDIO.....	95
7.	RECOMENDACIONES	95
8.	BIBLIOGRAFÍA	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1. Modelo genético de un yacimiento SEDEX.	23
Ilustración 2. Máquina de balancines simple.	27
Ilustración 3. Vista detallada del diseño optimizado de la esclusa.	28
Ilustración 4. Wilfley shaking table.	30
Ilustración 5. Métodos de disolución (lixiviación) del oro.	33
Ilustración 6. Plan metodológico de investigación.	42
Ilustración 7. Ubicación geográfica del municipio de Tianguistengo, Hgo.	43
Ilustración 8. Muestreo por esquirlas del yacimiento Sedex.	44
Ilustración 9. Molino de quijadas (ALLIS MINERAL SYSTEMS).	45
Ilustración 10. Método de cuarteo, técnica estándar de preparación de muestras de minerales. ...	46
Ilustración 11. Molino de bolas de la marca Quinn.	47
Ilustración 12. Rotap marca TYLER, modelo RX 29.	47
Ilustración 13. Reducción y caracterización de tamaño de partícula.	48
Ilustración 14. Difractómetro Marca Inel, modelo Equinox 2000.	50
Ilustración 15. Microscopio electrónico de barrido JEOL JSM-6300 equipado con detector EDS.	51
Ilustración 16. Equipo y material de laboratorio usado para la lixiviación del mineral.	55
Ilustración 17. Muestra representativa del mineral tipo SEDEX.	58
Ilustración 18. Sólido obtenido posterior de la lixiviación.	59
Ilustración 19. Proceso experimental de la lixiviación.	60
Ilustración 20. Microscopio electrónico de barrido de bajo vacío de la marca Jeol, modelo JSM-IT3000.	63
Ilustración 21. Sistema de espectroscopía de ruptura inducida por láser (LIBS) Keyence EA-300 acoplado a microscopio digital de alta resolución.	65
Ilustración 22. Difractograma de rayos X de la muestra SEDEX previo a los tratamientos químicos.	66
Ilustración 23. Microfotografía MEB de la muestra, mostrando la morfología y textura superficial de las partículas.	67
Ilustración 24. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 6.5.	71
Ilustración 25. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 6.5.	72
Ilustración 26. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 7.5.	73
Ilustración 27. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 7.5.	74
Ilustración 28. Difractograma correspondiente al sólido resultante de lixiviación con Tiosulfato. ...	75
Ilustración 29. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido de lixiviación con Tiosulfato.	76
Ilustración 30. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 7.	77
Ilustración 31. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 7.	78

Ilustración 32. Difractograma correspondiente al sólido resultante de lixiviación con Tiosulfato más cianuro de sodio.....	79
Ilustración 33. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido de lixiviación con Tiosulfato más cianuro de sodio.	80
Ilustración 34. Espectro EDS del precipitado a pH de 6.5.	81
Ilustración 35. Mapas EDS del precipitado a pH de 6.5.	82
Ilustración 36. Micrografía del precipitado a pH de 6.5.	83
Ilustración 37. Micrografía óptica (300x) del sólido obtenido tras lixiviación con tiosulfato y precipitación a pH 6.5, mostrando los puntos de análisis multipunto (LIBS).....	85
Ilustración 38. Micrografía óptica (300x) del sólido precipitado a pH 7.5 tras lixiviación con tiosulfato, indicando los puntos de análisis multipunto (LIBS).	88
Ilustración 39. Microfotografía (300x) del sólido remanente posterior a la lixiviación con tiosulfato, con puntos de análisis LIBS multipunto.....	90
Ilustración 40. Microfotografía (300x) del sólido tratado a pH 7 con sistema combinado tiosulfato–cianuro, con puntos de análisis LIBS multipunto.....	91

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Constantes de estabilidad y potencial de reducción estándar para complejos de oro.	32
Tabla 2. Equipo de laboratorio utilizado para lixiviación.....	54
Tabla 3. Reactivos químicos utilizados en las etapas experimentales del proceso.....	55
Tabla 4. Condiciones experimentales para la lixiviación con tiosulfato.....	56
Tabla 5. Condiciones experimentales para la precipitación con tiosulfato.....	56
Tabla 6. Condiciones de regulación de pH mediante agentes ácido y básico en la etapa de precipitación.	57
Tabla 7. Condiciones experimentales para la lixiviación en medio ácido (H_2SO_4).	58
Tabla 8. Condiciones de operación empleadas en la lixiviación con tiosulfato y cianuro.	60
Tabla 9. Condiciones operativas del experimento de precipitación a partir del licor de lixiviación.	61
Tabla 10. Reactivos empleados para la regulación del pH durante la etapa de precipitación.	61
Tabla 11. Condiciones de operación del análisis por difractorómetro BRUKER, modelo D2 PHASER.	62
Tabla 12. Condiciones de operación del sistema LIBS empleado en el análisis de las muestras.	64
Tabla 13. Resultados cuantitativos del análisis ICP de la muestra SEDEX.....	68
Tabla 14. Análisis químico multipunto (LIBS) del sólido obtenido tras lixiviación con tiosulfato y precipitación a pH 6.5.	84
Tabla 15. Análisis químico multipunto (LIBS) del sólido obtenido tras precipitación a pH 7.5 en sistema tiosulfato.....	86
Tabla 16. Análisis elemental multipunto mediante LIBS del sólido remanente posterior a la lixiviación con tiosulfato.....	89
Tabla 17. Análisis elemental multipunto mediante LIBS del sólido tratado a pH 7 con sistema combinado tiosulfato–cianuro.	91

INTRODUCCIÓN

La extracción de metales preciosos, como el oro y la plata, se ha centrado históricamente en procesos que implican cianuración, los cuales, aunque eficientes, presentan riesgos ambientales significativos debido a la toxicidad de los reactivos utilizados. Según Kuyucak y Akcil (2013), “El oro y la plata son metales nobles y, como tales, no son solubles en agua”. Esto ha impulsado la búsqueda de alternativas que permitan recuperar estos metales sin los impactos negativos del cianuro.

En México, la minería de oro y plata ha dependido de procesos de molienda, flotación y cianuración; sin embargo, la cianuración puede requerir tiempos de reacción prolongados, hasta 24 horas, afectando la eficiencia de lixiviación y favoreciendo la formación de minerales refractarios encapsulados en piritita y cuarzo, así como minerales consumidores de cianuro (Roldán Contreras et al., 2020). Estas condiciones dificultan la adecuada recuperación de oro y plata, lo que resalta la necesidad de investigar métodos alternativos que sean más seguros y selectivos.

Una opción prometedora es la lixiviación con tiosulfato, que ofrece una alta selectividad y menores riesgos ambientales. Roldán Contreras et al. (2020) indican que “la lixiviación con tiosulfato es un método económico y prometedor para el tratamiento de minerales” y permite la disolución eficiente de minerales refractarios, mientras que el uso de tiourea y cloruro presenta desventajas de costos elevados, toxicidad y baja selectividad. Este método también puede integrarse con sistemas de complejos de cobre y amonio, mejorando la estabilidad de los iones tiosulfato y permitiendo una extracción más efectiva del oro y la plata (Roldán Contreras et al., 2020).

En cuanto a la recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas, la cianuración tradicional emplea métodos como la cementación con zinc o adsorción sobre carbón activado. Según Kuyucak y Akcil (2013), “El oro puede separarse de la ‘solución cargada’ que contiene complejos de oro y cianuro mediante reducción con Zn o polvo de Zn (cementación de zinc, proceso Merrill-Crowe) o adsorción sobre carbón

activado”. Sin embargo, los métodos alternativos basados en tiosulfato permiten recuperar el oro sin los problemas de toxicidad asociados y con menor formación de compuestos indeseables.

Estudios recientes han demostrado que la combinación de tiosulfato con iones cobre y amonio puede facilitar la lixiviación de minerales refractarios y carbonosos, evitando fenómenos como el “pre-robo” del oro, que ocurre en los procesos con cianuro (Roldán Contreras et al., 2020). Además, la aplicación de tiosulfato ha mostrado ser eficaz en minerales que contienen trazas de cobre, actuando como agente oxidante y mejorando la disolución de oro y plata. Por tanto, explorar y optimizar el uso de métodos alternativos como el tiosulfato no solo contribuye a la eficiencia de la recuperación de metales preciosos, sino también a la reducción de riesgos ambientales, lo que resulta de particular relevancia en yacimientos tipo SEDEX del noroeste de Hidalgo.

Objetivos

Objetivo General

Determinar las condiciones óptimas de lixiviación y precipitación de oro a partir de un mineral sedimentario exhalativo del estado de Hidalgo (México), mediante el uso de tiosulfato como agente lixivante, con el fin de establecer un proceso alternativo más eficiente y ambientalmente sustentable para la recuperación del metal.

Objetivos específicos

- Realizar una revisión bibliográfica exhaustiva sobre metalurgia extractiva de oro y procesos de lixiviación/precipitación, mediante búsqueda y análisis de literatura científica y técnica reciente, para fundamentar teórica y metodológicamente el estudio y la selección de reactivos y técnicas experimentales.
- Caracterizar las muestras sólidas por MEB-EDS, DRX e ICP, mediante análisis microestructural, mineralógico y de composición elemental, para identificar fases portadoras de oro, la asociación mineralógica y posibles interferencias en los procesos de lixiviación y precipitación.

- Realizar la lixiviación del mineral empleando tiosulfato como agente lixivante, mediante ensayos en reactores a distinto pH y relación sólido/líquido, para optimizar la disolución del oro evitando cianuración y evaluando eficiencia y selectividad.
- Implementar la precipitación del oro desde las soluciones tiosulfatadas, mediante el empleo de agentes precipitantes adecuados, para obtener el metal recuperado en forma cuantificable, y evaluar la viabilidad del circuito de recuperación.
- Caracterizar las soluciones y los sólidos post-proceso, mediante análisis químicos de las soluciones por técnicas analíticas apropiadas y caracterización de los sólidos por DRX, MEB-EDS y LIBS, para cuantificar recuperaciones, identificar especies residuales y comprobar cambios mineralógicos inducidos por los tratamientos.
- Integrar los resultados experimentales y analíticos en un protocolo operativo, mediante el análisis comparativo de las pruebas para proponer un proceso alternativo, eficiente y con menor impacto ambiental para la recuperación de oro del mineral estudiado.

Planteamiento del problema

El mineral tipo SEDEX ubicado en el municipio de Tianguistengo, Hidalgo, forma parte de un contexto geológico sedimentario–exhalativo caracterizado por ensamblajes mineralógicos complejos, donde sulfuros diseminados coexisten con matrices silicatadas y aluminosilicáticas estructuralmente estables. Este tipo de configuración puede generar sistemas de comportamiento metalúrgico incierto, particularmente cuando los metales de interés se encuentran asociados a fases secundarias, finamente dispersos o potencialmente encapsulados dentro de la ganga.

En minerales con estas características, la dificultad no radica únicamente en la disolución química del oro, sino en comprender cómo su asociación mineralógica y su entorno geoquímico condicionan su movilidad en medios lixiviantes. La estabilidad de la matriz silicatada, la presencia de fases sulfuradas reactivas y las

interacciones redox del sistema pueden favorecer tanto la solubilización del metal como su estabilización en solución en forma de complejos persistentes, limitando su recuperación posterior.

En este contexto específico, el uso de tiosulfato representa una alternativa técnica relevante debido a su capacidad para formar complejos solubles con el oro bajo condiciones controladas y su menor impacto ambiental en comparación con sistemas convencionales. Asimismo, su selectividad frente a matrices silicatadas lo convierte en un candidato potencial para minerales donde la ganga presenta alta resistencia química. No obstante, la eficiencia del sistema tiosulfato depende críticamente del equilibrio redox y del pH del medio, variables que pueden determinar si el oro es efectivamente movilizado y posteriormente desestabilizado para su recuperación en fase sólida.

Por lo tanto, el problema central de esta investigación consiste en determinar cómo la naturaleza mineralógica del mineral SEDEX de Tianguistengo influye en el comportamiento hidrometalúrgico del oro en sistemas tiosulfato, y en establecer qué condiciones operativas particularmente los controles del pH en la etapa de precipitación permiten optimizar su recuperación manteniendo la selectividad del proceso. La falta de estudios específicos para este yacimiento impide definir parámetros técnicos fundamentados, lo que hace necesaria una evaluación experimental que integre caracterización mineralógica y análisis del comportamiento químico del sistema.

Hipótesis

Se plantea que la lixiviación y precipitación de oro a partir de minerales tipo SEDEX del noroeste de Hidalgo, utilizando tiosulfato como reactivo principal, permitirá una extracción eficiente de los metales preciosos cuando se optimicen las condiciones de precipitación en el mineral. En particular, se considera que el pH de la solución juega un papel determinante, siendo un pH en el rango de 6.5 a 7.5 óptimo para la recuperación de oro, ya que desviaciones hacia valores más altos o más bajos pueden reducir significativamente la eficiencia del proceso. Bajo estas condiciones, se espera que el oro forme complejos estables con el tiosulfato y pueda ser

precipitado selectivamente del mineral, garantizando una recuperación metálica elevada y minimizando la disolución de otros componentes no deseados del mineral.

Justificación

La investigación sobre métodos alternativos de lixiviación y precipitación de oro es de vital importancia debido a los desafíos ambientales y operativos asociados con los procesos tradicionales de cianuración. Este proceso, aunque eficiente, presenta altos riesgos ambientales por la toxicidad del cianuro y dificultades operativas relacionadas con minerales refractarios y carbonosos, que encapsulan el oro y reducen la recuperación (Roldán Contreras et al., 2020). Como señalan Kuyucak y Akcil (2013), “el oro puede separarse de la ‘solución cargada’ que contiene complejos de oro y cianuro mediante reducción con Zn o polvo de Zn (cementación de zinc, proceso Merrill-Crowe) o adsorción sobre carbón activado”, pero estos métodos tradicionales siguen implicando riesgos elevados y generación de residuos peligrosos.

Por lo anterior, se justifica el uso de tiosulfato como reactivo alternativo, dado que permite la disolución eficiente del oro y la plata en minerales refractarios y carbonosos, con menor toxicidad y alta selectividad (Roldán Contreras et al., 2020). Además, la optimización de la precipitación del oro en el mineral, considerando un pH a 6.5, es fundamental para asegurar la recuperación óptima, ya que desviaciones hacia pH más altos o más bajos reducen significativamente la eficiencia del proceso. Bajo estas condiciones, los complejos de oro con tiosulfato son estables y pueden precipitar selectivamente, minimizando la disolución de otros minerales presentes (Roldán Contreras et al., 2020; Kuyucak & Akcil, 2013).

De esta manera, la investigación contribuye al desarrollo de procesos más sostenibles para la recuperación de oro, reduciendo el consumo de reactivos peligrosos, optimizando la eficiencia de lixiviación y precipitación, y ofreciendo un modelo aplicable a yacimientos tipo SEDEX en Hidalgo y otras regiones con características similares. Además, los resultados permitirán comprender mejor los parámetros operativos críticos, como el pH, que determinan la selectividad y eficacia de la recuperación de oro y plata.

1. ANTECEDENTES

1.1. *Generalidades del oro*

El oro es un elemento químico perteneciente al grupo 1B de la tabla periódica, que tiene un número atómico de 79 y una masa atómica de 196.97 uma, su configuración electrónica $[\text{Xe}] 4f^{14}5d^{10}6s^1$ y cuenta solamente con 1 electrón de valencia.

1.2. *Producción y rentabilidad económica*

La producción de oro a nivel mundial es un sector dinámico, fuertemente influenciado por su cotización en el mercado, la cual, a diferencia de otros metales, responde a factores macroeconómicos complejos. Como se señala, "los precios del oro son influenciados por factores como interés e inflación, debiéndose hacer notar que el sentimiento de los inversionistas es voluble y no debe subestimarse" (Adams, 2016).

Esta volatilidad impacta directamente las estrategias operativas de las compañías mineras, quienes a menudo se ven obligadas a ajustar sus planes de exploración y desarrollo en respuesta a las fluctuaciones del mercado. Un desafío constante para la industria es mantener la rentabilidad ante el agotamiento de los yacimientos de fácil extracción, lo que ha llevado a un cambio significativo en el perfil de las menas tratadas. Históricamente, la cianuración directa dominaba la producción, pero "el análisis de la industria del procesamiento-extracción de menas de oro, indica que, más del 38% provenía de menas refractarias" (Adams, 2016).

1.3. *Impacto ambiental de la extracción aurífera*

La extracción aurífera, especialmente a gran escala, implica una serie de actividades que generan impactos ambientales significativos. Desde las primeras etapas de exploración hasta la explotación y el procesamiento del mineral, se alteran los ecosistemas, se degradan los suelos y se contaminan los recursos hídricos y atmosféricos.

El impacto ambiental se presenta en diversas etapas del proceso. En la exploración para la toma de muestras, los técnicos mineros y geólogos recurren a la apertura de caminos, la construcción de campamentos, la perforación de pozos y cavar

socavones. En la explotación se destruye la superficie del suelo, se generan grandes cerros artificiales con desechos sólidos de material rocoso sin valor económico, se destruyen áreas de cultivo, se contamina el recurso hídrico, se altera el flujo natural de agua subterránea y superficial, se contamina el aire, se afecta la vida silvestre vegetal y animal, así como la extracción de minerales por el método de lixiviación por cianuro que envenena fuentes de agua. (Bellotti, 2011).

1.4. **Métodos tradicionales de extracción**

Murali et al. (2022) desarrollaron un método hidrometalúrgico sustentable para recuperar oro y plata de residuos electrónicos mediante lixiviación con tiosulfato de amonio, evitando el uso de cianuro. El proceso combina etapas de biooxidación, extracción con solventes y electroobtención, seguidas de una lixiviación catalizada por iones cobre (II) y estabilizada con amoníaco, que favorece la formación de complejos solubles de los metales preciosos.

Mediante un diseño experimental, se determinó que las condiciones óptimas para la disolución del oro fueron: 111 mM (milimolar) de tiosulfato, 30 mM de Cu^{2+} y 0.32 M de NH_3 , logrando una recuperación del 87.4 %. Este método demuestra la eficacia del tiosulfato como alternativa ecológica al cianuro y resalta la importancia del equilibrio químico entre cobre, amoníaco y tiosulfato para maximizar la extracción del oro

En un estudio realizado por Martínez et al. (2020), se evaluó la cinética de lixiviación de oro y plata utilizando soluciones de tiosulfato de sodio bajo condiciones controladas de pH, temperatura y agitación. Los ensayos se efectuaron en un reactor de vidrio con agitación magnética, manteniendo el pH mediante una solución de NaOH y empleando reactivos de grado analítico. El análisis mineralógico identificó una composición típica de un depósito exhalativo sedimentario, con presencia de cuarzo, ilmenita, monacita y trazas de sulfuros de metales base, además de contenidos de oro y plata con potencial económico.

2. MARCO TEÓRICO

2.1. ***Propiedades físico-químicas del oro***

Como propiedades físicas destaca su brillo metálico y sus diferentes coloraciones (amarillo fuerte, amarillo blancuzco, verde o azul), además, presenta raya amarilla y una dureza en la escala de Mohs entre 2.5–3.

La densidad del oro es de 19.3 g/cm³ con un punto de fusión de 1064.76°C y nativamente cristaliza en el sistema cúbico centrado en las caras de las seis formas de cristalización las cuales son: cúbica {100}, octaédrica {111} y dodecaédrica rómbica {110}; además, pueden observarse formas derivadas como el tetraquishexaedro {hk0}.

La mayoría de las aplicaciones del oro, se deben a sus propiedades especiales, como su alta capacidad de conducir electricidad, su fácil maquinabilidad, ductilidad, maleabilidad, capacidad al deslustre, y su gran ductilidad que sobrepasa a los demás metales (BullionVault, s.f).

2.2. ***Usos e importancia industrial***

El oro, así como otros metales nobles es usado como adorno en artefactos para elaborar figuras u objetos decorativos. La joyería fina del oro tiene tres tipos el oro alto de 18 quilates ahora medio de 14 y oro bajo de 10. Su uso más general es para acuñar monedas gracias a su resistencia a la corrosión. En su estado sólido se usa en electrónica porque es muy dúctil y tiene la capacidad de deformarse sin romperse (Vega Granillo & Sámano Tirado, 2013).

Su importancia radica en la elaboración de componentes activos (transistores circuitos integrados memorias de semiconductores) y para componentes pasivos (condensadores y resistencias). El polvo de oro se utiliza en pastas de metalización para producir almohadillas de unión y capas conductoras. Los alambres son usados para la conexión de conductores esto mediante un proceso de soldadura. En la ingeniería eléctrica son indispensables para elaborar materiales conductores y contactos de bajo voltaje. Las aleaciones de oro son sumamente importantes en la odontología protésica se usa como empastes de oro coronas puentes dentaduras ganchos y estructuras metálicas para cerámicas dentales (Anglogold Ashanti, 2014).

2.3. ***Ocurrencia del oro en la naturaleza: Formas nativas y asociaciones con sulfuros***

El oro se encuentra de forma convencional en menas, filones y venas, sin embargo, también hay yacimientos de gangas donde se halla de forma pura. Cuando se presenta aleado con otros minerales como cuarzo, piritita, plata, cobre, etc recibe distintos nombres en función de su acompañante.

En la Faja Pirítica Ibérica (FPI), ubicada en el suroeste de España, se han identificado dos formas principales en las que el oro se asocia con los sulfuros en yacimientos de tipo volcanogénico. En la zona sur, correspondiente a los depósitos de Tharsis, Sotiel y Migollas (provincia de Huelva), el oro aparece como electrum (rico en Au) junto a minerales con cobalto y bismuto.

En contraste, en la zona norte de la FPI, en depósitos como Río Tinto, Aznalcóllar y La Zarza, el oro se presenta en fases más tardías y a temperaturas más bajas (menos de 280 °C), asociado a electrum con mayor contenido de plata y mercurio, o bien en arsenopirita aurífera (Leistel, Marcoux, Deschamps & Joubert, 1997).

2.4. ***Tipos de yacimientos en México***

Los yacimientos minerales son formaciones geológicas que exhiben una extensa diversidad en cuanto a su morfología, dimensiones, composición mineralógica, rentabilidad económica y proceso de formación.

México es uno de los países que dispone de una gran variedad de riqueza en minerales, en los cuales están distribuidos por diferentes tipos de yacimientos. De acuerdo a la distinción de sus concentraciones y alineaciones se clasifican 5 cinturones metalogénicos en la República Mexicana, Cinturón Occidental, Cinturón Central y Cinturón Oriental; a los lineamientos restantes se les llama Cinturón de Parras y Cinturón Volcánico (según Escandón F.J. 1972).

2.4.1. Depósitos tipo epitermal

Los depósitos epitermales son concentraciones minerales que se forman a temperaturas y presiones bajas, relativamente cerca de la superficie terrestre, en ambientes volcánicos. Se dividen según el tipo de fluidos y condiciones químicas

que los originan, especialmente por su grado de sulfuración, lo cual influye en los minerales y metales presentes.

2.4.2. Tipos de depósitos epitermales

Camprubí y Albinson (2006) señalan que los depósitos epitermales se clasifican de la siguiente manera:

- **Depósitos de Sulfuración Alta (AS)**
Estos depósitos se forman a partir de fluidos ácidos de alta temperatura y generalmente se asocian a zonas volcánicas muy activas, en etapas tempranas del sistema hidrotermal.
En México, este tipo es menos común, pero se encuentra en el noroeste del país, especialmente en Sonora y Chihuahua, con ejemplos como El Sauzal, Mulatos, Santo Niño y La Caridad Antigua.
- **Depósitos de Sulfuración Intermedia (SI)**
Son los más comunes en México. Se forman a mayores profundidades, a partir de salmueras altamente salinas y sin evidencias claras de ebullición. Están caracterizados por una mineralización polimetálica, es decir, contienen plomo (Pb), zinc (Zn), cobre (Cu), además de oro (Au) y plata (Ag).
Pueden encontrarse en importantes distritos mineros como Guanajuato, Fresnillo, Pachuca–Real del Monte y Zacatecas, todos reconocidos por su alta productividad y riqueza en metales.
- **Depósitos de Baja Sulfuración (BS)**
Estos depósitos se generan a partir de fluidos más neutros y de baja salinidad, usualmente en zonas más superficiales del sistema hidrotermal, donde ocurre ebullición. Son ricos en metales preciosos, especialmente oro y plata, y tienen bajo contenido de metales básicos como plomo o zinc.
En México, los depósitos BS son muy comunes y están presentes en regiones como Taxco, Tayoltita y también en partes de Guanajuato y Zacatecas, a menudo en conjunto con características de sulfuración intermedia.

2.4.3. Depósitos con características mixtas (SI + BS)

Muchos depósitos epitermales en México no encajan perfectamente en una sola categoría. Por eso, se propone una clasificación empírica en tres subtipos según su combinación de características:

- Tipo A (SI puro): Depósitos profundos, sin ebullición, con salmueras salinas y mineralización polimetálica típica de SI. Ejemplos se encuentran en zonas como Pachuca–Real del Monte y Fresnillo, donde predominan estas condiciones.
- Tipo B (BS-SI): Los más abundantes en México, muestran mayormente rasgos de BS pero tienen raíces polimetálicas (Zn-Pb) típicas de SI. Se ubican en Guanajuato, Zacatecas, y otras zonas de la Sierra Madre Occidental.
- Tipo C (BS puro): Presentan exclusivamente características de baja sulfuración, formados por ebullición a baja profundidad. Contienen altas concentraciones de oro y plata. Se localizan en Taxco, Tayoltita y depósitos similares del centro-sur de México.

2.4.4. Yacimientos tipo Skarn

Los yacimientos tipo *skarn* son depósitos minerales formados por la interacción entre fluidos hidrotermales ricos en componentes metálicos y rocas carbonatadas, como calizas o dolomitas. Este proceso ocurre generalmente en zonas de contacto entre intrusiones ígneas y rocas sedimentarias, donde el calor y los fluidos provocan una intensa alteración metasomática. Como resultado, se generan minerales de silicato de calcio y magnesio, junto con concentraciones económicas de metales como hierro, cobre, tungsteno, zinc o plomo.

Los skarns se clasifican en dos grandes grupos según el metal predominante: skarns férricos (ricos en hierro) y skarns no férricos (como los de cobre, tungsteno o zinc) (Misra, 2000).

2.4.5. Depósitos metalíferos en pórfidos

En pórfidos destacan Cananea y La Caridad (Sonora) aunque otros depósitos son: Bahuerachi (Chihuahua), El Alacrán y Promotorio (Sonora), Inguarán y La Verde (Michoacán), El Pulpo (Sinaloa), El Arco (Baja California), Cerro San Pedro (San Luis Potosí), Ixtacamaxtitlán (Puebla) y San Antón (Guanajuato) (Roldan, 2019).

2.4.6. Sulfuros masivos Vulcanogénicos

Los depósitos VMS son cuerpos estratiformes de sulfuros formados en unidades volcánicas o en interfases volcánico-sedimentarias depositadas en fondos oceánicos. Están compuestos principalmente por pirita masiva ($\approx 90\%$), con cantidades variables de Cu, Pb, Zn, Ba, Au y Ag, y se presentan en grupos y niveles stratigráficos limitados, asociados a rocas volcanoclásticas (de la Torre & Espí, 2019). La mineralogía combina pirita y/o pirrotina con calcopirita, esfalerita y galena; la galena y esfalerita predominan en la parte superior, mientras que la calcopirita se concentra en la parte inferior y gradualmente se conecta con el stockwork de venillas (de la Torre & Espí, 2019).

2.4.7. Depósitos de hierro tipo IOCG

Los depósitos de óxidos de hierro pueden presentar una evolución metalogenética compleja, en la cual se superponen dos estilos principales de mineralización:

- Depósitos tipo IOA (Iron Oxide-Apatite), caracterizados por la formación de cuerpos masivos de magnetita o hematita acompañados de minerales como apatito, actinolita o titanita, producto de procesos de metasomatismo de alta temperatura ricos en hierro, calcio y sodio.
- Depósitos tipo IOCG (Iron Oxide-Copper-Gold), que se desarrollan posteriormente mediante la introducción de fluidos hidrotermales ricos en

cobre, oro y sulfuros, generando asociaciones minerales como pirita, calcopirita, biotita y brechas hidrotermale (Olea Acuña, 2025).

2.4.8. Depósitos en rocas carbonatadas tipo Mississippi Valley

Los depósitos del tipo Mississippi Valley-Type (MVT) se caracterizan por presentar rasgos geológicos y geoquímicos amplios, lo que ha permitido incluir dentro de esta categoría una gran variedad de mineralizaciones de Zn-Pb-F e incluso otros metales. Los MVT representaban hacia finales de los años 80 aproximadamente el 65% de las reservas mundiales de zinc y el 77% de las de plomo, lo cual evidencia su alta relevancia económica y su amplia distribución a nivel mundial (Tritlla et al., 2005).

2.4.9. Pórfidos de cobre

Los depósitos de cobre tipo pórfido se forman a partir de sistemas magmático-hidrotermales asociados a intrusivos someros, donde los fluidos precipitan sulfuros hipogénicos en varias etapas, generando permeabilidad secundaria que favorece procesos supergénicos posteriores (Tittley y Beane, 1981; Seedorff et al., 2005; Sillitoe, 2010).

La mineralización se presenta en forma de vetas, stockworks y brechas, con Cu, Mo, Fe, Pb, Zn y cantidades significativas de Au, W, Bi y Sn, lo que puede representar subproductos importantes en la explotación Sillitoe (1980, como se citó en Ochoa-Landín et al., 2011).

2.4.10. Depósitos de cobre en capas rojas o red-beds

Los depósitos de cobre en capas rojas (*red-beds*) se encuentran restringidos a capas específicas dentro de una secuencia sedimentaria y se forman después de la deposición del sedimento huésped, antes de su completa litificación (de la Torre & Espí, 2019).

Los sedimentos huésped más comunes incluyen calizas y dolomías de baja energía, pizarras y rocas carbonatadas de origen marino o lacustre, así como areniscas y conglomerados de origen continental (de la Torre & Espí, 2019).

2.5. ***Tipos de yacimientos de oro***

2.5.1. Yacimientos auríferos primarios (epitermales, pórfidos)

Los depósitos epitermales se generan a menos de 1.5 km de profundidad mediante la circulación de fluidos hidrotermales en entornos volcánicos o magmáticos recientes, pudiendo desarrollarse también en ambientes marinos someros. Se clasifican según la química de los fluidos mineralizantes en sistemas de alta, intermedia y baja sulfuración, los cuales se diferencian por su mineralogía y elementos trazas asociados (Hg, Sb, As, Tl), además de contener sulfuros de metales base (Cu, Pb, Zn) junto con Au y Ag (García del Amo & Regueiro y González-Barros, 2023).

2.5.2. Yacimientos secundarios (placeres)

Los depósitos de tipo placer se forman por la concentración económica de minerales resistentes, provenientes de la desmantelación de yacimientos preexistentes, zonas enriquecidas naturalmente o incluso de desechos antrópicos. Estos depósitos son modelados por agentes exógenos como agua, hielo y viento, así como por procesos de meteorización mecánica y biológica (Viladevall, 1998).

2.5.3. Depósitos de oro denominados como “oro mesotermal”

Los depósitos de oro conocidos como mesotermales constituyen un subtipo de los depósitos auríferos epigenéticos, caracterizados por vetas controladas estructuralmente y asociados a terrenos metamórficos deformados. Según Groves y Foster (1991, como se citó en Ochoa-Landín et al., 2011), estos yacimientos se vinculan con cinturones metamórficos de esquistos verdes del Arqueano, cuya formación ha ocurrido de manera episódica a lo largo de la historia geológica, con eventos significativos entre 2,800 y 1,800 Ma.

2.5.4. Depósitos SEDEX y su potencial aurífero

Los yacimientos SEDEX se caracterizan por su morfología estratiforme, aunque en ocasiones se encuentran asociados a vetas filonianas que reflejan la precipitación

de minerales en los canales de emisión de fluidos hidrotermales Melgarejo (1997, como se citó en Andrade Tafoya, 2016).

Se forman en cuencas sedimentarias mediante procesos exógenos, como la sedimentación en ambientes acuáticos o lacustres, donde la acumulación y la interacción con agentes atmosféricos juegan un papel determinante. Molango (Hidalgo), El Boleo (Baja California Sur) (Rodríguez-Díaz et al., 2005).

La mineralización puede ser masiva o diseminada y frecuentemente presenta texturas bandeadas, alojándose en rocas vulcanosedimentarias, series detríticas terrígenas o carbonatadas. Además, se observan señales de removilización por corrientes de fondo, lo que confirma su carácter sinsedimentario Hedberg (1976, como se citó en Andrade Tafoya, 2016).

En la Ilustración 1 se observa un modelo genético de un yacimiento tipo SEDEX, donde se esquematiza la circulación de fluidos mineralizantes y la precipitación de sulfuros en un ambiente sedimentario, así como la disposición estratiforme de la mineralización.

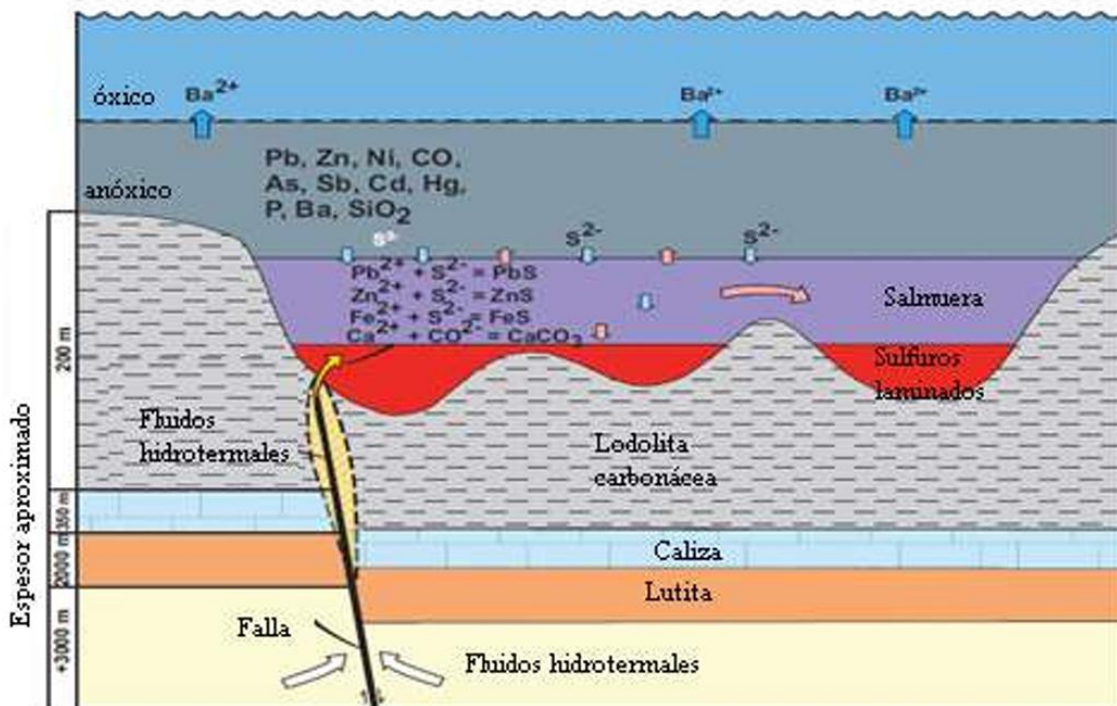


Ilustración 1. Modelo genético de un yacimiento SEDEX.

Nota. Fuente: Goodfellow (2014, como se citó en Andrade Tafoya, 2016).

Génesis y contexto hidrotermal

El conocimiento sobre la formación de estos depósitos ha avanzado desde el descubrimiento de los “black smokers” en dorsales oceánicas en 1970, donde los fluidos hidrotermales a altas temperaturas (250–380 °C) interactúan con el agua fría del mar, precipitando sulfuros microscópicos (Andrade Tafoya, 2016). Los depósitos SEDEX se originan a partir de fluidos magmáticos de cámaras submarinas que, al entrar en contacto con sedimentos saturados de minerales hidrotermales, dan lugar a concentraciones de metales.

Procesos de acumulación y precipitación

- Las salmueras hidrotermales se desplazan por grietas y fallas hasta las cuencas sedimentarias, donde los minerales se depositan en el fondo (Andrade Tafoya, 2016).
- Los sitios trampa son zonas deprimidas donde el agua más fría mezcla con las salmueras calientes, provocando la precipitación de metales y azufre en forma de sulfuros sedimentarios (Andrade Tafoya, 2016).
- La formación del depósito ocurre por:
 1. Precipitación directa en el fondo marino.
 2. Reemplazo metasomático desde abajo por fluidos hidrotermales ascendentes.
 3. Formación y colapso de chimeneas hidrotermales

Sedimentos exhalativos y metalogénesis

Estos sedimentos se generan por la descarga de fluidos hidrotermales tanto en ambientes subaéreos como submarinos, representando la manifestación externa de circuitos hidrotermales. Contienen las mayores reservas de piritas y galena, así como Pb, Zn, Cu, Ag, Au, Bi, Ba y otros metales Maier (2004, como se citó en Andrade Tafoya, 2016).

2.6. **Concentrados**

Un concentrado de mineral representa la etapa crucial en la que el metal de valor ha sido enriquecido, pero su procesamiento posterior está lejos de ser sencillo. La producción de estos concentrados es el objetivo primario de las operaciones mineras, donde "la mayoría de los procesos de separación de minerales implican el uso de sustanciales cantidades de agua" (Wills & Napier-Munn, 2006).

El resultado de este proceso es un producto que "tiene que ser separado de una pulpa" antes de su embarque.

Sin embargo, la calidad del concentrado está directamente ligada a la mineralogía del yacimiento.

2.6.1. Concentrados de oro

Un desafío significativo se presenta cuando un mineral de alta ley genera un concentrado de baja calidad, ya que "el aumento del contenido de pirita en los minerales de cobre de alta ley da como resultado la producción de concentrado de cobre de baja ley" (Oraby & Eksteen, 2014). Además, la presencia de elementos nocivos como el arsénico complica aún más la extracción, limitando la masa del concentrado y dejando una "parte significativa del oro tiende a ser recuperada por gravedad y lixiviación de los relaves de flotación" (Oraby & Eksteen, 2014). Esto transforma al concentrado en un material de bajo valor y alto costo de tratamiento.

Finalmente, antes de su embarque o procesamiento final, el concentrado debe ser acondicionado. La deshidratación es una etapa crítica que "produce un concentrado relativamente seco para su embarque" (Wills & Napier-Munn, 2006). Este proceso es normalmente una combinación de métodos, que comienza con la sedimentación para eliminar la mayor parte del agua y producir "una pulpa espesada de tal vez 55-65% de sólidos en peso" (Wills & Napier-Munn, 2006), para luego proceder a etapas de filtrado y secado térmico que le confieran las propiedades necesarias para ser un producto comercializable.

2.7. **Métodos de recuperación de oro a pequeña escala mecánicos**

La minería artesanal y en pequeña escala (MAPE) ha sido históricamente una de las principales formas de extracción de oro en diversos contextos geológicos, particularmente en depósitos aluviales. Estos métodos, de carácter principalmente mecánico, se mantienen relevantes por su simplicidad y por el acceso que brindan a comunidades con recursos limitados. "La minería artesanal y en pequeña escala (MAPE) emplea a aproximadamente 50 millones de personas en todo el mundo y produce entre el 15 % y el 20 % de los recursos minerales no combustibles" Veiga y Baker (2004, como se citó en Teschner et al., 2017).

2.7.1. Bateo

En una bandeja se concentran los minerales pesados en la parte inferior, mientras que los materiales más ligeros se eliminan en la parte superior. El funcionamiento básico de una bandeja es simple, pero se necesita experiencia y habilidad para procesar grandes cantidades de material y lograr la máxima recuperación (Roldan, 2017).

El bateo es una técnica de recuperación a pequeña escala empleada para el muestreo de depósitos aluviales o de placer. Este método utiliza un recipiente plano con forma de plato hondo, denominado batea, en el cual se realiza el lavado de las arenas con el fin de separar la grava y el material ligero, concentrando los minerales pesados principalmente oro, pero también casiterita, magnetita u otros en el fondo del recipiente.

2.7.2. Balancín

Los balancines son dispositivos basados en el principio de palanca que actúan como elementos esenciales en los sistemas de bombeo mecánico. "Las unidades de bombeo o balancines se diseñan con geometría de palanca clase I y de palanca clase III." (Swanson y Apolo, 2005). Esta distinción geométrica determina las configuraciones de serie (A, B, C y M) y condiciona la longitud de los brazos y la carrera de la cabeza de caballo, factores que influyen directamente en el rendimiento de bombeo y en la selección del equipo para aplicaciones específicas (Swanson y Apolo, 2005).

En la Ilustración 2 se observa una máquina de balancines simple, utilizada como equipo de separación/beneficio a pequeña escala, mostrando sus componentes principales y el arreglo general del sistema.

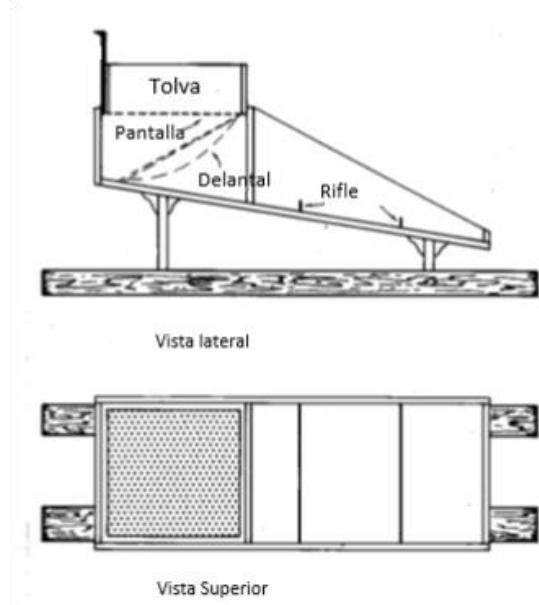


Ilustración 2. Máquina de balancines simple.

Nota. Fuente: (Roldán, 2019).

En cuanto a su balanceo y contrapeso, existen variantes que optimizan comportamiento y transporte según el entorno operativo. "El uso de aire comprimido en lugar de pesas permite controlar mejor el contrapeso: el peso de la unidad se reduce aproximadamente un 40% y los costos de transporte e instalación disminuyen considerablemente." (Swanson y Apolo, 2005). La nomenclatura técnica incorpora el torque máximo en la caja reductora, la capacidad máxima de carga estructural y la carrera disponible, criterios que permiten identificar y comparar unidades según la normativa API y las necesidades operativas. (Swanson y Apolo, 2005).

2.7.3. Esclusa

En la minería artesanal todavía se emplean métodos tradicionales que, a pesar de su simplicidad, resultan eficaces para la recuperación de metales preciosos. Entre ellos, las esclusas o cajas de bateo son herramientas esenciales, ya que permiten

separar partículas de oro utilizando la acción de la gravedad. “Una esclusa se define generalmente como un canal artificial a través del cual fluyen cantidades controladas de agua” (Roldán Contreras, 2019). Este principio básico, combinado con materiales accesibles y un diseño sencillo, ha permitido que continúe siendo ampliamente utilizada en la actualidad.

El funcionamiento de estas estructuras se basa en un flujo de agua que moviliza el material mineralizado, facilitando que las partículas más densas queden atrapadas. “Las cajas de bateo son estructuras hidráulicas utilizadas en la minería a pequeña escala para la recuperación de oro, que permiten separar y concentrar partículas de oro de la ganga mediante el flujo controlado de agua” (Yin et al., 2020a).

En la Ilustración 3 se observa una vista detallada del diseño optimizado de la esclusa, donde se aprecian los elementos geométricos y/o componentes clave que influyen en el flujo y en la retención/separación de partículas

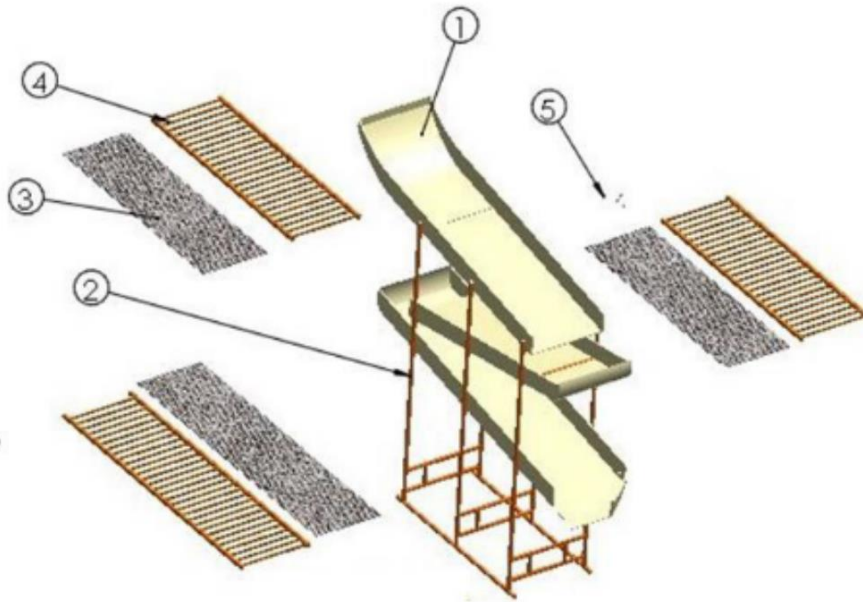


Ilustración 3. Vista detallada del diseño optimizado de la esclusa.

Nota. Fuente: Yin et al. (2020a).

Una de las principales desventajas es la pérdida de oro durante la operación, consecuencia de diseños que no se basan en análisis técnicos precisos. Como mencionan Yin et al. (2024), “estas cajas enfrentan altas pérdidas de oro debido a

que su diseño se basa principalmente en métodos empíricos y prueba y error". Además, "la falta de un diseño basado en análisis fluidodinámico adecuado conduce a eficiencias subóptimas en la separación" (Yin et al., 2020a), lo que repercute directamente en el rendimiento y la rentabilidad de la actividad minera artesanal.

2.7.4. Mesas de agitación (concentradoras)

La separación por gravedad es un método fundamental en la recuperación de minerales pesados y metales preciosos, aplicable desde pruebas de laboratorio hasta procesos industriales a gran escala. Su análisis permite determinar criterios de diseño y optimización en fases de construcción. "Si bien la separación por gravedad abarca diversos procesos unitarios industriales en la recuperación de minerales pesados y metales preciosos, desde la perspectiva de pruebas a escala de laboratorio, un valor indicativo de la recuperación por gravedad (rendimiento másico y ley) es suficiente para la mayoría de los estudios de ingeniería" (Young, Dunne y Kawatra, 2019).

Dentro de los equipos más comunes para estudios de laboratorio destacan las mesas vibratorias y los concentradores centrífugos, los cuales proporcionan datos confiables sobre la eficiencia de separación.

En la Ilustración 4 se observa una mesa de agitación tipo Wilfley, empleada en concentración gravimétrica, donde la superficie estriada y el flujo de agua favorecen la separación de partículas en función de su densidad y tamaño.

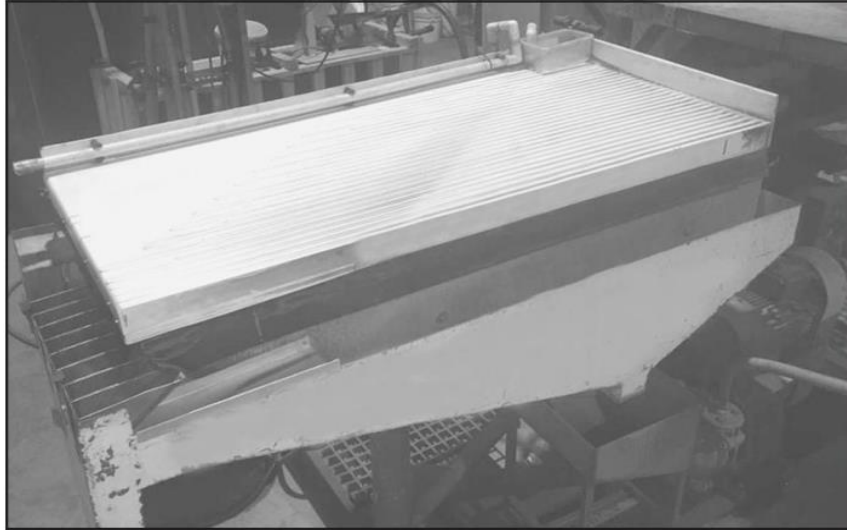


Ilustración 4. Wilfley shaking table.

Nota. Fuente: Young, Dunne y Kawatra (2019).

Estas mesas permiten ajustar parámetros de vibración y flujo de agua para optimizar la recuperación de partículas valiosas, siendo herramientas esenciales en la fase experimental de ingeniería de procesos minerales.

2.8. ***Métodos tradicionales de recuperación de metales preciosos por medios químicos***

Desde la antigüedad, la recuperación de metales preciosos ha sido una práctica esencial para la humanidad, tanto por su valor económico como por sus propiedades únicas. “Los metales preciosos son ampliamente utilizados como catalizadores en diversas industrias, agricultura y medicina, debido a sus propiedades físicas y químicas” (Roldán Contreras, 2019). Además de su relevancia tecnológica, metales como el oro (Au), la plata (Ag), el platino (Pt) y el paladio (Pd) se han consolidado como símbolos de valor y medios de intercambio reconocidos internacionalmente.

Uno de los métodos más antiguos para su recuperación es la hidrometalurgia, la cual emplea solventes químicos capaces de disolver los metales para refinarlos. “La hidrometalurgia consiste en disolver los PMs en solventes químicos para separarlos y refinarlos” (Chen et al., 2021). El uso de reactivos como el agua regia, una mezcla

de ácido nítrico (HNO_3) y ácido clorhídrico (HCl), data desde el siglo IX y se ha mantenido como uno de los métodos más efectivos. “El agua regia es muy efectivo para disolver metales como el paladio (Pd), además de en ácido nítrico concentrado y ácido sulfúrico (H_2SO_4) en condiciones específicas” (Chen et al., 2021). Por otro lado, los procesos hidrometalúrgicos también enfrentan desafíos asociados al uso intensivo de agua y sustancias químicas. “El principal problema de los procesos hidrometalúrgicos es el alto consumo de agua y/o productos químicos que necesitan un tratamiento posterior” (Burat et al., 2019). Entre estos métodos, la cianuración ha sido la más utilizada por su simplicidad y rentabilidad, aunque “sufre de toxicidad y lixiviación lenta” (Burat et al., 2019).

2.8.1. Formación de complejos de oro

El estudio de los complejos del oro ha cobrado gran relevancia en los últimos años, especialmente en los procesos de recuperación de metales preciosos a partir de residuos secundarios. “Los PM en los recursos secundarios se transfieren de los residuos sólidos a los líquidos residuales a través de la hidrometalurgia, mientras que los PM^0 se oxida a PM^{x+n} ” (Chen et al., 2021). Este comportamiento químico permite su disolución y posterior separación mediante técnicas de lixiviación, adsorción o precipitación, reduciendo el impacto ambiental de los residuos.

Actualmente, se conocen numerosas especies de complejos de oro con diferentes grados de estabilidad, dependiendo de la naturaleza del ligando y de los átomos donadores que los conforman. “Existen cantidades de complejos de oro con una amplia gama de estabilidades, la cual está supeditada a la naturaleza del átomo donador del enlazador, es decir, el átomo en el ligando que está conectado directo al oro” Nicol et al. (1992, como se citó en Chaucayanqui Quisa, 2022). Esta relación química implica que, a medida que aumenta la electronegatividad del átomo donador, disminuye la estabilidad del complejo, modificando su comportamiento en las soluciones de lixiviación.

De acuerdo con estudios recientes, los estados de oxidación más comunes del oro son (+1) y (+3), ambos clasificados como iones metálicos de tipo B, lo que influye directamente en su afinidad por ciertos ligandos.

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

En la Tabla 1 se presentan las constantes de estabilidad ($\log \beta$) y los potenciales de reducción estándar (E° vs SHE) para distintos complejos de oro formados con ligandos comunes, así como el rango de pH en el que se favorece su estabilidad.

Tabla 1. Constantes de estabilidad y potencial de reducción estándar para complejos de oro.

LIGANDO COMPLEJO		AU ¹⁺ O AU ³⁺	LOG B ₂ O B ₃	E° Au(+1 o +3)/Au (V vs SHE)	RANGO DE PH
CN ⁻	Au(CN) ₂ ⁻	+1	38.3	-0.57	> 9
SCN ⁻	Au(SCN) ₂ ⁻	+1	17.1	0.66	–
	Au(SCN) ₄ ³⁻	+3	43.9	0.66	< 3
S ₂ O ₃ ²⁻	Au(S ₂ O ₃) ₂ ³⁻	+1	28.7	0.17	8–10
Cl ⁻	AuCl ₂ ⁻	+1	9.1	1.11	–
	AuCl ₄ ⁻	+3	25.3	1.00	< 3
Br ⁻	AuBr ₂ ⁻	+1	12.0	0.98	5–8
	AuBr ₄ ⁻	+3	32.8	0.97	–
I ⁻	AuI ₂ ⁻	+1	18.6	0.58	5–9
	AuI ₄ ⁻	+3	47.7	0.69	–
CS(NH ₂) ₂	Au(NH ₂ CSNH ₂) ₂ ²⁺	+1	23.3	0.38	< 3
HS ⁻	Au(HS) ₂ ⁻	+1	29.9	-0.25	< 9
NH ₃	Au(NH ₃) ₂ ⁺	+1	26.5	0.57	> 9
Glicinato	Au(NH ₂ CH ₂ COO) ₂ ⁻	+1	18.0	0.63	9
SO ₃ ²⁻	Au(SO ₃) ₂ ³⁻	+1	15.4	0.77	> 4

Nota. Fuente: Aylmore (2005, como se citó en Chaucayanqui Quisa, 2022).

Por otra parte, se han desarrollado alternativas a la cianuración tradicional mediante el uso de compuestos orgánicos que presentan menor toxicidad y mayor compatibilidad ambiental. “La lixiviación de oro con compuestos orgánicos que contienen el grupo TIO (Tiourea CS(NH₂)₂, Tiosulfato S₂O₃²⁻, Tiosanato SCN⁻, Tiosecarbazida CH₅N₃S) tiene algunas ventajas con respecto a la cianuración, como la facilidad de realizar la disolución bajo condiciones ácidas y usar agentes oxidantes fuertes” (Roldán Contreras, 2019). Además, estos reactivos permiten recuperar los valores metálicos por adsorción o precipitación, al tiempo que reducen los riesgos ambientales asociados al uso de cianuro.

2.8.2. Lixiviación

Se refiere al proceso químico mediante el cual los metales contenidos en la roca o el mineral se disuelven en una solución química para luego ser recuperados. En la

Ilustración 5 se presentan los principales métodos de disolución del oro empleados en hidrometalurgia, mostrando las rutas de lixiviación más comunes.

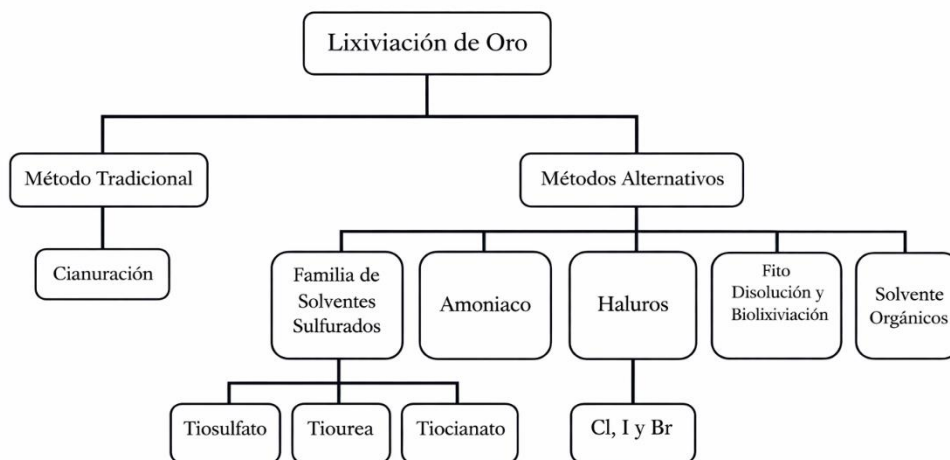


Ilustración 5. Métodos de disolución (lixiviación) del oro.

Nota. Adaptado de Perea (2016, como se citó en Chaucayanqui Quisa, 2022).

2.8.3. Fundamentos del uso de tiosulfato

El tiosulfato se ha consolidado como una alternativa prometedora a los métodos tradicionales de disolución de oro, debido a su alta capacidad complejante y menor impacto ambiental. “El tiosulfato, que es similar a la tiourea, también tiene la capacidad de extraer oro” Burdinski & Blees (2007, como se citó en Chen et al., 2021). Este compuesto presenta simultáneamente propiedades reductoras y oxidantes, derivadas de los números de oxidación de sus átomos de azufre (+6 y -2), lo que le confiere una versatilidad única para formar complejos estables con metales nobles.

Durante el proceso de disolución, el oro forma complejos estables con el tiosulfato, siendo el más representativo el complejo $[Au(S_2O_3)_2]^{-3}$, el cual constituye la etapa más crítica de la reacción.

Asimismo, la naturaleza electrónica del ligando juega un papel determinante en la formación de los complejos. “Este estado de oxidación preferido está relacionado con la configuración electrónica del ligando. Los ligandos donadores de electrones suaves, como cianuro, tiourea, tiocianato y tiosulfato, prefieren iones metálicos como auroso (Au^{1+})” Marsden & House (2006, como se citó en Chaucayanqui Quisa,

2022). En cambio, los ligandos más duros como los haluros y el amoníaco muestran mayor afinidad por el ion áurico (Au^{3+}), lo que explica las diferencias observadas en los potenciales de reducción de los complejos de oro.

La lixiviación con soluciones de tiosulfato ha sido objeto de numerosas investigaciones, particularmente en minerales refractarios. “La lixiviación con soluciones de tiosulfatos ha sido estudiada principalmente para minerales refractarios” (Roldán Contreras, 2019). Estudios pioneros como los de Berozowky y Sefton (1979) reportaron recuperaciones de hasta 83% de plata utilizando tiosulfato de amonio. Investigaciones posteriores confirmaron “la alta eficiencia de las soluciones de lixiviación de tiosulfato-cobre-amoníaco” (Roldán Contreras, 2019), capaces de disolver metales preciosos en periodos cortos. En síntesis, el tiosulfato se distingue por su capacidad de formar complejos estables y menos tóxicos que los obtenidos con cianuro, lo que lo convierte en una alternativa viable y ambientalmente segura para la recuperación de oro y plata a partir de minerales y residuos metálicos.

2.8.4. Cianuración

La cianuración ha sido durante más de un siglo uno de los métodos más utilizados para la disolución y recuperación de oro y plata en la minería. “Desde 1887 ha sido utilizado para la disolución de oro, debido a su alta eficiencia y costo relativamente bajo; el 18% de la producción mundial de cianuro se emplea en operaciones mineras para la recuperación de oro” (Chaucayanqui Quisa, 2022). Este proceso aprovecha las propiedades químicas del cianuro, especialmente en sus formas sódica, potásica y cálcica, las cuales “se disuelven en el agua para formar cationes metálicos respectivos e iones de cianuro libre” (Perea Solano, 2016).

El éxito de la cianuración depende de la presencia de oxígeno como agente oxidante, pues “el oxidante de uso común en la lixiviación con cianuro es oxígeno” (Perea Solano, 2016). Este oxidante permite la formación del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, que es la base del proceso de disolución del oro metálico. En este sentido, la cianuración se fundamenta en reacciones electroquímicas que facilitan la oxidación del metal y su estabilización en forma de complejo soluble.

A pesar de su efectividad, la cianuración presenta serios problemas ambientales y de seguridad. “El cianuro, que es la clave para la extracción, es una sustancia altamente tóxica” (Chen et al., 2021). En contacto con el aire, puede generar ácido cianhídrico (HCN), un gas letal que afecta directamente al sistema respiratorio humano. Por ello, aunque el método es ampliamente utilizado, su aplicación requiere estrictos controles y tecnologías de mitigación ambiental.

Además del oro, el método de cianuración también se aplica en la recuperación de plata. “El método de cianuración de plata consiste en disolver el metal con una solución aireada de cianuro de sodio, la plata queda en la solución como complejo $[Ag(CN)_2]^-$ y se recupera agregando polvo de zinc” (Juárez et al., 2012). Este proceso, conocido como cementación, constituye una de las primeras técnicas hidrometalúrgicas exitosas para obtener metales en estado elemental a partir de soluciones.

2.8.5. Comparación del uso de tiosulfato con cianuración

Durante más de un siglo, la cianuración ha sido el método predominante para la extracción de oro a nivel industrial. “El proceso para concentrar oro con cianuro se desarrolló en Escocia en 1887 y se utilizó casi de inmediato en los campos de oro de Witwatersrand de la República de Sudáfrica” (Da Rosa, Lyon & Hocker, 1997). Con el tiempo, esta técnica se extendió por todo el mundo debido a su alta eficiencia y bajo costo operativo, convirtiéndose en la tecnología dominante en la recuperación de oro. Sin embargo, su empleo ha sido cuestionado por las consecuencias ambientales derivadas del uso de compuestos altamente tóxicos.

En este sentido, diversos autores han señalado que “el cianuro es un reactivo altamente tóxico que causa peligros ambientales potenciales como resultado de su mal manejo” Hilson & Monhemius (2006, como se citó en Zhang et al., 2022). Esta toxicidad ha impulsado la búsqueda de agentes lixiviantes alternativos, entre los cuales destacan la tiourea, el tiocianato, los haluros y, especialmente, el tiosulfato, considerado una opción más segura y ambientalmente amigable. No obstante, aunque se han desarrollado múltiples investigaciones sobre estos reactivos, “sus aplicaciones industriales son raras en la actualidad, y solo la tiourea y el tiosulfato

se aplican con éxito en varias minas de oro específicas” la Brooy et al. (1994, como se citó en Zhang et al., 2022).

El tiosulfato se presenta como una alternativa viable frente a la cianuración por su menor impacto ecológico y su capacidad para lixiviar minerales refractarios. “La lixiviación con tiosulfato de oro es una alternativa prometedora a la cianuración, lo que implica que tiene ventajas que justifican su estudio y desarrollo, como ser menos tóxica y tener menor impacto ambiental” (Xu, Kong & Li, 2017). Además, su uso resulta especialmente eficaz en yacimientos donde la cianuración es limitada o prohibida por razones regulatorias o ambientales.

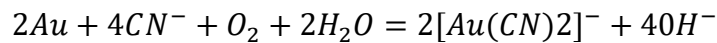
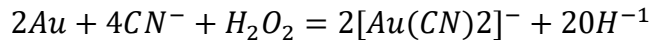
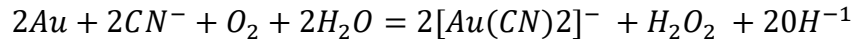
2.8.6. Mecanismos de la literatura sobre el uso del Tiosulfato como agente lixiviante

Diversos estudios han demostrado que la disolución del oro depende en gran medida del tipo de reactivo utilizado y de las condiciones del medio. En la literatura se describen distintos mecanismos que explican cómo el oro pasa de su forma metálica a una soluble durante la lixiviación. Uno de los trabajos más representativos es el realizado por Kaleb Jia Chaka y Steven M. Rupprecht (2024), titulado “*Thiosulfate Leaching in Carbonaceous Gold-Bearing Ores in Ethiopia*”, donde se analizan los comportamientos del cianuro y del tiosulfato en la extracción del oro.

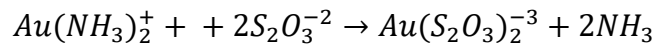
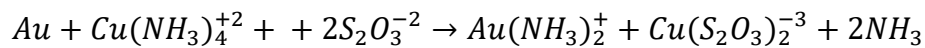
El estudio se llevó a cabo en las instalaciones de MIDROC Gold Mine Legadembi, al sur de Etiopía, utilizando minerales carbonosos auríferos. Durante las pruebas se mantuvieron constantes parámetros como una densidad del pulpo del 50 %, un pH entre 10.0 y 11.5, y un tiempo de residencia de 48 horas. Las muestras fueron previamente trituradas y molidas para liberar el oro, ajustando el pH con cal (CaO) y tiosulfato frente al cianuro bajo las mismas condiciones.

Los resultados mostraron una diferencia clara entre ambos reactivos. El tiosulfato de sodio logró una recuperación del 90.54 % del oro, mientras que el cianuro alcanzó solo un 61.70 %. Esta mayor eficiencia del tiosulfato se asocia con su

capacidad para formar complejos estables con el oro y mantenerlo disuelto en solución, incluso en minerales de difícil tratamiento. En el caso del cianuro, la disolución del oro ocurre mediante la formación de complejos oro–cianuro estables, representados por la ecuación general:



Por otro lado, el tiosulfato sigue un mecanismo distinto en el que intervienen el amoníaco y los iones cúpricos como catalizadores, permitiendo la formación del complejo soluble $Au(S_2O_3)_2^{3-}$, según las siguientes ecuaciones:



Los análisis de laboratorio mediante fire assay, un método gravimétrico que consiste en fundir la muestra para separar y cuantificar con precisión los metales preciosos presentes, confirmaron que, tras el proceso de lixiviación, el residuo sólido contenía solo un 22.8 % de oro no disuelto con tiosulfato, frente a un 47.2 % con cianuro. Estos resultados evidencian que el tiosulfato no solo mejora la eficiencia del proceso, sino que también reduce el impacto ambiental al eliminar el uso de reactivos altamente tóxicos.

A pesar de las ventajas que ofrece el tiosulfato como agente lixivante, diversos estudios han señalado algunos desafíos asociados a su aplicación práctica. Durante el proceso de disolución del oro, el consumo de tiosulfato suele superar los 25 kg por tonelada de mineral, lo que incrementa los costos operativos y puede afectar la eficiencia global del sistema. Además, los métodos convencionales de recuperación utilizados en la cianuración, como la adsorción en carbón activado o la cementación con zinc, resultan menos eficaces cuando se aplican a soluciones de tiosulfato,

debido a la naturaleza distinta de los complejos que se forman durante la lixiviación. Estas limitaciones no anulan el potencial del tiosulfato, pero sí explican por qué su aplicación industrial aún es limitada, resaltando la necesidad de optimizar sus mecanismos de reacción y las condiciones del proceso para mejorar su viabilidad a gran escala (Xu et al., 2017).

En algunos estudios se ha reportado un mecanismo catalítico en el que el amoníaco y los iones cúpricos desempeñan un papel determinante en la formación y estabilidad de los complejos de oro. En este sistema, el amoníaco (NH_3) se une inicialmente a la superficie del oro para formar el complejo $[\text{Au}(\text{NH}_3)_2]^+$, el cual es posteriormente reemplazado por iones tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), generando el complejo más estable $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$.

Durante este proceso, el $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$ actúa como catalizador redox, estabilizando el cobre en medio alcalino y facilitando la reacción entre Au^+ y $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$. En las zonas anódicas, este complejo se oxida a $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$, mientras que en las zonas catódicas el proceso se invierte gracias al oxígeno disuelto, que reoxida el $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$ nuevamente a $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$. Este ciclo catalítico mantiene el equilibrio entre las especies cúpricas y promueve tanto la reducción del oxígeno como la oxidación del tiosulfato, asegurando una disolución eficiente del oro.

Por otra parte, en el trabajo de Roldán-Contreras et al. (2020), se evaluó la lixiviación de oro y plata a partir de un mineral sedimentario exhalativo del noreste de Hidalgo, México, con contenidos metálicos asociados a fases como cuarzo, ilmenita, monacita y trazas de sulfuros. Para ello, se seleccionaron y mezclaron muestras representativas de 50 kg que posteriormente fueron molidas hasta obtener partículas menores a 78 μm .

Los ensayos de lixiviación se llevaron a cabo en un reactor de vidrio con fondo plano, equipado con agitación magnética de 500 s^{-1} y control de temperatura entre 298 y 328 K. El pH se mantuvo constante mediante adición continua de NaOH, variando entre 7 y 11 según el metal a estudiar. El proceso se monitoreó durante un periodo de 0 a 14,400 segundos utilizando soluciones de tiosulfato de sodio con concentraciones de $200\text{--}500 \text{ mol}\cdot\text{m}^{-3}$ para plata y $32\text{--}320 \text{ mol}\cdot\text{m}^{-3}$ para oro, sin

adición de iones cúpricos, empleando únicamente el oxígeno disuelto por agitación mecánica.

Bajo estas condiciones, se alcanzaron recuperaciones de hasta 80 % para la plata y 20 % para el oro. Los autores explican que *“la energía de activación obtenida durante el proceso de lixiviación de la plata fue de $3.15 \text{ kJ}\cdot\text{mol}^{-1}$, lo cual indica un control difusivo del proceso”*, mientras que para el oro *“fue de $36.44 \text{ kJ}\cdot\text{mol}^{-1}$, representando un control mixto entre difusión y reacción química”* (Roldán-Contreras et al., 2020, p. 1).

Estos resultados sugieren que la disolución de la plata se encuentra limitada por la difusión del oxígeno a través de la capa de productos, mientras que en el caso del oro interviene una combinación de control químico y difusivo, afectada por la estabilidad del tiosulfato y la formación de azufre elemental sobre la superficie del mineral. De acuerdo con los autores, el estudio permitió *“verificar la capacidad del agente lixivante de acuerdo con la naturaleza y composición del mineral”* (Roldán-Contreras et al., 2020, p. 11).

2.8.7. Influencia de variables físico-químicas

El proceso de lixiviación de metales preciosos, como el oro y la plata, se ve influido por una serie de factores físico-químicos que afectan tanto la eficiencia como la velocidad de disolución del metal. Entre los principales factores se encuentran el pH, la temperatura, la concentración de reactivos y el tiempo de residencia. Un estudio preliminar sobre la lixiviación de plata en medios de cianuro y tiosulfato mostró que, en condiciones controladas, la concentración de tiosulfato y la temperatura influyen notablemente en la recuperación del metal. Se obtuvo una recuperación máxima de plata del 92 % con cianuro a 323 K, y un 93 % con tiosulfato a 328 K, destacando que, en este caso, el pH no mostró un efecto significativo en el sistema de cianuro, pero sí en el de tiosulfato, donde el orden de reacción fue de $n = 3.27$ (Hernández-Ávila et al., 2025).

A medida que la temperatura aumenta, la cinética de disolución también mejora. Las investigaciones iniciales de Zipperian et al. (1988) y Kuzugüdenli & Kantar (1999) sobre la lixiviación de minerales de riolita indicaron que la temperatura juega

un papel fundamental en la extracción de plata, ya que la eficiencia de disolución se incrementa de manera significativa al subir la temperatura de 25°C a 60°C, alcanzando una extracción de plata del 60 % a 60°C. Este comportamiento subraya cómo el tiosulfato, en presencia de temperaturas más altas, resulta ser una opción viable, especialmente en minerales refractarios o en casos donde los reactivos

Adicionalmente, en un estudio comparativo realizado con tiosulfato-nitrito-cobre para la lixiviación de plata, se determinó que la concentración de tiosulfato es un factor que controla la cinética de lixiviación. A concentraciones de tiosulfato de 0.07 M a 0.15 M, se observó que un aumento en la temperatura favoreció la recuperación de plata, alcanzando resultados óptimos a 45°C (Alvarado-Macías et al., 2016). Los análisis SEM-EDS mostraron que, con tiosulfato a 0.15 M, las partículas de plata estaban recubiertas por una capa compuesta de Cu y S, lo que sugería la formación de estroymeyerita (CuAgS). Este resultado, combinado con la generación in situ de complejos de cobre-amoniaco, resalta cómo diferentes factores físico-químicos influyen directamente en la formación de complejos de metales preciosos y la eficiencia del proceso de lixiviación.

3. METODOLOGÍA

La metodología de esta investigación se estructuró en diversas etapas que abarcaron desde la obtención y preparación del mineral hasta su caracterización físico-química y mineralógica, seguida de los ensayos de lixiviación y precipitación con tiosulfato de sodio.

El estudio se realizó con material procedente de un yacimiento tipo SEDEX localizado en el municipio de Tianguistengo, Hidalgo, seleccionado por su potencial metalúrgico y su relevancia geológica.

3.1. *Plan metodológico*

El plan metodológico muestra de forma general las etapas que conforman la investigación, desde el muestreo del mineral hasta la obtención y análisis de los

resultados. Resume el flujo de trabajo seguido para cumplir los objetivos del estudio, integrando la caracterización del material, el proceso de lixiviación con tiosulfato de sodio y la evaluación de las condiciones que influyen en la recuperación del metal.

El proceso inicia con la recolección de muestras representativas en diferentes puntos del depósito, garantizando su homogeneidad mediante métodos de muestreo estandarizados. Posteriormente, el mineral es sometido a una preparación mecánica controlada, que incluye trituración, cuarteo y clasificación por tamaño de partícula, con el propósito de asegurar su idoneidad para los ensayos de lixiviación.

La caracterización del mineral y de los productos obtenidos durante las etapas experimentales se realizó mediante diversas técnicas analíticas complementarias, entre las que se incluyen la Microscopía Electrónica de Barrido (MEB), los sistemas de Difracción de Rayos X (DRX), la Espectrometría de Emisión Óptica con Plasma Acoplado Inductivamente (ICP-OES) y la Espectroscopía de Plasma Inducido por Láser (LIBS, por sus siglas en inglés: *Laser-Induced Breakdown Spectroscopy*), las cuales permitieron evaluar la morfología, composición mineralógica y composición química elemental de las muestras analizadas. Con base en esta caracterización, se diseñan las pruebas de lixiviación, donde se evalúan las condiciones físico-químicas tales como concentración de reactivos, pH y tiempo de contacto que influyen en la disolución y recuperación de los metales de interés. Finalmente, se realizan etapas complementarias de precipitación y ajuste de pH para optimizar la recuperación del metal disuelto.

En la Ilustración 6 se presenta el plan metodológico de la investigación, que integra la caracterización del mineral y de los productos mediante MEB, DRX, ICP-OES y LIBS, el diseño y ejecución de pruebas de lixiviación y de precipitación orientadas a optimizar la recuperación del metal disuelto.

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

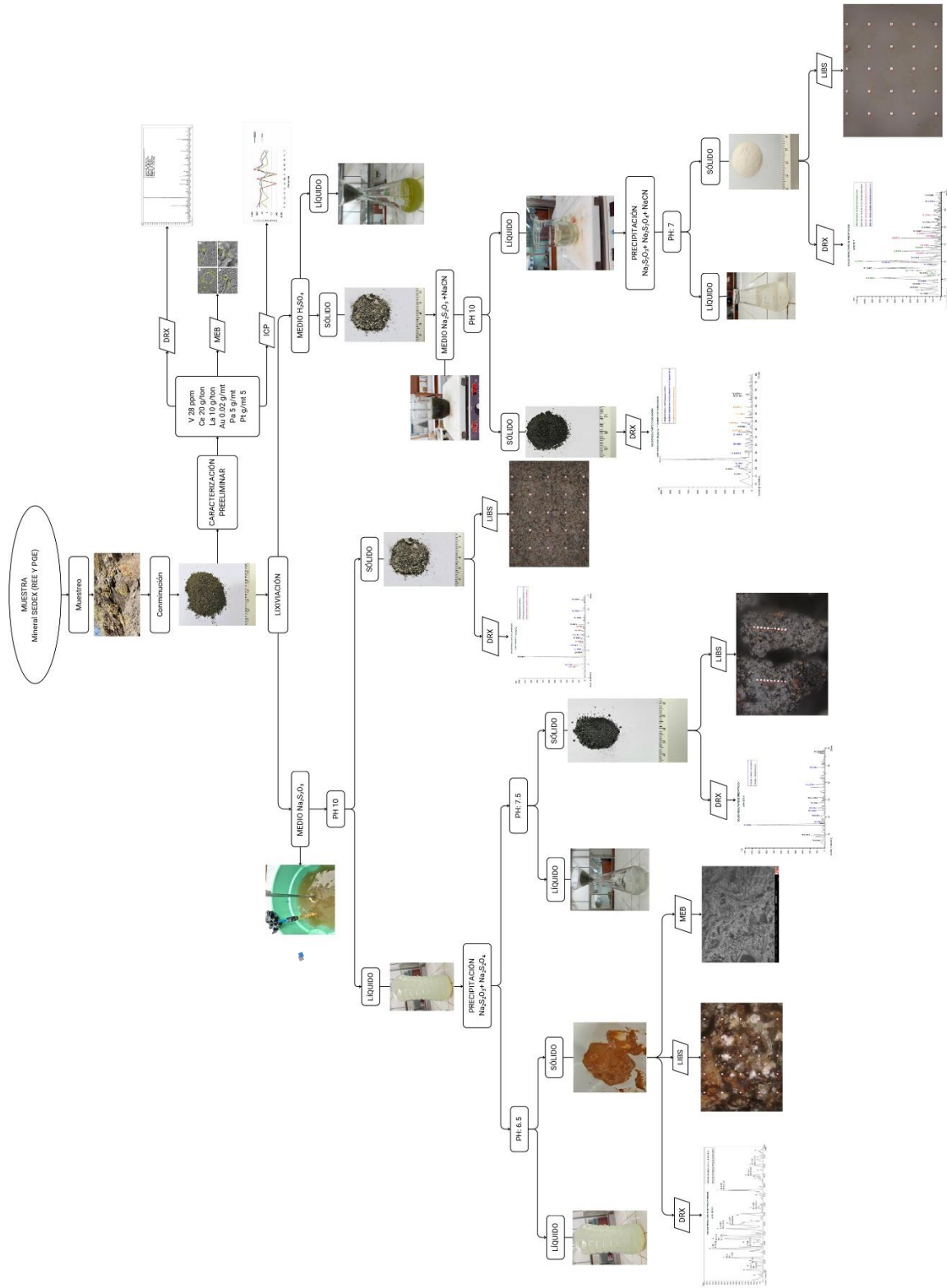


Ilustración 6. Plan metodológico de investigación.

Nota. Elaboración propia.

3.2. **Área de estudio: ubicación geográfica y contexto geológico**

La presente investigación se lleva a cabo en Santa Mónica, una localidad situada en el municipio de Tianguistengo, al noroeste del estado de Hidalgo. El área forma parte de una región con antecedentes geológicos de interés, donde afloran materiales de origen sedimentario y volcánico que presentan un notable potencial metalúrgico. La selección de esta zona responde a su relevancia geológica y a la disponibilidad de materiales con características favorables para su estudio. Estas condiciones permitieron la obtención de muestras representativas y el desarrollo de pruebas experimentales orientadas a evaluar su comportamiento en procesos de lixiviación, contribuyendo así al cumplimiento de los objetivos planteados en la investigación.

En la Ilustración 7 se muestra la ubicación geográfica del municipio de Tianguistengo, Hidalgo, situándolo dentro del estado para la identificación del área de estudio asociada al muestreo y al contexto geológico de la investigación.

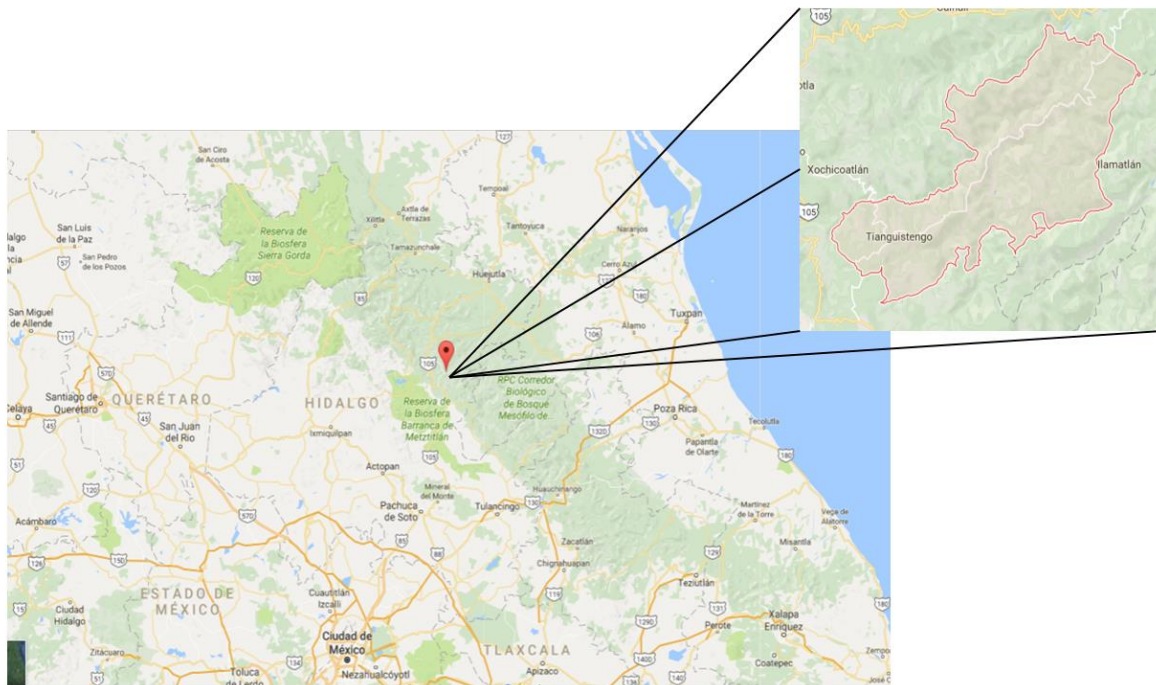


Ilustración 7. Ubicación geográfica del municipio de Tianguistengo, Hgo.

Nota. Tomado de Roldán (2019).

3.3. **Muestreo**

Para la obtención de la muestra representativa de mineral destinada a los experimentos y análisis correspondientes, se realizó un muestreo en varios puntos del depósito. Se utilizó el método de esquirlas, técnica que consiste en la extracción de fragmentos o porciones pequeñas del material en diferentes sectores del yacimiento. Este enfoque tiene como objetivo asegurar que la muestra obtenida sea compuesta y homogénea, de modo que refleje de manera precisa las características generales del mineral en estudio, lo cual es esencial para la caracterización mineralógica y los análisis posteriores. En la Ilustración 8 se muestra el muestreo por esquirlas realizado en distintos puntos del yacimiento tipo SEDEX, con el fin de integrar una muestra compuesta representativa para la caracterización mineralógica.

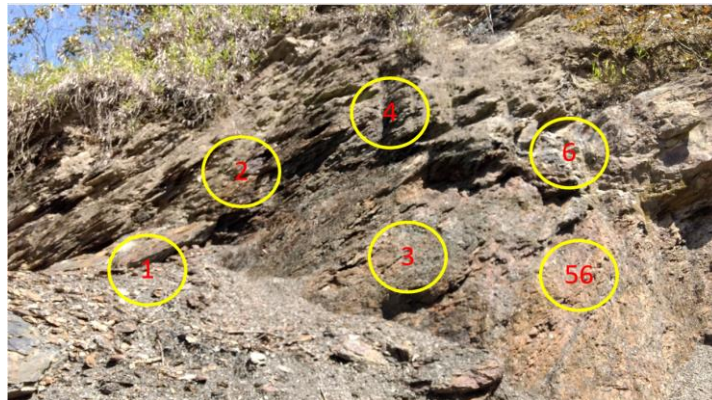


Ilustración 8. Muestreo por esquirlas del yacimiento Sedex.

Nota. Tomado de Roldán (2019).

3.4. **Preparación mecánica del mineral**

Una vez obtenido el muestreo aleatorio mediante el método de esquirlas dentro del yacimiento, las muestras fueron transportadas a la Unidad Central de Laboratorios, ubicada en la Ciudad del Conocimiento de la Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo. En esta unidad, el mineral fue procesado mediante trituración en un molino de quijadas de la marca ALLIS MINERAL SYSTEMS, siguiendo el procedimiento

estándar para reducir el tamaño de las partículas. En la Ilustración 9 se observa el molino de quijadas ALLIS MINERAL SYSTEMS utilizado para la trituración primaria del mineral, con el objetivo de reducir el tamaño de partícula y preparar las muestras para los análisis y pruebas posteriores.



Ilustración 9. Molino de quijadas (ALLIS MINERAL SYSTEMS).

Nota. Tomado de Roldán (2019). Equipo ubicado en la Unidad Central de Laboratorios, Ciudad del Conocimiento, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

Con el mineral se procedió a realizar el método de cuarteo, una técnica estándar en la preparación de muestras minerales. Este proceso comienza con el traslado del mineral a una superficie limpia, sobre la cual se organiza el material formando un montón cónico. La clave de este procedimiento radica en la repetición del proceso varias veces para asegurar que la muestra resultante sea homogénea. Cada vez que se toma una palada del material, se debe distribuir de manera regular alrededor del vértice del cono, cuidando que este no se desplace de su ubicación original. Durante este proceso, el mineral más grueso tiende a rodar hacia abajo, mientras que las partículas más finas quedan acumuladas en el vértice superior del cono. Aunque esto pueda generar un leve desmezcle, la distribución sigue siendo simétrica, lo que asegura que el cuarteo se realice correctamente sin afectar la representatividad de la muestra.

Una vez formado el cono, se distribuye el material desde el vértice hacia todos los lados de manera regular, manteniendo la proporción adecuada en cada cuadrante del montón. Los cuadrantes se separan cuidadosamente, eliminando cualquier

polvo o partículas finas con una escoba o brocha para evitar alteraciones en el material a analizar. Posteriormente, se toma el mineral de dos cuadrantes opuestos, y se separa cuidadosamente para asegurar la uniformidad en la muestra. El mineral de los otros dos cuadrantes se mezcla nuevamente varias veces para garantizar que se obtenga una muestra representativa y homogénea. Este proceso se repite hasta alcanzar la cantidad de muestra necesaria, asegurando la correcta preparación para los análisis subsiguientes.

En la Ilustración 10 se esquematiza el método de cuarteo empleado para reducir el volumen de la muestra y obtener una fracción representativa requerida para los análisis.

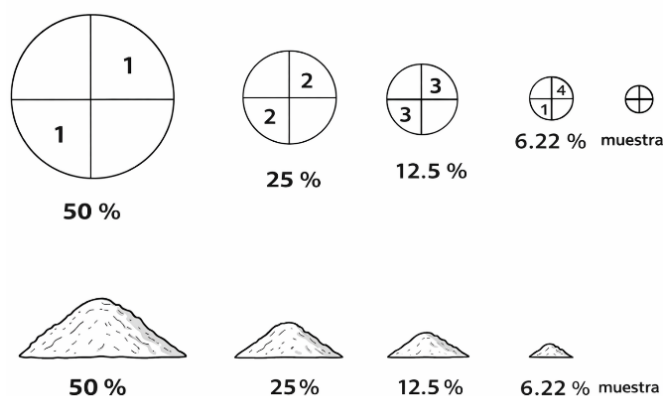


Ilustración 10. Método de cuarteo, técnica estándar de preparación de muestras de minerales.

Nota. Adaptado de Roldán (2019)

Después de aplicar el método de muestreo por cuarteo, se observó a simple vista que el tamaño de partícula no era homogéneo. Ante esta situación, se decidió triturar el mineral para reducir el tamaño de las partículas, con el fin de que fuera adecuado para los procesos de lixiviación.

El molino de bolas de la marca QUINN cuenta con una rejilla de seguridad que impide el paso de partículas grandes. Esto dificultó la reducción del tamaño de las partículas solo con el paso del mineral por el molino. Por lo tanto, se optó por una técnica complementaria para disminuir aún más el tamaño de las partículas

manualmente, utilizando una maceta para golpear el mineral hasta alcanzar un tamaño más adecuado para el proceso.

En la Ilustración 11 se observa el molino de bolas marca Quinn, el cual incorpora una rejilla de seguridad que limita el ingreso/paso de partículas de mayor tamaño



Ilustración 11. Molino de bolas de la marca Quinn.

Nota. Adaptado de Roldán (2019). Equipo ubicado en la Unidad Central de Laboratorios, Ciudad del Conocimiento, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

En la Ilustración 12 se observa un Rotap TYLER RX-29, utilizado para la clasificación granulométrica del mineral mediante tamizado, con el fin de separar y distribuir la muestra en fracciones de distinto tamaño de partícula.



Ilustración 12. Rotap marca TYLER, modelo RX 29.

Nota. Tomado de Roldán (2019). Equipo ubicado en la Unidad Central de Laboratorios, Ciudad del Conocimiento, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

A través de tamices se procedió a clasificar el mineral según su tamaño de partícula. Una vez realizada la caracterización del tamaño de partícula mediante el rotap, se seleccionó la muestra correspondiente para el siguiente paso. En la Ilustración 13 se muestra el proceso de preparación mecánica del mineral, que incluye la reducción de tamaño y la clasificación granulométrica mediante tamices.

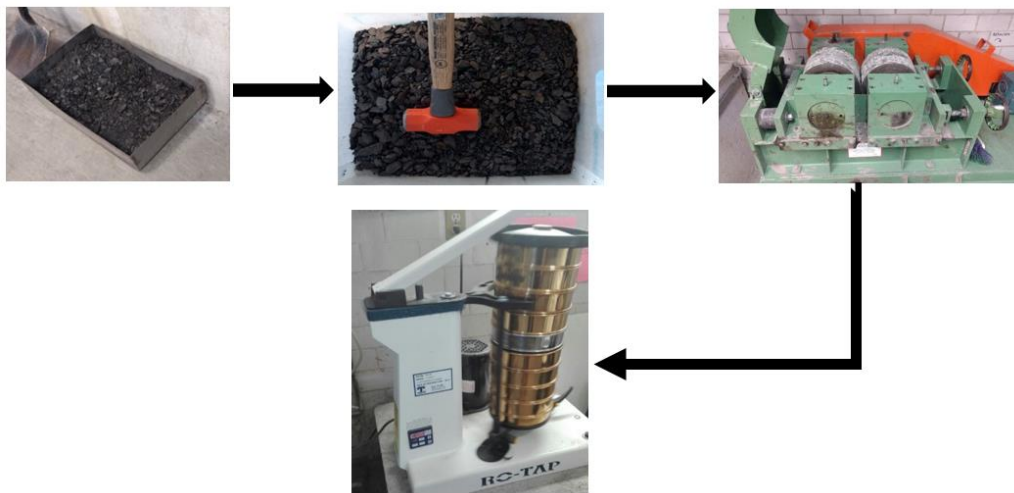


Ilustración 13. Reducción y caracterización de tamaño de partícula.

Nota. Adaptado de Roldán (2019). Equipos y material ubicado en la Unidad Central de Laboratorios, Ciudad del Conocimiento, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

3.5. **Caracterización del mineral base**

La caracterización del mineral base representa un paso esencial dentro del desarrollo de este trabajo, ya que permite conocer con mayor detalle la naturaleza del material estudiado antes de su tratamiento metalúrgico. Identificar las fases minerales presentes, así como sus características estructurales y cristalográficas, es fundamental para comprender el comportamiento del mineral durante los

procesos de beneficio y lixiviación, así como para interpretar adecuadamente los resultados obtenidos en las etapas posteriores.

Un conocimiento previo del mineral base facilita la evaluación de la asociación mineralógica de los elementos de interés, su posible forma de ocurrencia y su relación con la matriz mineral. De esta manera, la caracterización aporta información descriptiva.

En este estudio se empleó un conjunto de técnicas analíticas complementarias, entre las que destacan la difracción de rayos X (DRX) para la identificación de fases cristalinas, la microscopía electrónica de barrido acoplada a espectrometría de dispersión de energías (MEB-EDS) para el análisis textural y la distribución cualitativa de los elementos, y la espectrometría de plasma acoplado inductivamente (ICP) para la cuantificación química de los elementos mayoritarios, traza y tierras raras.

3.5.1. Difracción de rayos X (DRX)

La difracción de rayos X (DRX) es una técnica fundamental en la caracterización mineralógica, ampliamente utilizada para la identificación de fases cristalinas presentes en materiales geológicos. Mediante esta técnica es posible obtener información relevante como el sistema cristalino, la composición mineralógica aproximada, el tamaño de cristal, el grado de cristalinidad y la orientación preferencial de los minerales, entre otros parámetros estructurales. En la Ilustración 14 se observa el difractómetro INEL EQUINOX 2000 utilizado para los análisis de difracción de rayos X (DRX).



Ilustración 14. Difractómetro Marca Inel, modelo Equinox 2000.

Nota. Tomado de Morales Rendón (2016). Equipo ubicado en el Área Académica de Ciencias de la Tierra y Materiales, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

El equipo empleado en este estudio utiliza un tubo generador de radiación de cobalto, acoplado a un detector curvo, cuyo sistema de detección opera mediante una mezcla de gases inertes etano-argón. Las condiciones típicas de operación del difractómetro se establecieron a una corriente de 20 mA y un voltaje de 30 kV.

Preparación de la muestra para DRX

Las muestras destinadas al análisis por DRX fueron pulverizadas en mortero de ágata hasta alcanzar un tamaño de partícula cercano a $-10\ \mu\text{m}$. Posteriormente, el material fue compactado en un portamuestras de aluminio de aproximadamente 1 cm de diámetro, empleando un pistón de aluminio de 2.54 cm de longitud, con el propósito de obtener una superficie homogénea y adecuada para el análisis. Cada muestra analizada tuvo una masa aproximada de 0.5 g.

Una vez montada, la muestra fue analizada en un difractómetro INEL, modelo Equinox 2000, equipado con un detector curvo operado con una mezcla de gas etano-argón de alta pureza (99.9 %). El análisis se enfocó principalmente en muestras provenientes de la zona mineralizada, y los difractogramas obtenidos fueron interpretados mediante el software Match!, comparándolos con bases de datos cristalográficas para la identificación de fases minerales.

3.5.2. Microscopía electrónica de barrido (MEB) y microanálisis EDS

La microscopía electrónica de barrido (MEB) es una técnica que permite evaluar con alto nivel de detalle la textura, morfología y microestructura de las muestras minerales. Cuando el equipo se encuentra acoplado a un sistema de espectrometría de dispersión de energías (EDS), es posible obtener información semicuantitativa de la composición elemental en puntos o áreas específicas de la muestra.

Dependiendo del objetivo del análisis, la muestra puede prepararse de distintas maneras. Para análisis elementales que incluyan metales de interés económico, como el oro, las muestras deben recubrirse con grafito, mientras que para materiales de baja conductividad eléctrica se recomienda un recubrimiento de oro. No obstante, cuando se emplean equipos de bajo vacío, este recubrimiento puede no ser necesario. En la Ilustración 15 se muestra un MEB JEOL JSM-6300 con detector EDS, empleado para la caracterización de la morfología y la composición química elemental de las muestras



Ilustración 15. Microscopio electrónico de barrido JEOL JSM-6300 equipado con detector EDS.

Nota. Tomado de Morales Rendón (2016).

Preparación de la muestra para MEB-EDS

Para el análisis químico por EDS, el material fue cuarteado y pulverizado finamente hasta alcanzar un tamaño de partícula menor a malla +200 (aproximadamente 35 μm), empleando mortero de ágata. Las muestras pulverizadas se montaron sobre papel de aluminio adhesivo, sin recubrimiento adicional.

3.5.3. Análisis por plasma de inducción acoplada (ICP)

La espectrometría de masas con plasma acoplado inductivamente (ICP-MS) es una técnica analítica de alta sensibilidad y resolución, capaz de detectar concentraciones de elementos en el orden de partes por millón (ppm) o incluso partes por billón (ppb) (Schäfer, 2006; Kamber y Webb, 2007). Los resultados obtenidos mediante esta técnica pueden expresarse en diferentes unidades, tales como ppm, g/t, o bien transformarse a óxidos, según los requerimientos del estudio.

El análisis por ICP permite calcular indirectamente el contenido de un elemento específico, expresándolo generalmente como porcentaje en masa. Este tipo de análisis requiere el uso de reactivos químicos de alta pureza, así como material de vidrio especializado.

En muchos casos, una masa de 1 g de muestra resulta suficiente para realizar el análisis por triplicado, determinando el contenido elemental mediante relaciones estequiométricas y cálculos volumétricos.

Preparación de la muestra para ICP

Para el análisis por ICP, se parte generalmente de 1 g de muestra, a partir del cual se realizan las diluciones necesarias de acuerdo con la técnica específica empleada. Asimismo, se preparan patrones o soluciones estándar con concentraciones conocidas del elemento de interés, con el fin de construir la curva de calibración del equipo. Durante el análisis, se utiliza gas argón de ultra alta pureza para la generación y mantenimiento del plasma.

3.6. **Procesamiento del mineral**

Las condiciones experimentales se definieron tomando como referencia estudios previos reportados en la literatura especializada sobre procesos de lixiviación con tiosulfato, realizando únicamente ajustes menores, principalmente en la selección de los agentes reguladores de pH. De manera previa a estos ensayos, el mineral base fue sometido a una lixiviación inicial en medio ácido sulfúrico, con el objetivo de remover o desorber selectivamente parte de los elementos de tierras raras presentes, así como de modificar la superficie mineral para los tratamientos posteriores; las condiciones específicas de este proceso se describen con mayor detalle en secciones posteriores. A partir de este mismo material, se llevaron a cabo posteriormente ensayos de lixiviación empleando soluciones de tiosulfato y sistemas combinados de tiosulfato–cianuro, con la finalidad de evaluar su comportamiento metalúrgico bajo diferentes esquemas de disolución. Se decidió trabajar a una sola temperatura, considerando que en aplicaciones mineras a escala industrial no resulta económicamente viable operar a temperaturas elevadas debido al alto consumo energético asociado; por ello, todos los experimentos se desarrollaron bajo condiciones ambientales, en concordancia con las prácticas operativas comúnmente utilizadas en la industria minera.

Asimismo, se evaluaron distintos valores de pH con el fin de observar el comportamiento del mineral en solución y determinar la eficiencia potencial de recuperación del metal de interés. El pH se ajustó dentro de un intervalo aproximado de 6 a 10, lo que permitió identificar las condiciones más favorables para la formación de complejos y posterior precipitación.

El sistema se mantuvo bajo agitación constante, utilizando un valor fijo de velocidad como parámetro controlado. Esto aseguró una adecuada dispersión del reactivo lixivante y favoreció el contacto entre la solución y las partículas del mineral, evitando variaciones adicionales que pudieran interferir con la interpretación de los resultados.

3.6.1. Experimentación en medio básico (tiosulfato)

Equipo, material y reactivos para lixiviación

En la Tabla 2 se resume la cristalería y el equipo estándar de laboratorio utilizados durante los ensayos de lixiviación, incluyendo material volumétrico de grado A y accesorios para medición de pH y agitación.

Tabla 2. Equipo de laboratorio utilizado para lixiviación.

Material	Cantidad	Descripción
Pipeta	1	Graduada
Vaso de precipitado	1	Graduado
Reactor	1	Cristal
Vidrio de reloj	1	Cristal
pH-metro	1	Analyzer 455
Electrodo de pH	1	n/a
Embudos	3	Cristal
Agitador	1	n/a
Modular	1	Plato de calentamiento y agitación
Pizeta	1	Agua

La ilustración 16 muestra el material y equipo de laboratorio empleados durante los ensayos de lixiviación, los cuales permitieron el control adecuado de las variables experimentales, como el volumen de reactivos, el pH del sistema y la agitación, asegurando condiciones reproducibles a lo largo del proceso.



Ilustración 16. Equipo y material de laboratorio usado para la lixiviación del mineral.

Nota. Tomado de Roldán (2019).

Los reactivos empleados durante la fase experimental se presentan en la Tabla 3, incluyendo los insumos utilizados en las etapas de preparación, lixiviación y ajustes fisicoquímicos del sistema.

Tabla 3. Reactivos químicos utilizados en las etapas experimentales del proceso.

Reactivo	Fórmula	Pureza	Marca
Tiosulfato de sodio	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$	99.5	J.T. BAKER/ Fluka Chemie-signa Aldrich
Agua	H_2O	----	-----
Ditionito de sodio	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$	Estándar	J.T. BAKER
Cianuro de sodio	NaCN	Estándar	J.T. BAKER
Soluciones reguladora	pH 4, 7 y 10	Estándar	J.T. BAKER

Lixiviación a pH de 10

Se realizaron pruebas de lixiviación para observar el comportamiento del mineral bajo variaciones en el control del pH, manteniendo tiempos de reacción prolongados. Se trabajó con soluciones acuosas a agitación constante, filtrado posterior y etapas sucesivas de precipitación con el objetivo de recuperar el metal disuelto.

Las condiciones determinadas para la realización del experimento se muestran en la tabla 4.

Tabla 4. Condiciones experimentales para la lixiviación con tiosulfato.

Parámetro	Condición
Cantidad de mineral	2 kg
Tiosulfato ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$)	395 g
Volumen de solución	10 L
pH	10
Tiempo de reacción	3 h
Velocidad de agitación	750 rpm

Los parámetros operativos se establecieron con información de trabajos anteriores sobre el mismo mineral, cambiando la dosis de reactivos por el aumento de la cantidad de materia.

Una vez concluido el proceso de lixiviación, el sistema fue sometido a filtración con el fin de separar la fase sólida del licor de lixiviación. En aquellos casos en los que la etapa de precipitación no se realizó de manera inmediata, el licor obtenido fue almacenado en condiciones controladas, protegido de la exposición a la luz, con el objetivo de evitar posibles reacciones inducidas por radiación.

Precipitación a pH de 6.5 y 7.5

Con el propósito de evaluar la influencia del pH en el proceso de precipitación de los metales disueltos, se llevaron a cabo dos experimentos bajo condiciones controladas, variando únicamente el valor de pH final del sistema. En ambos ensayos se emplearon los mismos reactivos para la regulación del pH, fijando los valores en 6.5 y 7.5, respectivamente, a fin de garantizar la comparabilidad de los resultados y aislar el efecto del pH sobre el comportamiento de la precipitación. Las condiciones experimentales correspondientes a cada caso se presentan en la tabla 5.

Tabla 5. Condiciones experimentales para la precipitación con tiosulfato.

Parámetro	Experimento 1	Experimento 2
Tiosulfato	300 g	10 g
Ditionito de sodio	30 g	5 g
Volumen de solución	10 L	500 ml

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

Parámetro	Experimento 1	Experimento 2
pH	6.5	7.5
Tiempo de reacción	3 h	3 h
Velocidad de agitación	750 rpm	750 rpm

Durante el proceso se realizaron ajustes de pH para mantener condiciones químicas adecuadas. Se utilizó un reactivo básico para sostener el medio alcalino y evitar la descomposición del tiosulfato durante la lixiviación, mientras que un reactivo ácido fue empleado para disminuir el pH y favorecer la etapa de precipitación del metal disuelto. A continuación, aparece la tabla 6 con los reactivos usados para el control del pH.

Tabla 6. Condiciones de regulación de pH mediante agentes ácido y básico en la etapa de precipitación.

Experimento	Agente ácido 4 M	Agente básico 4 M	pH final
	Agua regia ($H_2SO_4+HNO_3$)	Hidróxido de Sodio (NaOH)	
1	50 ml	100 ml	6.5
2	5 ml	20 ml	7.5

Una vez concluida la etapa de precipitación, el sistema fue sometido a filtración con el objetivo de recuperar el sólido formado, el cual fue separado de la fase líquida y posteriormente destinado a su análisis correspondiente.

3.6.2. Experimentación en medio ácido y básico (ácido sulfúrico; H_2SO_4 , y tiosulfato + cianuro de sodio; $Na_2S_2O_3 + NaCN$)

Preparación de la muestra

Se pesó una muestra representativa de 100 g de mineral tipo SEDEX, utilizada en cada uno de los procesos de lixiviación realizados de este apartado. En la Ilustración

17 se observa la muestra representativa del mineral tipo SEDEX seleccionada para los ensayos experimentales.



Ilustración 17. Muestra representativa del mineral tipo SEDEX.

Nota. Tomado de Cruz Hernández (2024).

Una vez obtenida la muestra mineral SEDEX y acondicionada a un tamaño de partícula correspondiente a malla 200, se procedió a realizar una lixiviación ácida empleando ácido sulfúrico, con el objetivo de solubilizar selectivamente determinados componentes del mineral.

Lixiviación en medio ácido (ácido sulfúrico; H_2SO_4)

En la Tabla 7 se resumen las condiciones experimentales empleadas para la lixiviación en medio ácido con H_2SO_4 , incluyendo volúmenes de solución, masa de mineral, velocidad de agitación, tiempo de reacción y condiciones ambientales.

Tabla 7. Condiciones experimentales para la lixiviación en medio ácido (H_2SO_4).

Parámetro	Condición experimental
Volumen de agua	450 ml (agua de la red)
Volumen de ácido sulfúrico	50 ml
Masa de mineral SEDEX	100 g
Velocidad de agitación	750 rpm
Tiempo de reacción	3 h
Condiciones ambientales	Temperatura ambiente (Mineral de la Reforma, Hidalgo)

Nota. Adaptado de Cruz Hernández (2024).

El proceso consistió en la adición inicial de 450 mL de agua en un reactor, seguida de la incorporación de 50 mL de ácido sulfúrico. Posteriormente, el reactor se colocó sobre una parrilla de agitación magnética, manteniendo una velocidad constante de 750 rpm. Una vez estabilizado el sistema, se añadieron los 100 g de mineral SEDEX, manteniéndose la agitación durante un periodo total de 3 horas.

Finalizado el tiempo de reacción, se procedió a la filtración del sistema, con la finalidad de separar la fase sólida remanente de la fase líquida. En la ilustración 18 se presenta el sólido obtenido posterior a la lixiviación. Este procedimiento de lixiviación y filtración se repitió de manera sucesiva hasta obtener un volumen total aproximado de 8 L de licor de lixiviación.



Ilustración 18. Sólido obtenido posterior de la lixiviación

Nota. Tomado de Cruz Hernández (2024).

El objetivo principal de esta etapa fue favorecer la precipitación de metales preciosos como oro y plata, así como la formación de carbonatos insolubles, mientras que en la fase líquida se esperó la permanencia preferencial de los elementos de tierras raras (REE) en solución.

En la Ilustración 19 se muestra el proceso experimental de lixiviación, incluyendo las etapas principales del montaje y operación.

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

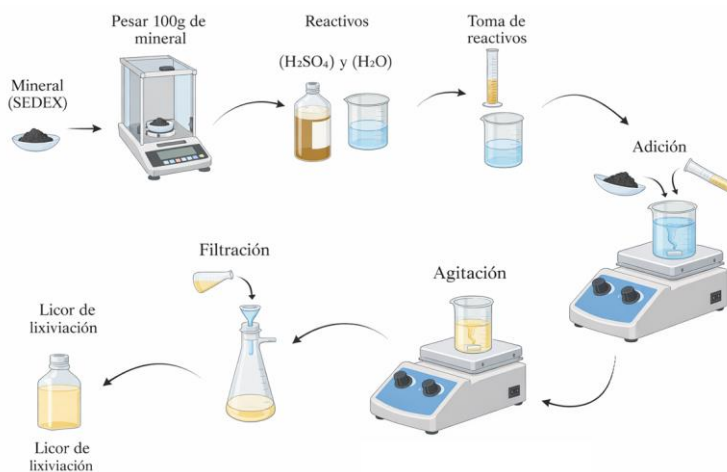


Ilustración 19. Proceso experimental de la lixiviación.

Nota. Tomado de Cruz Hernández (2024).

Segunda lixiviación en medio básico (tiosulfato + cianuro de sodio; Na₂S₂O₃ + NaCN)

Los experimentos se desarrollaron en medio acuoso bajo agitación constante y consideraron etapas posteriores de filtración y precipitación para la recuperación del metal disuelto. Además del sistema basado en tiosulfato, se incorporó cianuro de sodio como reactivo complementario, tanto durante la etapa de lixiviación como en la fase de precipitación, con el fin de evaluar su influencia sobre el comportamiento del sistema. Las condiciones experimentales establecidas para la lixiviación se presentan en la Tabla 8.

Tabla 8. Condiciones de operación empleadas en la lixiviación con tiosulfato y cianuro.

Parámetro	Condición
Cantidad de mineral	60 g
Tiosulfato (Na ₂ S ₂ O ₃)	39.5 g
Cianuro de sodio (NaCN)	1 g
Volumen de solución	500 ml
pH	10
Tiempo de reacción	3 h
Velocidad de agitación	750 rpm

Durante el proceso se realizaron ajustes de pH mediante el uso de hidróxido de sodio, permitiendo establecer los valores finales requeridos para el experimento.

Precipitación a pH de 7

El proceso se llevó a cabo manteniendo constantes los parámetros operativos, mientras que el ajuste del pH se realizó de manera precisa para favorecer la formación del precipitado metálico. Las condiciones generales empleadas durante esta etapa se describen en la Tabla 9.

Tabla 9. Condiciones operativas del experimento de precipitación a partir del licor de lixiviación.

Parámetro	Condición
Tiosulfato ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$)	1 g
Ditionito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$)	30 g
Cianuro de sodio (NaCN)	1g
Volumen de solución	500
pH final	7
Tiempo de reacción	3 h
Velocidad de agitación	750 rpm

Durante el desarrollo del experimento, el pH del sistema fue regulado mediante la adición controlada de reactivos de carácter ácido y básico, con el objetivo de asegurar un entorno químico adecuado para la precipitación. A diferencia de etapas previas, el ajuste ácido se realizó empleando ácido clorhídrico y ácido nítrico de forma independiente, lo que permitió evaluar su acción diferenciada sobre el sistema. Los reactivos utilizados para la regulación del pH se presentan en la Tabla 10.

Tabla 10. Reactivos empleados para la regulación del pH durante la etapa de precipitación.

Reactivo	Concentración	Cantidad empleada
Ácido clorhídrico (HCl)	98%	10 ml
Ácido nítrico (HNO_3)	1 M	10 ml
Hidróxido de sodio (NaOH)	4 M	25 ml

Al finalizar la etapa de precipitación, el sistema fue sometido a un proceso de filtración con el propósito de recuperar el sólido formado, el cual fue separado de la

fase líquida y posteriormente destinado a su caracterización y análisis correspondiente.

3.6.3. Caracterización del mineral tratado químicamente

Difracción de rayos X (DRX)

Para el análisis mineralógico por difracción de rayos X, las muestras fueron previamente acondicionadas mediante un mortero de agata un tamaño de partícula comprendido entre -200 +400 mallas (74–53 μm). El análisis se realizó utilizando un difractómetro BRUKER, modelo D2 PHASER y el modelo mencionado para la caracterización del mineral base (véase pag.49), el primero operando bajo las siguientes condiciones:

Tabla 11. Condiciones de operación del análisis por difractómetro BRUKER, modelo D2 PHASER.

Parámetro	Condición
Radiación	Cu ($K\alpha_1$)
Longitud de onda	1.54184 Å
Monocromador	Grafito
Voltaje	30 kV
Corriente	10 mA
Velocidad de barrido	0.02° 2 θ /min

Los difractogramas obtenidos fueron analizados mediante el software Diffract-AT, el cual cuenta con una base de datos de la Joint Committee on Powder Diffraction Standards (JCPDS) para la identificación de las fases cristalinas presentes.

Microscopía electrónica de barrido (MEB) y microanálisis EDS

Las muestras analizadas mediante MEB-EDS correspondieron a los sólidos obtenidos tras el proceso de lixiviación y precipitación. Estas muestras fueron depositadas sobre una cinta adhesiva de grafito y luego recubiertas con una capa delgada de grafito para evitar interferencias con las líneas características del oro durante el microanálisis semicuantitativo realizado con el sistema de EDS. Este

recubrimiento también ayudó a mejorar la conductividad de las muestras, lo que facilitó la obtención de mejores imágenes durante el análisis.

El microanálisis se realizó utilizando un microscopio electrónico de barrido de bajo vacío de la marca Jeol, modelo JSM-IT3000 (ver ilustración 20), que cuenta con una capacidad de magnificación de hasta 500,000x. El equipo tiene un tamaño de spot (tamaño del área de análisis) que varía entre 10^{-2} y 10^{-5} ampliaciones, con una aceleración de voltaje de 30 kV. Además, el microscopio está equipado con un detector de energía retrodispersiva de rayos X (EDS) de la marca Oxford, lo cual permitió realizar el microanálisis semicuantitativo elemental en las muestras, incluso en regiones menores a 0.5 micrómetros, proporcionando datos precisos sobre la composición elemental de las partículas analizadas.

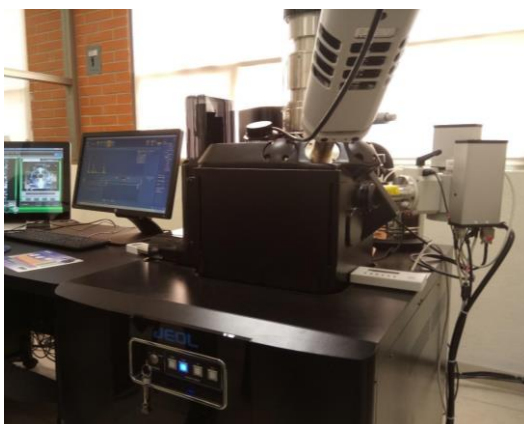


Ilustración 20. Microscopio electrónico de barrido de bajo vacío de la marca Jeol, modelo JSM-IT3000.

Nota. Tomado de Roldán (2019).

Espectroscopía de Plasma Inducido por Láser (LIBS)

El análisis mediante LIBS se realizó utilizando un sistema Keyence EA-300, el cual permite la identificación elemental puntual a través de la generación de plasma inducido por láser. Este equipo integra un sistema óptico de alta resolución para la observación directa de la superficie de la muestra, lo que facilita la selección precisa de las zonas de análisis sobre muestras previamente pulverizadas y compactadas. Las condiciones operacionales vienen descritas en la tabla 12.

Tabla 12. Condiciones de operación del sistema LIBS empleado en el análisis de las muestras.

Parámetro	Condición / Especificación
Modelo del equipo	Keyence EA-300
Técnica analítica	Espectroscopía de ruptura inducida por láser (LIBS)
Tipo de láser	Nd:YAG
Clase de láser	Clase 1 (según IEC/EN 60825-1)
Longitud de onda del láser	355 nm
Tamaño del punto de análisis	10 μm (típico)
Elementos detectables	Desde H hasta U
Sistema óptico de observación	Microscopio óptico integrado
Sensor de imagen	CMOS, 1/1.8", 3.19 megapíxeles
Aumento óptico	300x a 1000x

El análisis se realizó con el objetivo de complementar la caracterización química elemental de las muestras estudiadas. Para este análisis, se usaron las muestras previamente pulverizadas de anteriores análisis. Posteriormente, el material pulverizado se colocó en un portamuestras, compactándolo ligeramente para obtener una superficie estable. La selección de los puntos de análisis se llevó a cabo con apoyo de la visión reflejada del microscopio del equipo, permitiendo ubicar distintas zonas representativas de la muestra y realizar mediciones puntuales de su composición química.

En la Ilustración 21 se muestra el sistema LIBS Keyence EA-300 acoplado a un microscopio digital de alta resolución, utilizado para la identificación y evaluación semicuantitativa de la composición elemental en microzonas de las muestras.



Ilustración 21. Sistema de espectroscopía de ruptura inducida por láser (LIBS) Keyence EA-300 acoplado a microscopio digital de alta resolución.

Nota. Fotografía del autor. Equipo ubicado en los laboratorios del Instituto de Ciencias Básicas e Ingeniería (ICBI), Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo (UAEH).

4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Resultados de la caracterización del mineral base

4.1.1. Difracción de rayos X (DRX)

En la ilustración 22 se presenta el difractograma correspondiente a la muestra recolectada a una profundidad aproximada de un metro. El análisis se realizó bajo las condiciones experimentales descritas en la metodología.

A partir del patrón de difracción obtenido fue posible identificar la presencia de las siguientes fases mineralógicas: cuarzo (PDF: [99-100-5715]), moganita (PDF: [99-100-2734]), albita (PDF: [01-083-1605]), moscovita (PDF: [00-019-0814]) e ilmenita (PDF: [00-003-0778]). La asociación mineral identificada es consistente con un

ensamblaje predominantemente silicatado, con contribuciones menores de fases accesorias.

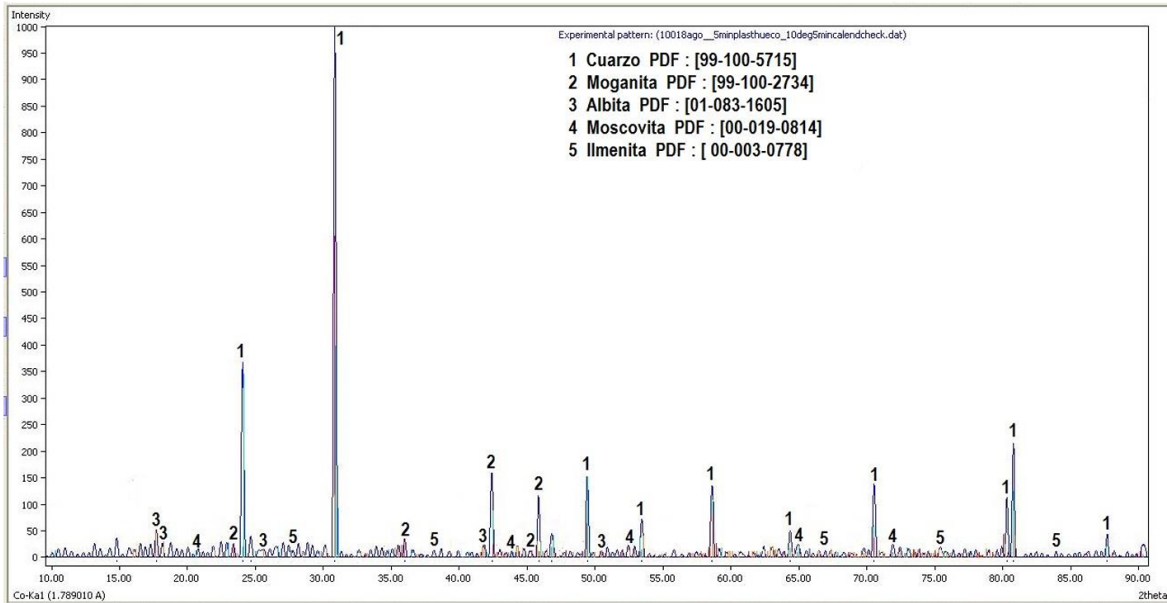


Ilustración 22. Difractograma de rayos X de la muestra SEDEX previo a los tratamientos químicos.

Nota. Tomado de Morales Rendón (2016).

4.1.2. Microscopía electrónica de barrido (MEB) y microanálisis EDS

En la ilustración 23 se presenta la microestructura de la muestra, donde se observa una superficie irregular y heterogénea, formada por partículas con tamaños comprendidos entre 6.6 μm y 21 μm . Dentro de esta matriz se distinguen diferentes formas geométricas bien definidas y otras de contorno irregular, lo que refleja una variación en los procesos de crecimiento y transformación de los minerales presentes.

En la región identificada como P1, se reconoce una partícula con forma poligonal pentagonal irregular, cuyos lados presentan dimensiones aproximadas de 46 μm , 40 μm y 33 μm . De manera similar, en la zona P2 se identifica una partícula de forma alargada, con una longitud cercana a 73 μm y un ancho que varía entre 20 μm y 33 μm . En la región P3 se observan partículas de mayor tamaño, con dimensiones aproximadas de 66 μm y 100 μm , mientras que en P4 predominan partículas de contorno irregular con tamaños que oscilan entre 13.3 μm y 33 μm .

La ilustración (B), (C) y (D) corresponden a ampliaciones de distintas zonas de la imagen general, lo que permite observar con mayor detalle la diversidad morfológica presente en la muestra. En la ilustración (B) se identifican partículas con formas geométricas definidas, como estructuras triangulares con una base aproximada de $20.3\ \mu\text{m}$ y lados de $18.7\ \mu\text{m}$, así como partículas de forma hexagonal no uniforme, cuyos lados varían entre $7.8\ \mu\text{m}$ y $17.1\ \mu\text{m}$. Asimismo, se distinguen partículas de forma irregular con tamaños comprendidos entre $3.1\ \mu\text{m}$ y $17.1\ \mu\text{m}$.

En la ilustración (C) se observa una mayor proporción de partículas de tamaño fino, con dimensiones que varían entre $1.3\ \mu\text{m}$ y $11.3\ \mu\text{m}$, junto con algunas partículas de geometría triangular y prismática, cuyas dimensiones oscilan entre $4.0\ \mu\text{m}$ y $12.6\ \mu\text{m}$. Finalmente, en la ilustración (D), correspondiente al mayor nivel de aumento, predominan partículas de tamaño submicrométrico, con dimensiones entre $0.2\ \mu\text{m}$ y $2.7\ \mu\text{m}$, aunque también se identifican algunas partículas con formas geométricas simples y una estructura de aspecto fibroso, con una longitud aproximada de $5.5\ \mu\text{m}$ y un ancho cercano a $2.0\ \mu\text{m}$.

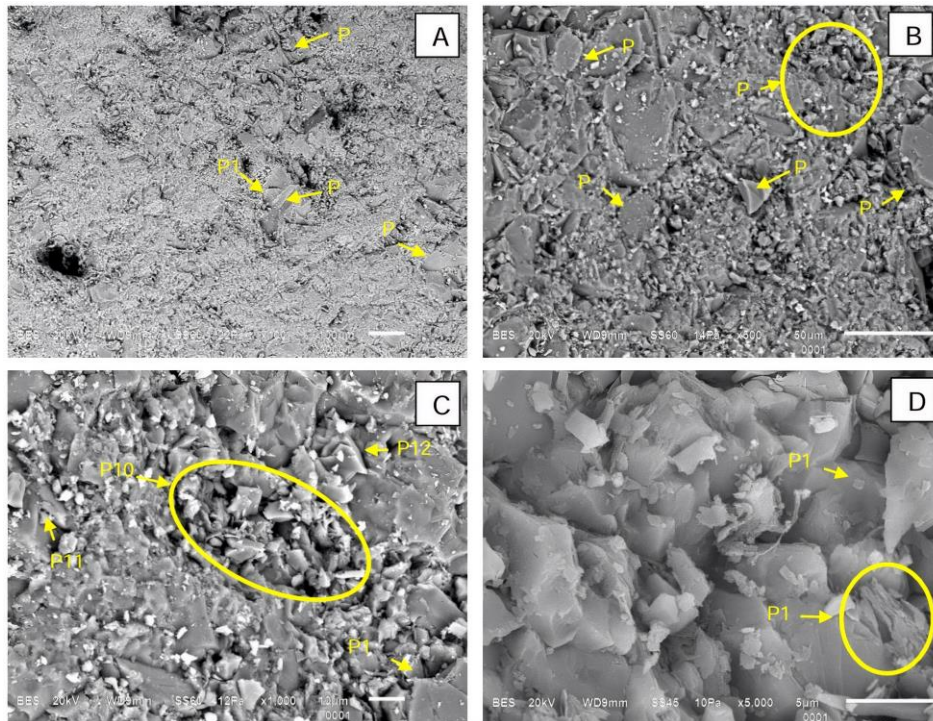


Ilustración 23. Microfotografía MEB de la muestra, mostrando la morfología y textura superficial de las partículas.

Nota. Tomado de Morales Rendón (2016).

Desde el punto de vista composicional, la muestra está conformada principalmente por oxígeno (O), silicio (Si), aluminio (Al) y potasio (K), con la presencia de titanio (Ti) y hierro (Fe) en menores proporciones. Adicionalmente, en las zonas analizadas con mayor detalle se identificó la presencia de carbono (C), así como pequeñas cantidades de magnesio (Mg).

4.1.3. Análisis por plasma de inducción acoplada (ICP)

El yacimiento de tipo SEDEX presenta un enriquecimiento relativo en tierras raras ligeras (LREE) en comparación con la composición promedio de la corteza continental superior (UCC). Este comportamiento se explica por los bajos contenidos de tierras raras pesadas (HREE), particularmente itrio ($Y = 8.8$ ppm) y galio ($Ga = 2.5$ ppm), lo cual indica un marcado empobrecimiento de este grupo de elementos.

Dicha distribución geoquímica permite inferir la presencia de minerales portadores de LREE, principalmente monacita $[(Ce, La, Nd, Th)PO_4]$, la cual constituye actualmente aproximadamente el 95 % de la producción mundial de tierras raras, y es característica de ambientes enriquecidos en elementos ligeros del grupo REE.

Asimismo, la presencia de anomalías negativas de europio (Eu) y hafnio (Hf) respecto a la UCC confirma el empobrecimiento sistemático en tierras raras pesadas, lo que a su vez refuerza la afinidad félsica del yacimiento SEDEX. Este patrón geoquímico es consistente con procesos de diferenciación magmática y/o aporte de materiales félsicos durante la evolución del sistema mineralizante.

En la Tabla 13 se reportan los resultados cuantitativos del análisis ICP para la muestra tipo SEDEX, mostrando las concentraciones de los elementos encontrados.

Tabla 13. Resultados cuantitativos del análisis ICP de la muestra SEDEX.

Elemento	Unidades	Mineral Sedex
Au	g/mt	0.02
Pd	g/mt	0.05
Pt	g/mt	0.05
Al	%	0.90

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

Elemento Unidades Mineral Sedex

As	ppm	28
B	ppm	70
Ba	ppm	82
Be	ppm	3
Bi	ppm	2
Ca	%	0.17
Cd	ppm	2
Ce	ppm	19.5
Co	ppm	1.4
Cr	ppm	30
Cs	ppm	2.3
Cu	ppm	7
Dy	ppm	1.5
Er	ppm	0.9
Eu	ppm	0.4
Fe	%	0.92
Ga	ppm	2.5
Gd	ppm	1.6
Ge	ppm	1.3
Hf	ppm	10
Ho	ppm	0.3
In	ppm	0.02
K	%	0.20
La	ppm	9
Li	ppm	49
Mg	%	0.08
Mn	ppm	85
Mo	ppm	2
Nb	ppm	2.4
Nd	ppm	9.5
Ni	ppm	10
P	%	0.005
Pb	ppm	8.1
Pr	ppm	2.5
Rb	ppm	17.1
S	%	0.75
Sb	ppm	2
Se	ppm	0.8
Sm	ppm	1.9
Sn	ppm	0.7
Sr	ppm	8
Ta	ppm	10.1
Tb	ppm	0.3

Elemento	Unidades	Mineral Sedex
Te	ppm	6
Th	ppm	1.8
Ti	%	0.08
Tl	ppm	0.6
Tm	ppm	0.1
U	ppm	1.3
V	ppm	17
W	ppm	0.7
Y	ppm	8.8
Yb	ppm	0.7
Zn	ppm	30
Si	%	39.4

Nota. Tomado de Morales Rendón (2016).

4.2. **Análisis de resultados del mineral tratado químicamente mediante lixiviación y precipitación**

A partir de este análisis, se llevó a cabo la caracterización del material tratado y de los productos sólidos generados mediante Microscopía Electrónica de Barrido (MEB), Espectroscopía de Plasma Inducido por Láser (LIBS) y Difracción de Rayos X (DRX). Los resultados correspondientes a cada técnica se presentan y discuten de manera sistemática en los apartados siguientes, lo que permite una evaluación integral de las modificaciones mineralógicas, microestructurales y químicas inducidas por el proceso experimental.

4.2.1. Difracción de rayos X (DRX)

Se presentan los resultados de cinco ensayos, en los cuales se caracterizó el material sólido después de la precipitación con tiosulfato a pH 6.5, tiosulfato a pH 7.5, así como con el sistema combinado tiosulfato–cianuro. Adicionalmente, se analizó el material remanente tras las lixivitaciones, con el objetivo de identificar fases residuales como cuarzo u otros minerales portadores de elementos potencialmente valiosos que no fueron recuperados durante las etapas previas.

Resultados del precipitado a pH de 6.5

El difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 6.5 muestra un patrón caracterizado por múltiples reflexiones bien definidas, lo que indica la formación de fases cristalinas con un grado de orden estructural significativo. La identificación de fases mediante comparación con bases de datos PDF evidencia la presencia predominante de oro, acompañado de fases secundarias asociada a compuestos Au–Hg–SO₄.

La elevada cantidad de reflexiones atribuidas al oro metálico, distribuidas en un amplio intervalo de ángulos 2θ, sugiere que bajo estas condiciones de pH el sistema favorece la reducción y precipitación efectiva del oro a partir del licor de lixiviación. Este comportamiento es consistente con la química del sistema tiosulfato–ditionito, donde el medio ligeramente ácido-neutro promueve la desestabilización de los complejos metálicos solubles y la nucleación del metal en forma sólida.

La coexistencia de fases Au–Hg puede interpretarse como evidencia de reacciones secundarias de amalgamación o co-precipitación, favorecidas por la química redox del sistema y la presencia de especies metálicas residuales en solución.

En la Ilustración 24 se presenta el difractograma del sólido obtenido tras la precipitación a pH 6.5, el cual permite identificar las fases cristalinas.

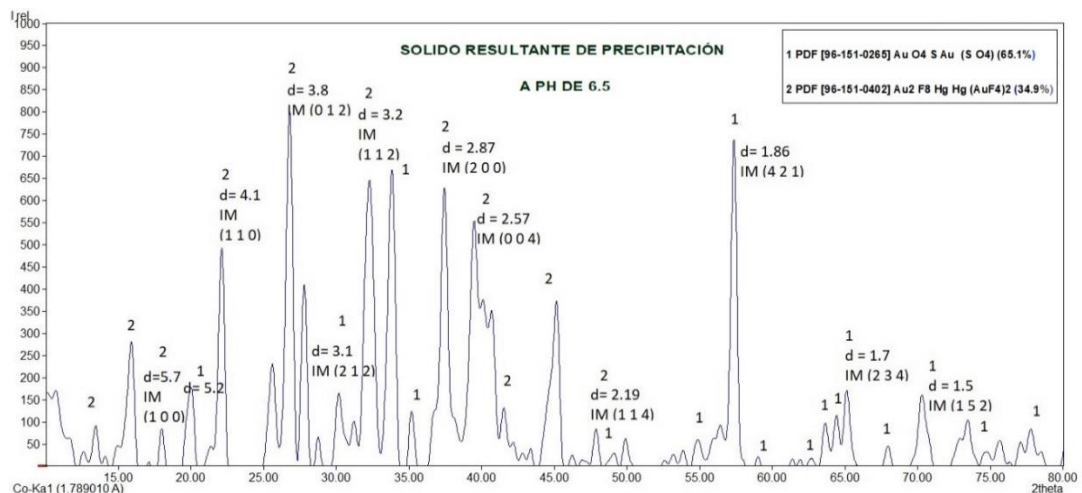


Ilustración 24. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 6.5.

Nota. Elaboración propia.

En la Ilustración 25 se muestra la relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido obtenido por precipitación a pH 6.5.

Las 2 fases AuO₄S (S O₄)-Au₂ F₈ Hg (Hg AuF₄)₂, muestran un porcentaje de cristalinidad similar comprendido entre 2 y 25 %, lo que sugiere que la fase oro-sulfato-fluoruro ha mantenido una estructura más ordenada tras la precipitación.

Este análisis resalta cómo el pH 6.5 favorece la formación de compuestos complejos de oro, afectando tanto el tamaño de cristal como la cristalinidad de las fases presentes en el sólido residual.

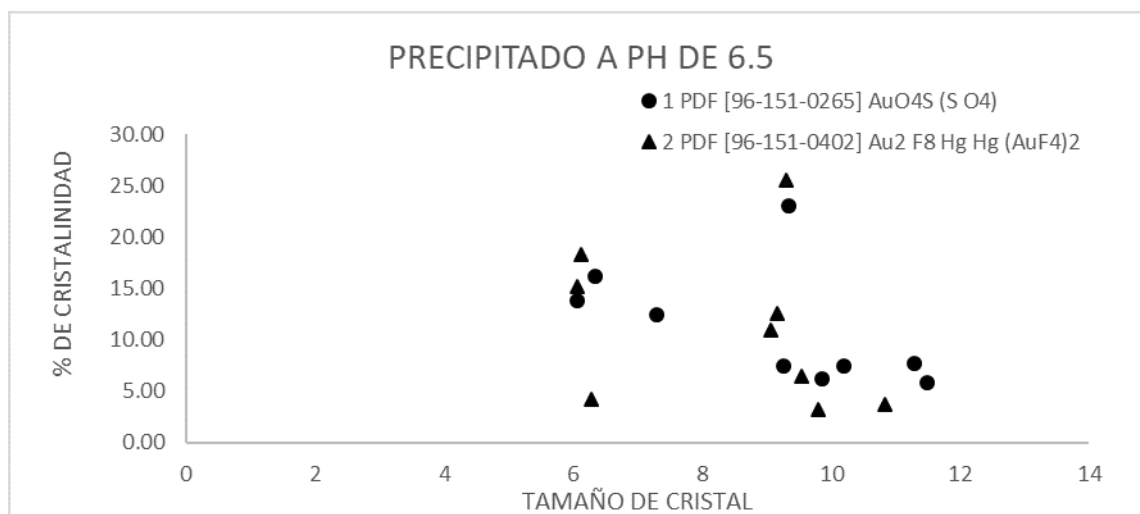


Ilustración 25. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 6.5.

Nota. Elaboración propia.

Resultados del precipitado a pH de 7.5

De acuerdo con la identificación reportada en el recuadro del difractograma, la fase mayoritaria corresponde a Al₇ Au₃ Er (≈91.2%), mientras que se detecta una contribución minoritaria asociada a NbPt₃ (≈8.8%). La marcada diferencia de intensidades, con una reflexión principal altamente dominante, sugiere que el precipitado posee orientación preferencial (textura) o una distribución de tamaños/cristalinidad que amplifica selectivamente ciertas reflexiones, fenómeno común cuando el sólido se forma y se consolida bajo condiciones donde el

crecimiento cristalino no es completamente aleatorio. En la Ilustración 26 se presenta el difractograma del sólido obtenido tras la precipitación a pH 7.5.

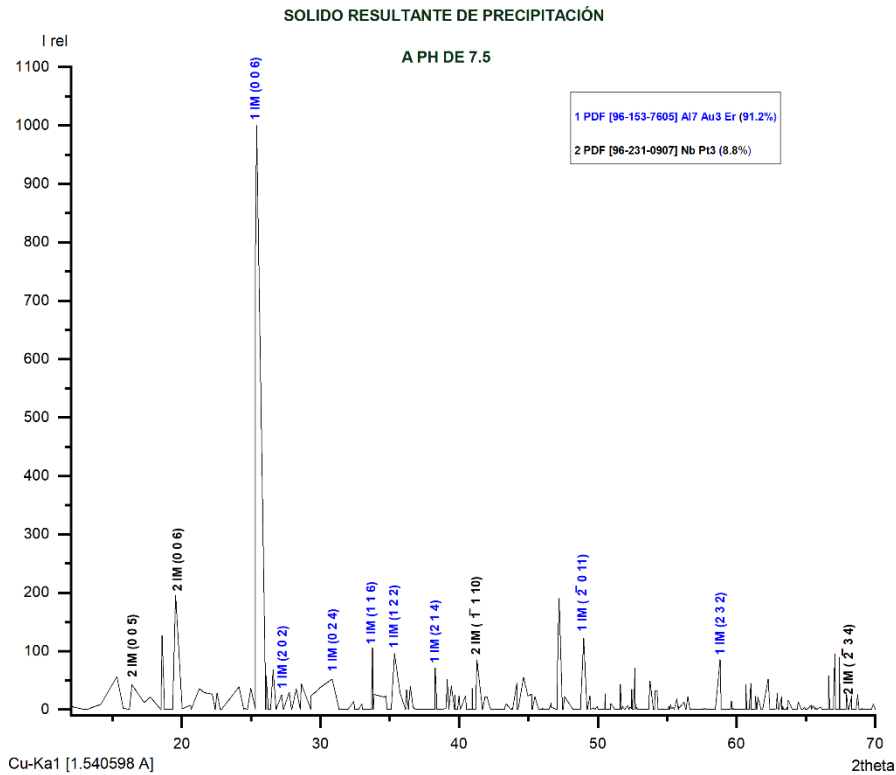


Ilustración 26. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 7.5.

Nota. Elaboración propia.

En la Ilustración 27 se muestra la relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad de las fases presentes en el sólido residual tras la precipitación a pH 7.5. Los puntos del gráfico corresponden a las fases predominantes, con la fase Al7 Au3 Er mostrando unos tamaños de cristal más grandes como pequeños, además de un porcentaje de cristalinidad más alto (~80%), mientras que la fase NbPt3 muestra cristales más pequeños y un porcentaje de cristalinidad medio (~20%).

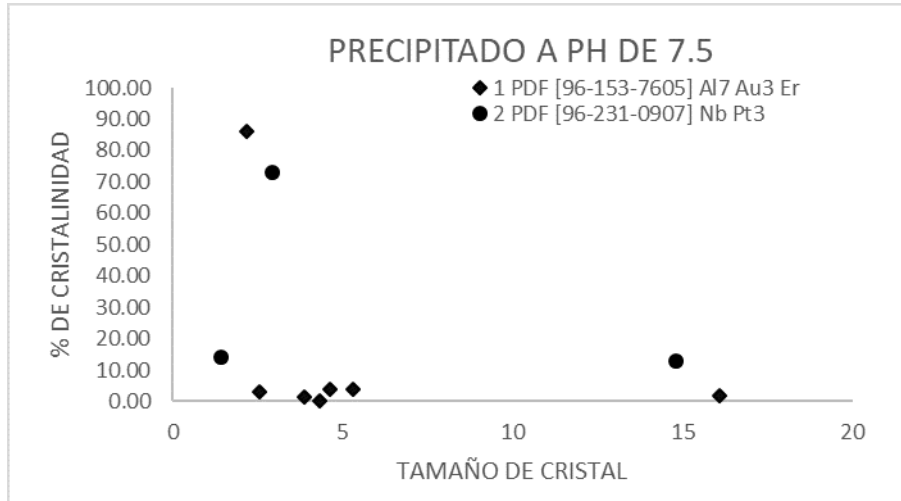


Ilustración 27 Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 7.5

Nota. Elaboración propia.

Resultados del sólido restante de lixiviación con Tiosulfato

El análisis por DRX del sólido remanente tras la lixiviación con tiosulfato de sodio revela un patrón dominado por fases silicatadas y óxidos complejos, siendo la fase mayoritaria SiO_2 , acompañada de silicatos de sodio y fases mixtas que incorporan elementos como Mg, Zr y Mn.

La ausencia de reflexiones atribuibles a fases metálicas de oro o plata en este sólido confirma que el proceso de lixiviación logró movilizar eficazmente los metales preciosos hacia la fase líquida, cumpliendo el objetivo principal de esta etapa. Desde el punto de vista metalúrgico, este resultado es particularmente relevante, ya que indica que el tiosulfato actuó de manera selectiva, evitando la formación de precipitados metálicos prematuros durante la lixiviación.

La presencia de fases silicatadas residuales sugiere que la matriz mineral original, típica de un yacimiento tipo SEDEX, permanece estructuralmente estable bajo las condiciones alcalinas empleadas (pH 10), lo cual es deseable para minimizar el consumo innecesario de reactivos y evitar la disolución de componentes no objetivo. En la Ilustración 28 se presenta el difractograma del sólido obtenido después de la lixiviación con tiosulfato, el cual permite identificar fases residuales.

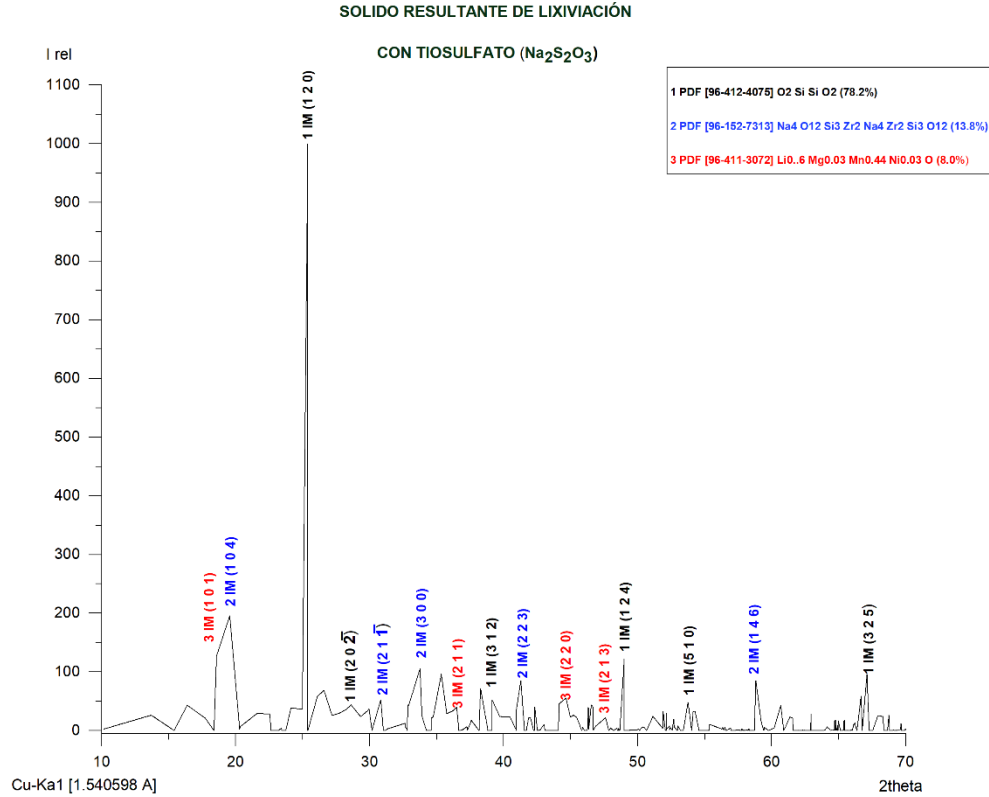


Ilustración 28. Difractograma correspondiente al sólido resultante de lixiviación con Tiosulfato.

Nota. Elaboración propia.

En la Ilustración 29 se muestra la relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad de las fases presentes en el sólido posterior a la lixiviación con tiosulfato. En este gráfico se observa que las fases con pocos puntos de mayor tamaño de cristal (como SiO₂-Na₄ O₁₂ Si₃ Zr₂ Na₄ Zr₂ Si₃ O₁₂) teniendo un porcentaje de cristalinidad superior al 70%, mientras que las fases más pequeñas (como Na₄ O₁₂ Si₃ Zr₂ Na₄ Zr₂ Si₃ O₁₂ y Li_{0.6} Mg_{0.03} Mn_{0.44} Ni_{0.03} O) presentan un porcentaje medio de cristalinidad.

Las fases secundarias, como Na₄ O₁₂ Si₃ Zr₂ Na₄ Zr₂ Si₃ O₁₂ y Li_{0.6} Mg_{0.03} Mn_{0.44} Ni_{0.03} O, muestran un tamaño de cristal medio y un porcentaje de cristalinidad aproximado de 45-50%. Este comportamiento sugiere que las fases complejas formadas durante la lixiviación no tienen una estructura perfectamente ordenada.

La fase SiO₂ presenta cristales aún más pequeños y un porcentaje de cristalinidad muy bajo (aproximadamente 10-15%), lo que indica que esta fase es amorfa o presenta un orden cristalino débil.

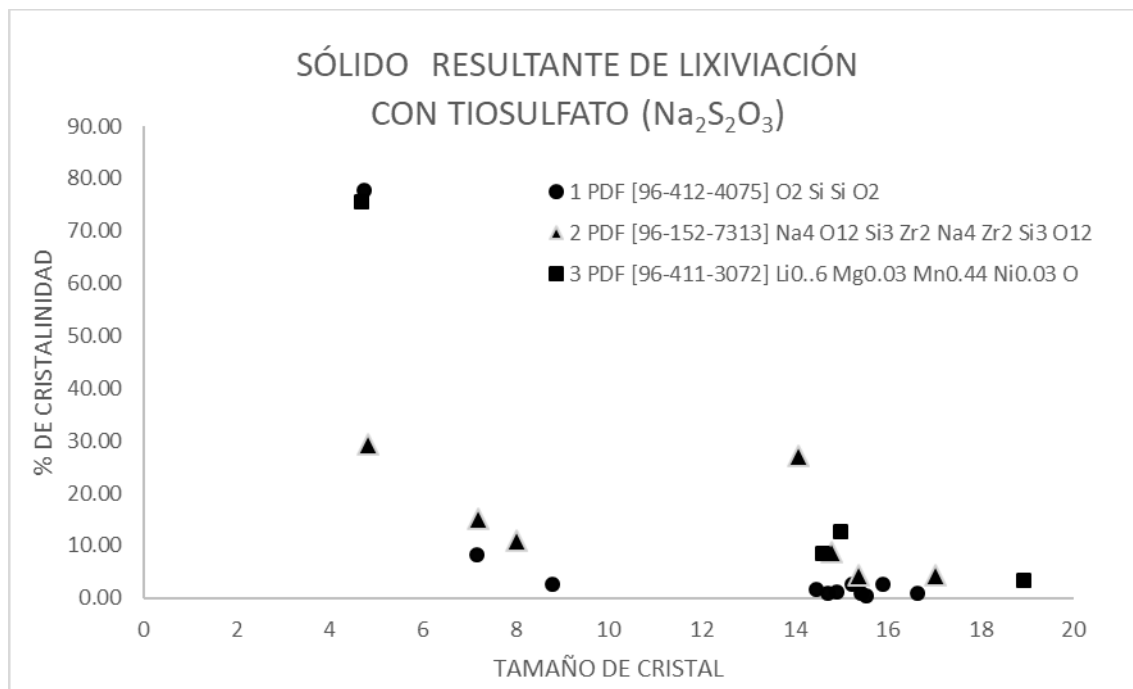


Ilustración 29. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido de lixiviación con Tiosulfato.

Nota. Elaboración propia.

Resultados del precipitado a pH de 7

De acuerdo con la comparación con las tarjetas PDF, el precipitado está dominado por una fase mayoritaria identificada como C10 H20 Au F6 N2 S4 Sb (≈51.8%), acompañada por fases secundarias asociadas a AuCl₄ H4 K2 O2 (≈20.8%), óxidos complejos Au–La–Li (≈14.1%) y óxidos mixtos Au–Rb (≈13.3%). La coexistencia de estas fases indica que, a pH neutro, el sistema favorece la formación de compuestos complejos de oro, más que la precipitación directa del metal en estado elemental.

En la Ilustración 30 se presenta el difractograma del sólido obtenido tras la precipitación a pH 7, evidenciando una alta diversidad de fases cristalinas, lo que sugiere un proceso de precipitación complejo. Desde el punto de vista metalúrgico, este comportamiento es consistente con un entorno químico donde el oro aún

mantiene una alta afinidad por ligantes presentes en el sistema, como especies sulfuradas, haluros y complejos oxigenados, lo que limita su reducción completa a Au^0 . El elevado número de picos y la diversidad de fases sugieren que la precipitación ocurre mediante múltiples mecanismos simultáneos, incluyendo co-precipitación, adsorción química y formación de sales complejas.

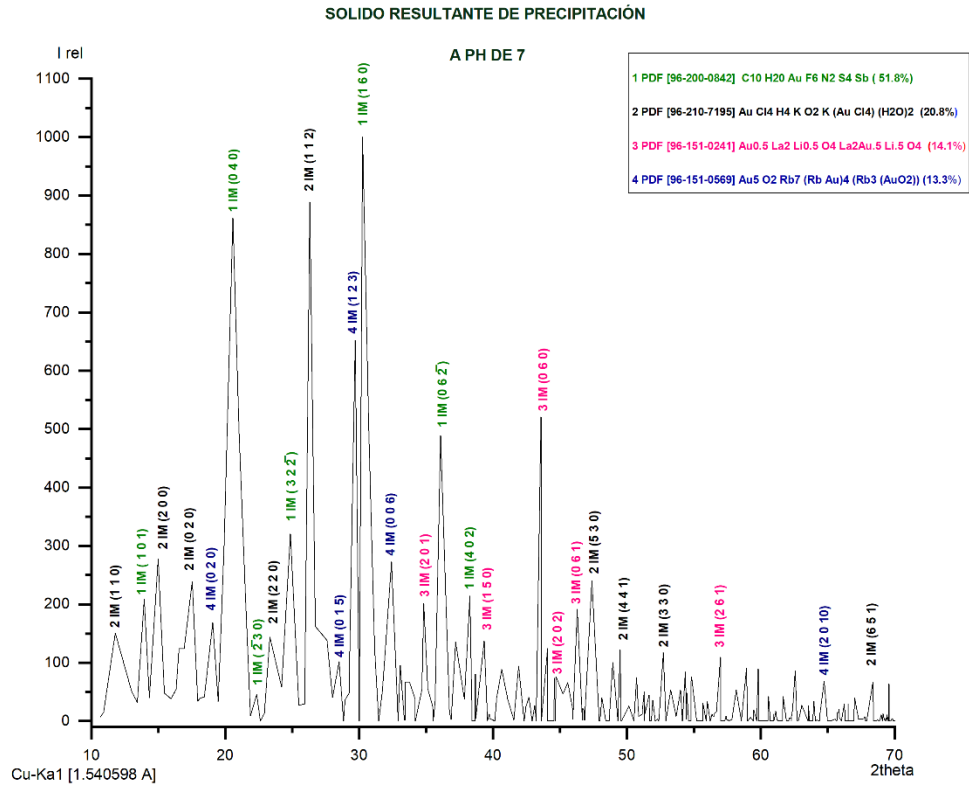


Ilustración 30. Difractograma correspondiente al sólido resultante de la precipitación a pH 7.

Nota. Elaboración propia.

El porcentaje de cristalinidad fue calculado a partir de la relación entre los picos bien definidos y el fondo, una parte significativa del material ha pasado a una fase más desordenada o amorfa, particularmente en las fases complejas y haluradas. Este hallazgo es consistente con el entorno químico donde se favorecen las reacciones de formación de complejos en solución, y no la formación de oro metálico (Au^0). La ilustración 31 muestra la relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad de las fases presentes en el sólido residual tras la precipitación a pH 7

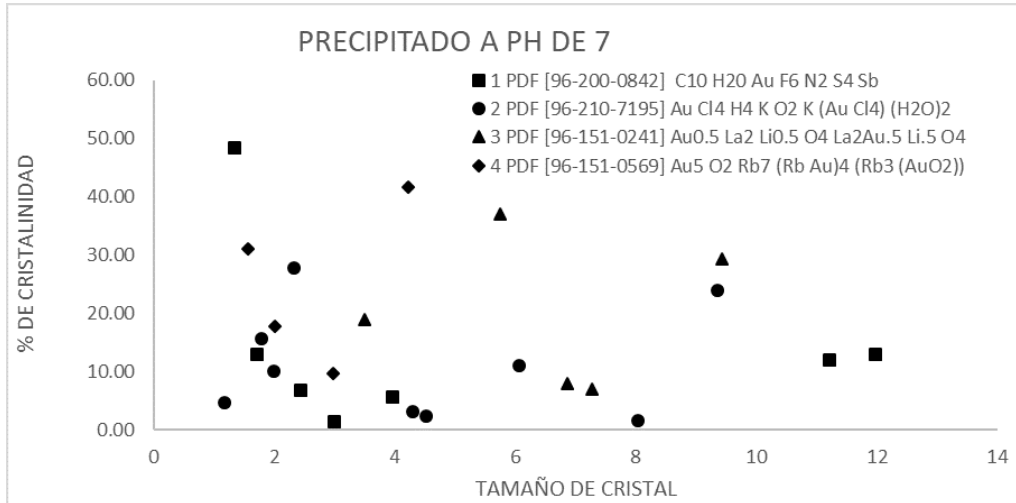


Ilustración 31. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido del precipitado a pH de 7.

Nota. Elaboración propia.

En este gráfico se observa que las fases con tamaño de cristal más grande, como las fases mayoritarias, tienen una mayor cristalinidad, mientras que las fases más pequeñas (como AuCl₄ H₄ K₂ O₂) presentan un menor porcentaje de cristalinidad, lo que refleja una mayor transformación amorfa o parcial en su estructura cristalina.

El gráfico también ilustra cómo la complejidad química del sistema influye directamente en el tamaño de cristal y en la cristalinidad de las fases presentes en el sólido residual.

Resultados del sólido restante de lixiviación con Tiosulfato + Cianuro de sodio

En la Ilustración 32 se presenta el difractograma del sólido remanente después de la lixiviación combinada con tiosulfato y cianuro de sodio, el difractograma del sólido muestra un patrón dominado por una reflexión principal de alta intensidad, acompañada por picos secundarios de menor amplitud distribuidos en el rango de 2θ entre 15° y 80°. Las reflexiones han sido correctamente indexadas mediante índices de Miller, lo que confirma la estabilidad cristalina del residuo sólido.

La identificación de fases indica que el sólido residual está constituido principalmente por espodumena (AlLiO₆Si₂) (≈50.6%), seguida de una fase secundaria identificada como Be₃ Ca_{0.36} H₁₀ KLi_{0.44} Na_{0.84} O_{15.01} P₃ (≈35.8%), y una contribución menor asociada a Cl₄ Cs₂ Pd Cs₂ (≈13.6%). La dominancia de

fases silicatadas confirma que la matriz mineral original permanece mayormente intacta tras la lixiviación combinada.

Desde una perspectiva de proceso, la ausencia de reflexiones asociadas a fases auríferas en el sólido residual indica que la combinación tiosulfato–cianuro fue efectiva para movilizar el oro hacia la fase líquida, evitando su retención en la ganga mineral. Este resultado es relevante, ya que demuestra que la adición de cianuro no promovió la precipitación prematura del oro durante la lixiviación, sino que contribuyó a su estabilización en solución.

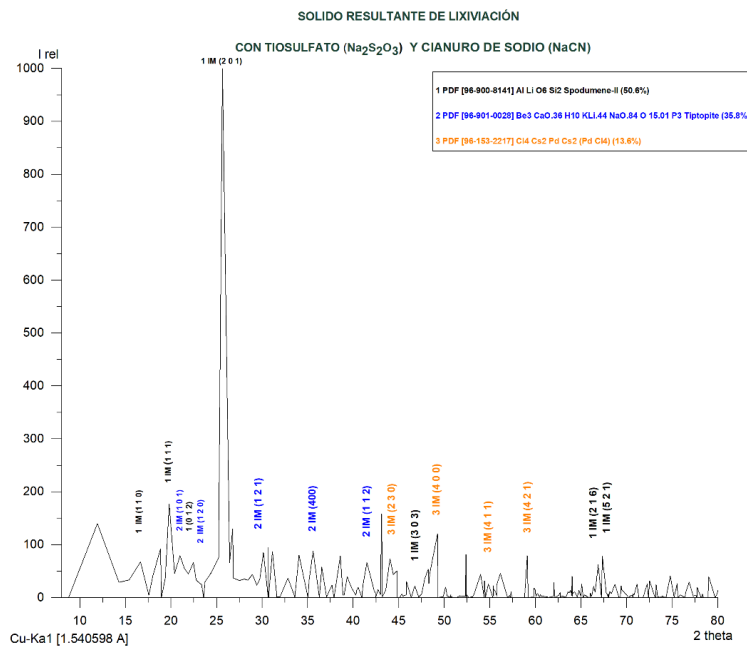


Ilustración 32. Difractograma correspondiente al sólido resultante de lixiviación con Tiosulfato más cianuro de sodio.

Nota. Elaboración propia.

En la Ilustración 33 se muestra la relación entre el tamaño de cristalito (estimado a partir del ensanchamiento de picos del difractograma) y el porcentaje de cristalinidad (derivado de la relación entre contribuciones cristalinas y el fondo de la señal) de las fases presentes en el sólido residual tras la lixiviación con Tiosulfato más cianuro de sodio. Los puntos en el gráfico representan los minerales identificados, con el tamaño de cristal estimado a partir del análisis de los picos del difractograma y el porcentaje de cristalinidad obtenido a partir de la relación entre los picos cristalinos y el fondo de la señal.

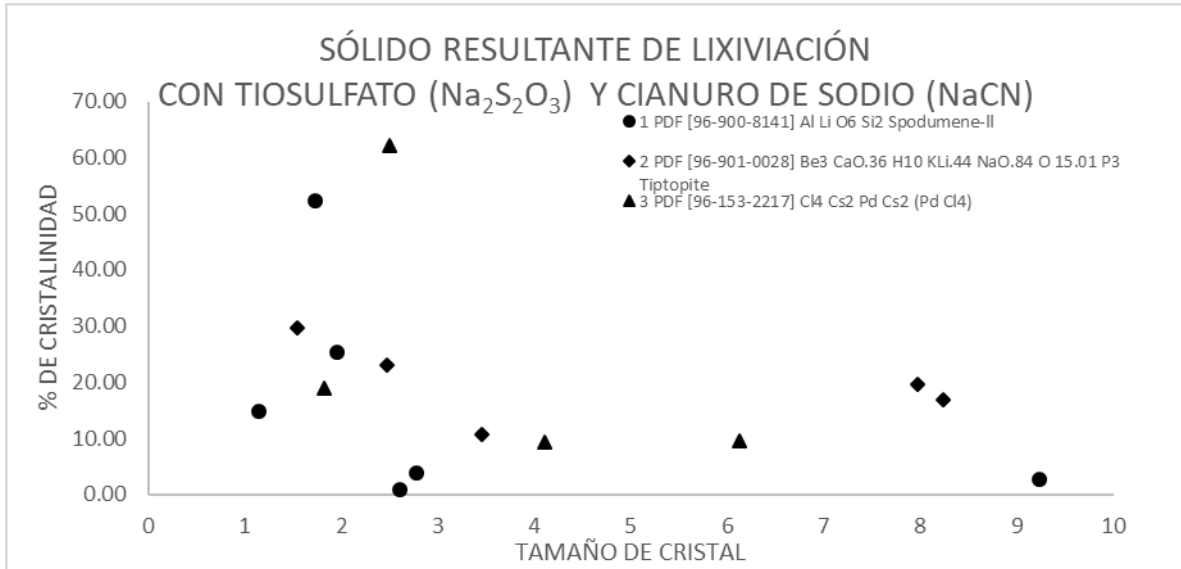


Ilustración 33. Relación entre el tamaño de cristal y el porcentaje de cristalinidad del sólido de lixiviación con Tiosulfato más cianuro de sodio.

Nota. Elaboración propia.

La tiptopite ($\text{Be}_3 \text{Ca}_{0.36} \text{H}_{10} \text{KLi}_{.44} \text{Na}_{0.84} \text{O}_{15.01} \text{P}_3$), muestra un porcentaje de cristalinidad superior al 60%, lo que indica que la estructura cristalina se conserva de manera significativa tras el proceso de lixiviación.

La fase primaria, como la espodumena ($\text{AlLiO}_6\text{Si}_2$), presenta un menor porcentaje de cristalinidad y tamaños de cristal menores, lo que podría reflejar una mayor alteración o una fase amorfa resultante de las condiciones de lixiviación.

4.2.2. Microscopía electrónica de barrido (MEB)

Con base en estudios previos, se seleccionó para su análisis por microscopía electrónica de barrido el precipitado obtenido a pH 6.5, valor reportado como favorable para la precipitación de oro en sistemas basados en tiosulfato. Esta condición se consideró representativa del proceso, por lo que se analizó una única muestra con el objetivo de evaluar la morfología, microestructura y distribución elemental del sólido formado durante la etapa de precipitación.

Distribución elemental del precipitado obtenido a pH 6.5 mediante MEB-ED S

En la Ilustración 34 se presenta el espectro EDS presenta picos predominantes de S y O, que representan 45.9% y 37.7% en peso, respectivamente, indicando que el

área analizada corresponde principalmente a una matriz sulfurada u oxi-sulfurada. Asimismo, se detectó Na (11.3 wt%) y Fe (4.9 wt%), lo que sugiere la presencia de compuestos tipo sulfato sódico o hierro-sulfato, posiblemente asociados a subproductos del proceso de precipitación.

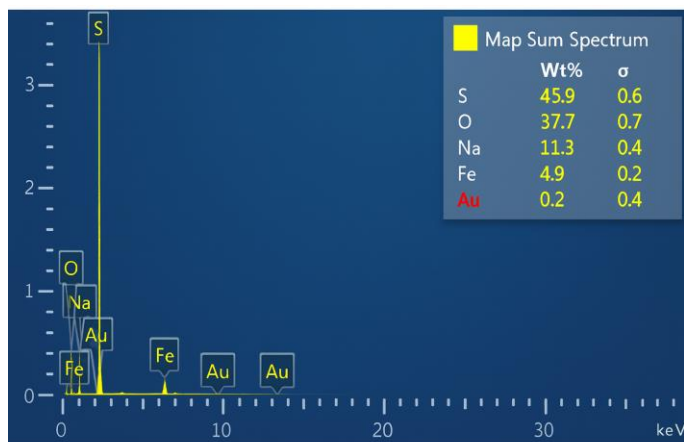


Ilustración 34. Espectro EDS del precipitado a pH de 6.5.

Nota. Elaboración propia.

La señal correspondiente a Au es muy baja (0.2 wt%), lo que indica que el oro se encuentra en concentración traza, probablemente formando nanopartículas dispersas o encapsuladas dentro de la fase sulfurada. Esta morfología composicional es consistente con precipitados metálicos generados en medios ricos en azufre, donde el oro queda ocluido en productos secundarios de reacción.

Interpretación general del mapeo (integración MEB + EDS)

En la Ilustración 35 están los mapas EDS obtenidos muestran una distribución ampliamente dominante de azufre y oxígeno, lo cual confirma que la muestra está constituida por una matriz oxi-sulfurada continua. El sodio y el hierro aparecen como puntos dispersos, indicando la presencia de compuestos sulfurados sódicos o férricos, típicos de productos secundarios generados durante procesos de precipitación metálica.

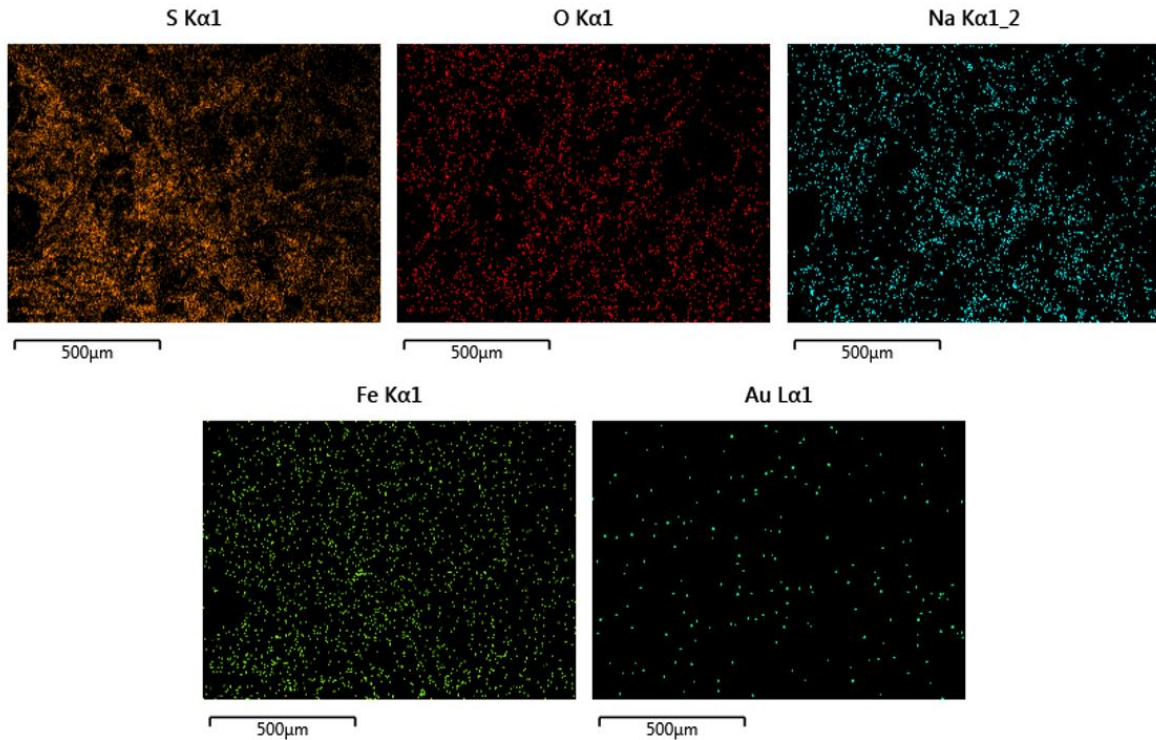


Ilustración 35. Mapas EDS del precipitado a pH de 6.5.

Nota. Elaboración propia.

El mapa del oro revela únicamente señales puntuales aisladas, sin zonas de enriquecimiento, lo que coincide con el contenido traza reportado en el espectro (~0.2 wt%). Esto demuestra que el oro se encuentra finamente disperso o incluso ocluido dentro de la matriz mayoritaria rica en S–O–Na–Fe. En conjunto, los mapas corroboran la morfología observada en MEB y sugieren que el precipitado formado corresponde esencialmente a una fase sulfurada que encapsula al oro en forma de nanopartículas o inclusiones de tamaño submicrométrico.

Descripción morfológica (MEB) del precipitado de oro

La microestructura del precipitado de oro (Ilustración 36) muestra un hábito predominantemente dendrítico y esponjoso, conformado por una red de filamentos y aglomerados irregulares que se interconectan formando una matriz porosa.

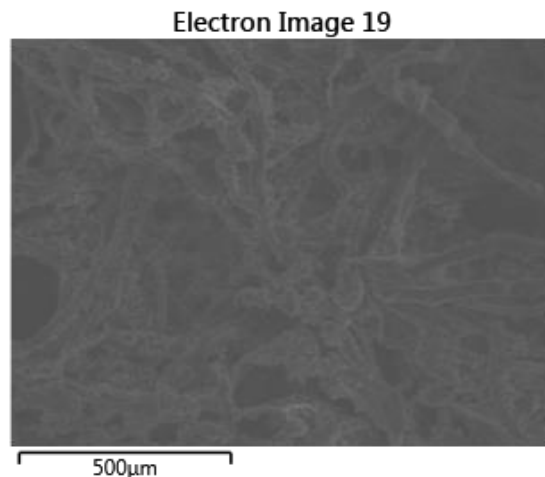


Ilustración 36. Micrografía del precipitado a pH de 6.5.

Nota. Elaboración propia.

La ausencia de facetas definidas indica un crecimiento anhedral, asociado a procesos de nucleación rápida y coalescencia metálica durante la reducción del ion Au. Esta morfología es típica del oro precipitado por cementación o agentes reductores fuertes, donde la sobresaturación en solución favorece la formación de agregados abiertos y altamente desarrollados en superficie.

4.2.3. Espectroscopía de Plasma Inducido por Láser (LIBS)

Resultados del precipitado a pH de 6.5

El análisis multipunto presente en la tabla 14, es evidencia una clara dominancia de fases sulfuradas, con concentraciones de azufre que alcanzan valores superiores al 90 wt% en múltiples puntos (1, 5 y 9), lo que confirma que el precipitado generado a pH 6.5 está fuertemente controlado por la química del sistema tiosulfato–ditionito. La presencia de cobre asociada en puntos específicos (7.2% y 5.7%) sugiere coprecipitación o arrastre de especies cúpricas provenientes del medio lixivante, fenómeno común en sistemas donde el cobre actúa como catalizador en la disolución de oro con tiosulfato.

Recuperación de oro de un yacimiento Sedex mediante lixiviación en medio tiosulfato

Tabla 14. Análisis químico multipunto (LIBS) del sólido obtenido tras lixiviación con tiosulfato y precipitación a pH 6.5.

No.	Material presunto	S (%)	Cu (%)	C (%)	O (%)	Na (%)	Si (%)	Pt (%)	Au (%)	Fe (%)
1	Sulfur	92.8	7.2	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
2	Sulfur	69.1	0.0	0.0	30.9	0.0	0.0	0.0	0	0
3	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
4	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
5	Sulfur	100.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
6	Sodium compound	43.2	0.0	0.0	45.9	10.9	0.0	0.0	0	0
7	Sodium compound	48.8	0.0	0.0	40.8	10.4	0.0	0.0	0	0
8	Sodium compound	54.0	0.0	0.0	31.5	14.5	0.0	0.0	0	0
9	Sulfur	94.3	5.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
10	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
11	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
12	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0
13	Sodium compound	44.7	0.0	0.0	43.9	11.4	0.0	0.0	0	0
14	Sodium compound	41.9	0.0	0.0	47.2	10.9	0.0	0.0	0	0
15	Iron compound	0.0	0.0	0.0	30.1	0.0	26.6	0.0	0	0.433

En la Ilustración 37 se muestra una micrografía óptica (300x) del sólido obtenido tras la lixiviación con tiosulfato y la precipitación a pH 6.5, donde se indican los puntos de análisis multipunto.

Los puntos identificados como “Sodium compound” muestran proporciones significativas de Na ($\approx 10\text{--}14$ wt%) y oxígeno ($\approx 31\text{--}47$ wt%), lo que indica la formación de sales sódicas oxi-sulfuradas, probablemente derivados del propio tiosulfato o de productos de descomposición parcial del mismo bajo condiciones ligeramente ácidas (pH 6.5). Esto es consistente con la inestabilidad parcial del tiosulfato en medios próximos a la neutralidad.

La presencia puntual de un “iron compound” con contenido apreciable de oxígeno y silicio sugiere arrastre de fases de ganga silicatada residual o posible formación de óxidos férricos secundarios.

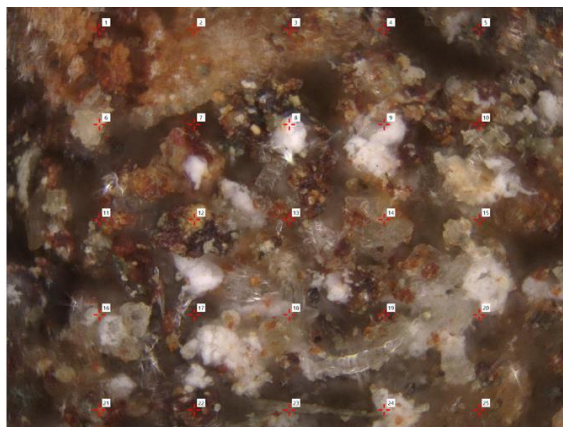


Ilustración 37. Micrografía óptica (300x) del sólido obtenido tras lixiviación con tiosulfato y precipitación a pH 6.5, mostrando los puntos de análisis multipunto (LIBS).

Nota. Fotografía del autor.

La micrografía a 300 aumentos revela una matriz heterogénea constituida predominantemente por agregados de tonalidades marrón-rojizas, intercalados con zonas blanquecinas de mayor reflectancia. Esta variabilidad cromática y textural sugiere la coexistencia de fases sulfuradas dominantes con posibles inclusiones de sales secundarias o productos oxidados.

Las zonas de coloración marrón oscura y rojiza son coherentes con la presencia de compuestos sulfurados y posiblemente productos de oxidación férrica secundaria, lo cual es consistente con el análisis EDS previo donde se registraron concentraciones elevadas de azufre. Estas áreas presentan morfología irregular, con textura porosa y distribución discontinua, indicando un proceso de precipitación rápido y no controlado cristalográficamente.

Es relevante que no se detecte oro en concentraciones significativas dentro de los puntos analizados por LIBS. Esto puede interpretarse desde dos perspectivas metalúrgicas:

El oro precipitado se encuentra en forma finamente dispersa o como nanopartículas encapsuladas dentro de la matriz sulfurada.

La distribución del oro es heterogénea y no fue interceptada directamente en los puntos analizados.

Desde una perspectiva de proceso, estos resultados confirman que a pH 6.5 el sistema favorece la formación de una matriz sulfurada dominante, dentro de la cual el oro podría encontrarse ocluido o finamente distribuido, lo que explica la baja señal puntual de Au en EDS, pero no descarta su presencia estructural o en fases submicrométricas.

Resultados del precipitado a pH de 7.5

En la tabla 15 se observa una composición claramente dominada por compuestos sódicos oxi-sulfurados, con proporciones de azufre entre 30–56 wt% y oxígeno entre 34–54 wt%, acompañados sistemáticamente por sodio (≈ 7 –13 wt%). Esta distribución es coherente con la formación de sales derivadas del tiosulfato y posibles productos de oxidación parcial en medio cercano a la neutralidad.

El incremento relativo de oxígeno respecto a la muestra anterior sugiere una mayor participación de especies oxidadas en el sólido precipitado, lo que indica que a pH 7.5 el sistema favorece la estabilización de complejos oxi-sulfurados más que fases sulfuradas puras.

Tabla 15. Análisis químico multipunto (LIBS) del sólido obtenido tras precipitación a pH 7.5 en sistema tiosulfato.

No.	Material presunto	S (%)	O (%)	Na (%)	C (%)	Si (%)	Fe (%)	Au (%)	Cu (%)
1	Sodium compound	48.0	41.0	11.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
2	Sodium compound	55.1	36.2	8.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
3	Sodium compound	39.5	52.8	7.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
4	Sodium compound	30.3	54.0	7.9	0.0	0.0	7.8	0.0	0.0
5	Sodium compound	37.0	51.4	11.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
6	Sodium compound	44.1	43.3	12.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
7	Sodium compound	56.5	34.3	9.2	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
8	Sodium compound	50.7	37.9	11.4	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
9	Iron compound	44.8	35.5	7.7	0.0	0.0	12.0	0.0	0.0
10	Sodium compound	38.2	40.6	9.9	0.0	0.0	11.3	0.0	0.0
11	Iron compound	44.4	34.4	6.5	0.0	0.0	14.7	0.0	0.0

No.	Material presunto	S (%)	O (%)	Na (%)	C (%)	Si (%)	Fe (%)	Au (%)	Cu (%)
12	Iron compound	36.5	39.0	9.7	0.0	0.0	14.8	0.0	0.0
13	Sodium compound	49.2	42.5	8.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
14	Copper compound	45.3	20.0	4.1	0.0	0.0	7.5	0.0	0.231
15	Iron compound	34.2	43.3	8.0	0.0	0.0	14.5	0.0	0.0

La presencia recurrente de hierro ($\approx 12\text{--}15$ wt% en varios puntos) evidencia co-precipitación de compuestos férricos secundarios, probablemente asociados al hidrólisis parcial de especies Fe^{3+} en el medio o arrastre de fases residuales provenientes del mineral original. Esta interacción Fe–S–O es típica en sistemas donde la química redox del tiosulfato genera productos intermedios sulfurados.

En la Ilustración 38 se muestra una micrografía óptica (300x) del sólido precipitado a pH 7.5 posterior a la lixiviación con tiosulfato.

En contraste con el comportamiento observado a pH 6.5, no se detectan concentraciones significativas de oro en los puntos analizados, lo que sugiere que a pH 7.5 el oro permanece en mayor proporción en solución o se encuentra en niveles inferiores al límite de detección puntual del EDS. Esto es consistente con una menor eficiencia de reducción directa a estado metálico bajo condiciones más neutras.

La aparición puntual de cobre (0.231 wt%) confirma la persistencia de trazas del sistema catalítico Cu–tiosulfato, aunque sin evidencia de enriquecimiento significativo en el precipitado.

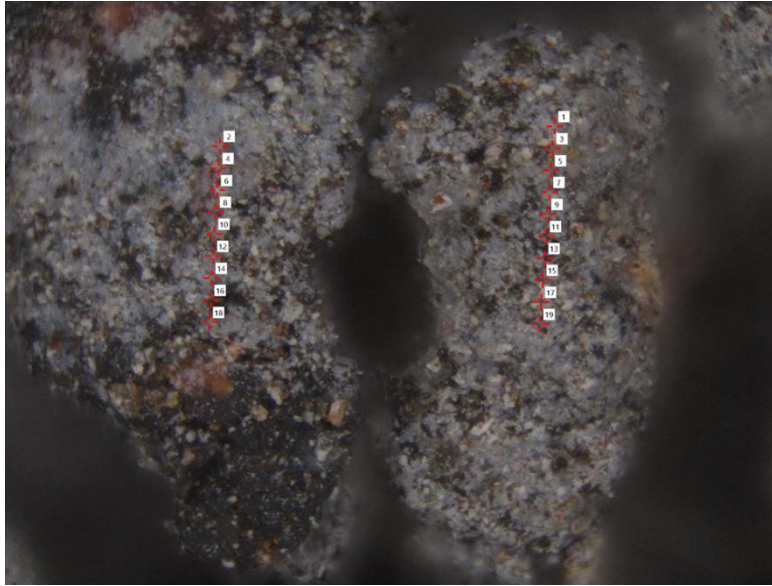


Ilustración 38. Micrografía óptica (300x) del sólido precipitado a pH 7.5 tras lixiviación con tiosulfato, indicando los puntos de análisis multipunto (LIBS).

Nota. Fotografía del autor.

Se observa una composición claramente dominada por compuestos sódicos oxisulfurados, con proporciones de azufre entre 30–56 wt% y oxígeno entre 34–54 wt%, acompañados sistemáticamente por sodio (≈ 7 –13 wt%). Esta distribución es coherente con la formación de sales derivadas del tiosulfato y posibles productos de oxidación parcial en medio cercano a la neutralidad.

Resultados del sólido restante de lixiviación con Tiosulfato

El análisis elemental multipunto del sólido remanente posterior a la lixiviación con tiosulfato muestra una clara predominancia de sistemas silicatados, con contenidos elevados de silicio y oxígeno en la mayoría de los puntos evaluados. Esta distribución es coherente con la persistencia de la ganga silicatada del mineral original, la cual permanece estructuralmente estable bajo condiciones alcalinas de lixiviación.

La presencia recurrente de puntos con 100% de silicio sugiere zonas altamente concentradas en fases silíceas, probablemente cuarzo u otros silicatos resistentes al ataque químico del tiosulfato. Desde una perspectiva metalúrgica, esto confirma

que el sistema lixivante no afecta significativamente la matriz silicatada, lo cual es favorable en términos de selectividad del proceso.

En algunos puntos específicos se detectan concentraciones relevantes de azufre (hasta 66.7 wt%), lo que indica la retención de fases sulfuradas no completamente reaccionadas o la precipitación secundaria de compuestos sulfurados derivados del medio. Sin embargo, la distribución de estas fases es localizada y no dominante en la matriz global. La tabla 16 muestra el porcentaje de elementos obtenidos del análisis multipunto.

Tabla 16. Análisis elemental multipunto mediante LIBS del sólido remanente posterior a la lixiviación con tiosulfato.

No.	Material presunto	O (%)	Si (%)	C (%)	Na (%)	S (%)	Ca (%)	Fe (%)	Au (%)
1	Silicon compound	76.2	23.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
2	Silicon compound	56.7	43.3	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
3	Silicon	0.0	100.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
4	Sulfur compound	26.8	19.1	0.0	0.0	54.1	0.0	0.0	0
5	Silicon compound	62.2	37.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
6	Silicon compound	40.8	26.9	0.0	0.0	32.3	0.0	0.0	0
7	Silicon compound	59.5	40.5	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
8	Silicon compound	52.5	47.5	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
9	Silicon compound	50.4	49.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
10	Silicon	0.0	100.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0
11	Sulfur compound	38.9	13.5	0.0	0.0	47.6	0.0	0.0	0
12	Sulfur compound	0.0	33.3	0.0	0.0	66.7	0.0	0.0	0
13	Silicon compound	35.4	25.8	0.0	0.0	38.8	0.0	0.0	0
14	Silicon compound	48.3	51.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0

No.	Material presunto	O (%)	Si (%)	C (%)	Na (%)	S (%)	Ca (%)	Fe (%)	Au (%)
15	Silicon compound	36.8	37.8	0.0	0.0	25.4	0.0	0.0	0

La microfotografía (ilustración 39) muestra una matriz granular homogénea de tonalidad predominantemente pardo-grisácea, constituida por agregados finos de tamaño submilimétrico, con textura compacta y distribución relativamente uniforme en toda el área analizada.

No se observan partículas metálicas brillantes ni inclusiones de alto contraste que sugieran presencia de oro macroscópico o concentraciones localizadas de fases metálicas densas. La superficie presenta una morfología masiva, con micro-agregados interconectados que recuerdan una estructura típica de ganga silicatada residual.

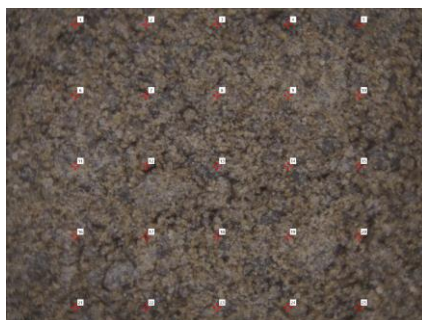


Ilustración 39. Microfotografía (300x) del sólido remanente posterior a la lixiviación con tiosulfato, con puntos de análisis LIBS multipunto.

Nota. Fotografía del autor.

Resultados del precipitado a pH de 7

El análisis elemental multipunto del sólido tratado a pH 7 bajo el sistema combinado tiosulfato–cianuro se refleja en la tabla 17, se revela una matriz dominada por sistemas Na–S–O, con presencia significativa de compuestos oxi-sulfurados sódicos.

A diferencia de las condiciones únicamente con tiosulfato, se observa una mayor estabilización de especies sulfuradas puras (S = 100% en algunos puntos), lo cual indica posibles reacciones secundarias de descomposición del tiosulfato o

formación de azufre elemental bajo condiciones redox modificadas por la presencia simultánea de cianuro.

Tabla 17. Análisis elemental multipunto mediante LIBS del sólido tratado a pH 7 con sistema combinado tiosulfato–cianuro.

No.	Material presunto	O (%)	Li (%)	Na (%)	Si (%)	S (%)	Cl (%)	Fe (%)	Pd	Pt	Au
1	Oxygen	100.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0	0
2	Sodium compound	55.6	0.0	8.2	0.0	36.2	0.0	0.0	0	0	0
3	Sodium compound	49.4	0.0	6.0	0.0	44.6	0.0	0.0	0	0	0
4	Sulfur compound	44.7	0.0	0.0	0.0	55.3	0.0	0.0	0	0	0
5	Sodium compound	32.9	0.0	5.6	0.0	61.5	0.0	0.0	0	0	0
6	Sodium compound	54.1	0.0	11.0	0.0	34.9	0.0	0.0	0	0	0
7	Sulfur	0.0	0.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	0	0	0
8	Sodium compound	55.6	0.0	4.1	0.0	40.3	0.0	0.0	0	0	0
9	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0	0
10	Sulfur	0.0	0.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	0	0	0
11	Sodium compound	50.3	0.0	7.6	0.0	42.1	0.0	0.0	0	0	0
12	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0	0
13	Sodium compound	80.5	0.0	19.5	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0	0
14	Sodium compound	56.0	0.0	10.2	0.0	33.8	0.0	0.0	0	0	0
15	—	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0	0	0

Esta microfotografía (ilustración 40) muestra una matriz visualmente mucho más homogénea y compacta, con una tonalidad clara uniforme y ausencia de agregados granulares gruesos o estructuras dendríticas visibles.

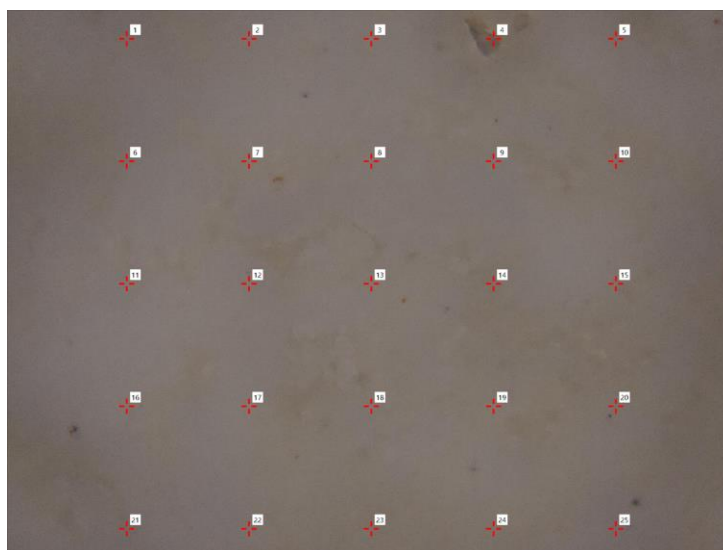


Ilustración 40. Microfotografía (300x) del sólido tratado a pH 7 con sistema combinado tiosulfato–cianuro, con puntos de análisis LIBS multipunto.

Nota. Fotografía del autor.

No se observan:

- Zonas de contraste oscuro asociadas a fases sulfuradas concentradas.
- Inclusiones metálicas brillantes.
- Texturas porosas o aglomerados definidos.

La superficie presenta una morfología masiva, aparentemente más consolidada, lo que sugiere una precipitación más uniforme o una fase predominante de naturaleza fina y continua.

5. DISCUSION DE RESULTADOS

Si bien la caracterización mineralógica y microestructural permitió identificar la formación de fases auríferas y matrices asociadas, no fue posible cuantificar de manera directa el porcentaje de recuperación metálica debido a la ausencia de análisis químicos cuantitativos (ICP del licor de lixiviación y del residuo sólido). En consecuencia, los resultados presentados constituyen una evaluación cualitativa y semicuantitativa del comportamiento del sistema, fundamentada en evidencia estructural y microanalítica.

El análisis integrado de DRX, caracterización microestructural (MEB) y espectroscopía LIBS permite comprender de manera sistemática la evolución del sistema aurífero bajo distintas condiciones de pH y composición química del medio lixivante. Más allá de describir fases o composiciones elementales de manera aislada, la convergencia de estas técnicas evidencia cómo el pH y la química del sistema tiosulfato–cianuro gobiernan simultáneamente la estabilidad de los complejos auríferos, los mecanismos de reducción y la morfología final del sólido precipitado.

En el caso del precipitado obtenido a pH 6.5 con tiosulfato, el DRX indica la presencia de oro metálico, lo que sugiere que en este intervalo de pH el sistema alcanza condiciones favorables para la desestabilización de los complejos auro–tiosulfato y su reducción. Sin embargo, el análisis LIBS no muestra

concentraciones significativas de oro en los puntos analizados. Esta aparente discrepancia se explica al integrar la información microestructural: el MEB revela una matriz rica en especies sulfuradas y oxigenadas dentro de la cual el oro se encuentra finamente disperso.

En términos de proceso, pH 6.5 representa una condición cercana al óptimo de reducción, aunque la microdispersión del metal podría influir en la eficiencia de recuperación física posterior.

Cuando el sistema se ajusta a pH 7 bajo el esquema combinado tiosulfato–cianuro, el DRX muestra cambios en la naturaleza de las fases cristalinas formadas. Paralelamente, el LIBS revela estabilización de azufre elemental ($S \approx 100\%$ en puntos específicos), indicando reacciones secundarias asociadas a la descomposición del tiosulfato bajo un entorno redox modificado por la presencia de cianuro.

En esta condición, pueden coexistir complejos auro–tiosulfato, complejos auro–cianuro, especies sulfuradas intermedias y subproductos oxigenados sódicos. La ausencia de oro detectable en los puntos analizados por LIBS sugiere que el metal permanece mayoritariamente en solución formando complejos estables o se distribuye de manera extremadamente fina sin generar enriquecimientos locales. Este comportamiento indica que, a pH 7, el sistema combinado favorece la estabilización química del oro más que su reducción directa, reduciendo la precipitación metálica efectiva observada a pH 6.5.

A pH 7.5, esta tendencia se intensifica. El DRX muestra mayor orden cristalino en las fases formadas. El LIBS confirma nuevamente la ausencia de oro detectable y la dominancia de sistemas Na–S–O, lo que sugiere que el oro se mantiene en solución como complejo estable o en concentraciones inferiores al límite de detección local. Desde el punto de vista termodinámico, el incremento del pH desplaza el equilibrio hacia la estabilidad de especies complejadas, disminuyendo la probabilidad de nucleación metálica espontánea.

El análisis del sólido remanente posterior a la lixiviación refuerza la selectividad del proceso. La dominancia de fases silicatadas en DRX, la microestructura estable observada en MEB y la ausencia de oro detectable por LIBS confirman

que el tiosulfato solo o en combinación con cianuro actúa selectivamente sobre el oro sin afectar significativamente la matriz silicatada. Esto demuestra un ataque químico dirigido que minimiza la disolución de ganga y optimiza la transferencia del metal hacia la fase líquida.

En conjunto, la integración de DRX, MEB y LIBS demuestra que el control del pH constituye el parámetro crítico que define la transición entre complejación estable y reducción metálica del oro. A pH 6.5 se favorece la reducción con formación de oro finamente disperso dentro de una matriz sulfurada; a pH 7 y 7.5, el sistema privilegia la estabilidad de complejos auríferos en solución, especialmente en presencia de cianuro, limitando la nucleación metálica directa. Desde una perspectiva de ingeniería metalúrgica, estos hallazgos subrayan que la optimización del proceso no depende únicamente del agente lixivante, sino del ajuste fino del equilibrio químico que gobierna la desestabilización controlada de las especies auríferas durante la precipitación.

6. CONCLUSIONES

El estudio permitió confirmar que el sistema tiosulfato es selectivo para movilizar el oro desde una matriz SEDEX predominantemente silicatada, manteniendo estructuralmente estable la ganga durante la lixiviación alcalina. Sin embargo, la etapa crítica del proceso es la precipitación, donde el pH determina directamente la forma química final del oro recuperado.

Bajo las condiciones experimentales evaluadas, el experimento a pH 6.5 (300 g de tiosulfato, 30 g de ditionito de sodio, 10 L de solución, 3 h de reacción y 750 rpm) demostró ser el más favorable para la recuperación sólida del oro. En esta condición, el DRX evidenció presencia predominante de oro metálico acompañado de fases Au-Hg-SO₄, mientras que el MEB mostró una morfología dendrítica y esponjosa típica de reducción rápida y nucleación efectiva. El análisis LIBS confirmó una matriz sulfurada dominante (S > 90 wt% en varios puntos) coherente con la química del sistema tiosulfato-ditionito, y aunque el Au no fue detectado puntualmente, su distribución fina es consistente con la evidencia difractiva.

En contraste, a pH 7.5 (10 g de tiosulfato, 5 g de ditionito, 500 ml, 3 h y 750 rpm), el precipitado presentó mayor orden estructural y predominancia de compuestos oxisulfurados sódicos, sin evidencia clara de oro metálico libre. Asimismo, en condiciones neutras o en el sistema combinado tiosulfato–cianuro, el oro tendió a permanecer estabilizado en solución formando complejos, limitando su reducción directa.

En consecuencia, pH 6.5 es la condición óptima dentro de los parámetros estudiados porque favorece la desestabilización de los complejos auríferos formados durante la lixiviación, promueve la reducción del Au a estado metálico y genera morfologías compatibles con precipitación efectiva. Condiciones más neutras o ligeramente alcalinas incrementan la estabilidad de especies complejas Na–S–O y reducen la eficiencia de recuperación sólida del metal.

6.1. ***Aportes del estudio***

El estudio aporta información específica sobre el impacto del pH en la recuperación del oro en sistemas hidrometalúrgicos basados en tiosulfato, particularmente en un intervalo estrecho de valores (6.5–7.5), demostrando que variaciones aparentemente pequeñas producen cambios sustanciales en la forma química del metal recuperado. Este conocimiento resulta relevante para el diseño y optimización de procesos donde se busque un control preciso de la precipitación del oro.

Asimismo, el análisis de los remanentes de lixiviación permitió confirmar la alta selectividad del sistema tiosulfato y tiosulfato–cianuro, evidenciando que la matriz silicatada permanece estable y que el oro no se retiene en la fase sólida residual. La integración de técnicas estructurales y microestructurales permitió correlacionar el control del pH con la forma de distribución del oro en los sólidos precipitados, aportando una visión más completa del proceso.

7. **RECOMENDACIONES**

Con base en los resultados obtenidos, se recomienda profundizar en la evaluación del proceso de precipitación en el intervalo de pH 6.0 a 7.0, con el fin de definir con mayor precisión el rango óptimo para la recuperación del oro como metal elemental.

Se recomienda realizar análisis cuantitativos de Au por ICP-MS o ensayo al fuego en cabeza, licor y residuo, a fin de establecer balances de masa y determinar con precisión la recuperación metalúrgica bajo cada condición de pH.

Asimismo, se sugiere analizar de manera más detallada los efectos del pH en la cinética de precipitación, particularmente en sistemas donde el oro se encuentra estabilizado por ligantes sulfurados.

También se debe realizar estudios complementarios sobre los sólidos remanentes de lixiviación para evaluar su posible aprovechamiento o su comportamiento ambiental, considerando que permanecen dominados por fases silicatadas estables. Finalmente, se propone evaluar el escalamiento del proceso y su aplicación a otros tipos de minerales auríferos, con especial atención al control del pH como variable crítica para garantizar la eficiencia y selectividad del sistema.

8. BIBLIOGRAFÍA

Adams, M. D. (2016). Overview of the gold mining industry and major gold deposits. En M. D. Adams (Ed.), *Gold ore processing: Project development and operations* (pp. 25–30). Elsevier.

Alvarado-Macías, G., Fuentes-Aceituno, J. C., & Nava-Alonso, F. (2015). Silver leaching with the thiosulfate–nitrite–sulfite–copper alternative system. *Hydrometallurgy*, 152, 120–128. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2014.12.017>

Andrade Tafoya, P. D. (2016). *Innovación en la prospección de un yacimiento SEDEX en Molango, Hidalgo* [Tesis de licenciatura, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo]. Repositorio Institucional UAEH. <http://dgsa.uaeh.edu.mx:8080/jspui/bitstream/231104/5138/1/AT20668.pdf>

AngloGold Ashanti. (2014). *El oro: Todo lo que debe saber en 100 preguntas* (1.ª ed.). Editorial Nomos. https://acmineria.com.co/acm/wp-content/uploads/2018/10/el_oro_pdf_final_baja_0.pdf

Belloti, M. L. (2011). *Minería a cielo abierto versus glaciares en alerta roja en Argentina* [Publicación en línea]. ResearchGate. https://www.researchgate.net/publication/277822340_Mineria_a_cielo_abierto_versus_glaciares_en_alerta_roja_en_Argentina

BullionVault. (s. f.). Propiedades del oro. <https://oro.bullionvault.es/guia-oro/propiedades-del-oro>

Camprubí, A., & Albinson, T. (2006). Depósitos epitermales en México: Actualización de su conocimiento y reclasificación empírica. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, 58(1), 27–81. <https://doi.org/10.18268/bsgm2006v58n1a2>

Chaka, K. J., & Rupprecht, S. M. (2024). Thiosulfate leaching in carbonaceous gold-bearing ores in Ethiopia. *Scientific Reports*, 14, 22952. <https://doi.org/10.1038/s41598-024-69646-3>

Chaucayanqui Quisa, B. E. (2020). *Recuperación de oro con alfa-ciclodextrina para reciclar relaves auríferos en la cuenca de Ocoña, Arequipa* [Tesis doctoral, Universidad Católica de Santa María]. Universidad Católica de Santa María. <https://repositorio.ucsm.edu.pe/server/api/core/bitstreams/9c25a966-569b-494f-8e6c-4a1f7e96a661/content>

Chen, Y., Qiao, Q., Cao, J., Li, H., & Bian, Z. (2021). Recovery of precious metals. *Joule*, 5(12), 2961–2994. [https://www.cell.com/joule/fulltext/S2542-4351\(21\)00498-0](https://www.cell.com/joule/fulltext/S2542-4351(21)00498-0)

Cruz Hernández, M. Á. (2024). *Lixiviación e intercambio catiónico de tierras raras en mineral bentonítico* [Tesis de licenciatura, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, Instituto de Ciencias Básicas e Ingeniería]. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo.

Da Rosa, C. D., Lyon, J. S., & Hocker, P. M. (1997). *Golden dreams, poisoned streams: How reckless mining pollutes America's waters, and how we can stop it*. Mineral Policy Center.

García del Amo, D., & Regueiro y González-Barros, M. (2024). *Recursos geológicos: Una perspectiva mineral y ambiental*. Editorial UNED. https://books.google.com.mx/books?id=_O4uEQAAQBAJ

Hernández-Ávila, J., Salinas-Maldonado, R. G., García-Cerón, A., Flores-Badillo, J., Cerecedo-Sáenz, E., Toro, N., Saldana, M., Gálvez, E., Gutiérrez-Amador, M. P., & Salinas-Rodríguez, E. (2025). A comparative study of cyanide and thiosulfate for silver leaching from tailings: A kinetics approach. *Processes*, 13(5), 1522. <https://doi.org/10.3390/pr13051522>

Juárez, J. C., Rivera, I., Patiño, F., & Reyes, M. I. (2012). Efecto de la temperatura y concentración de tiosulfatos sobre la velocidad de disolución de plata contenida en desechos mineros usando soluciones $S_2O_3^{2-}-O_2-Zn^{2+}$. *Información Tecnológica*, 23(4). <https://doi.org/10.4067/S0718-07642012000400015>

Kuyucak, N., & Akcil, A. (2013). Cyanide and removal options from effluents in gold mining and metallurgical processes. *Minerals Engineering*, 50–51, 13–29. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.05.027>

Leistel, J. M., Marcoux, E., Deschamps, Y., & Joubert, M. (1998). Antithetic behaviour of gold in the volcanogenic massive sulphide deposits of the Iberian Pyrite Belt. *Mineralium Deposita*, 33(1–2), 82–97. <https://doi.org/10.1007/s001260050134>

López, F. G. (2016). Impactos ambientales causados por megaproyectos de minería a cielo abierto en el estado de Zacatecas, México. *Revista de Geografía Agrícola*, 57, 199–218. <https://doi.org/10.5154/r.rga.2016.57.010>

Maya Zúñiga, E. A. (2022). *Exploración geoquímica de sedimentos aluviales en los arroyos El Chalino y La Labor, Potrero El Llano, municipio de Juan Aldama, Chihuahua, México* [Tesis de licenciatura, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo]. Repositorio Institucional UAEH. <http://dgsa.uaeh.edu.mx:8080/jspui/bitstream/231104/29111/1/AT26591.pdf>

Misra, K. C. (2000). Skarn deposits. (pp. 414–449). https://doi.org/10.1007/978-94-011-3925-0_9

Morales Rendón, D. M. (2016). *Determinación de anomalías de tierras raras en un yacimiento SEDEX en Xochicoatlán, Hidalgo, México* [Tesis de licenciatura, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, Instituto de Ciencias Básicas e Ingeniería]. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo.

Muir, A., Mitchell, J., Flatman, S. R., & Sabbagha, C. (2005). A practical guide to re-treatment of gold processing residues. *Minerals Engineering*, 18(8), 811–824. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2005.01.027>

Murali, A., Zhang, Z., Shine, A. E., Free, M. L., & Sarswat, P. K. (2022). E-wastes derived sustainable Cu recovery using solvent extraction and electrowinning followed by thiosulfate-based gold and silver extraction. *Journal of Hazardous Materials Advances*, 8, 100196. <https://doi.org/10.1016/j.hazadv.2022.100196>

Ochoa-Landín, L., Pérez-Segura, E., Del Río-Salas, R., & Valencia-Moreno, M. (2011). Depósitos minerales de Sonora, México. En T. Calmus (Ed.), *Panorama de la geología de Sonora, México* (Boletín 118, cap. 9, pp. 299–331). Instituto de Geología, UNAM. <https://boletin.geologia.unam.mx/index.php/boletin/article/view/35/37>

Olea Acuña, C. V. (2025). *Alteración y mineralización del depósito de óxido de hierro–apatito (IOA): implicaciones genéticas y relación con sistemas IOCG* [Tesis]. Repositorio de la Universidad de Chile. <https://repositorio.uchile.cl/xmlui/bitstream/handle/2250/205268/Alteracion-y->

mineralizacion-del-deposito-de-oxido-de-hierro--apatito-iman--Region-de-Atacama-Chile.pdf?sequence=1

Oraby, E. A., & Eksteen, J. J. (2014). The selective leaching of copper from a gold–copper concentrate in glycine solutions. *Hydrometallurgy*, 150, 14–19. <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0304386X1400190X>

Perea Solano, C. G. (2016). *Evaluación de una metodología alternativa a la cianuración para la disolución de oro utilizando solventes orgánicos* [Tesis]. <https://idoc.pub/documents/tesisevaluacion-de-una-metodologia-alternativa-a-la-cianuracion-para-la-disolucion-de-oroutilizando-solventes-organicos-jlk9vmer3745>

Rahimi, V., Inzulza-Moraga, E. A., Gómez-Díaz, D., Freire, M. S., & González-Álvarez, J. (2025). Screening of variables affecting the selective leaching of valuable metals from waste motherboards' PCBs. *Environmental Science and Pollution Research*, 32, 27651–27666. <https://doi.org/10.1007/s11356-024-32793-1>

Rodríguez-Díaz, A. A., Villaseñor-Cabral, M. G., Canet, C., Prol-Ledesma, R. M., & Camprubí, A. (2005). Clasificación de los yacimientos de manganeso y ejemplos de depósitos mexicanos e internacionales. *Boletín de Mineralogía*, 16, 33–43.

Roldán Contreras, E. (2019). *Lixiviación de metales preciosos: Plata contenida en un concentrado de sulfuros del Mineral del Chico y en un yacimiento sedimentario de Tianguistengo, Hgo.*

Roldán-Contreras, E., Salinas-Rodríguez, E., Hernández-Ávila, J., Cerecedo-Sáenz, E., Rodríguez-Lugo, V., Jeldres, R. I., & Toro, N. (2020). Leaching of silver and gold contained in a sedimentary ore, using sodium thiosulfate: A preliminary kinetic study. *Metals*, 10(2), 159. <https://doi.org/10.3390/met10020159>

Salazar-Hernández, M. M., Salazar-Hernández, M. del C., Corona-Arroyo, M. A., Caudillo-González, M., & Elorza-Rodríguez, E. (2022). *Flotación colectiva pirita–arsenopirita–oro de los residuos de Noche Buena, Zac., y su separación en concentrados pirita–oro y arsenopirita* [Ponencia]. XX Encuentro Sobre Procesamiento de Minerales, San Luis Potosí, México. <https://repositorioinstitucional.uaslp.mx/xmlui/bitstream/handle/i/8039/PonencialM.2022.Flota%3%b3n.Elorza.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Seedorff, E., Dilles, J. H., Proffett, J. M., Einaudi, M. T., Zurcher, L., Stavast, J. A., Johnson, D. A., & Barton, M. D. (2005). Porphyry deposits—Characteristics and origin of hypogene features. En *Economic Geology 100th Anniversary Volume* (pp. 251–298).

Serna, L. M., Pérez Ríos, L., Vellojin, R. R., & Grisales, M. A. (2017). *El mineral oro* [Trabajo de seminario, Seminario de cristalografía y mineralogía]. Universidad de Antioquia, Facultad de Ingeniería, Departamento de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales. https://www.researchgate.net/publication/342449188_EL_MINERAL_DE_ORO

Sillitoe, R. H. (2010). Porphyry copper systems. *Economic Geology*, 105, 3–41.

Society for Mining, Metallurgy & Exploration. (2011). Heap leaching. En *SME mining engineering handbook* (Rev. C). SME.

Swanson Centeno, W. E., & Apolo Sarmiento, N. D. (2005). *Optimización de ciclos de trabajo en balancines portátiles utilizando el software TWM en el campo Gustavo Galindo Velasco* [Tesis de grado, Escuela Superior Politécnica del Litoral]. <http://www.dspace.espol.edu.ec/xmlui/handle/123456789/38387>

Teschner, B., Smith, N. M., Borrillo-Hutter, T., John, Z. Q., & Wong, T. E. (2017). How efficient are they really? A simple testing method of small-scale gold miners' gravity separation systems. *Minerals Engineering*, 105, 44–51. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.01.005>

Titley, S. R., & Beane, R. E. (1981). Porphyry copper deposits; Part I. Geological setting, petrology, and tectonogenesis. En B. J. Skinner (Ed.), *Economic Geology Seventy-Fifth Anniversary Volume* (pp. 214–235).

Tritlla, J., Levresse, G., González-Partida, E., Corona-Esquivel, R., & Martínez-Ramos, C. (2005). Metalogenia y geoquímica de los fluidos asociados a los depósitos de tipo MVT (Mississippi Valley-Type Deposit) en el centro y norte de México. En *XXVI Convención Internacional de Minería* (12–15 de octubre de 2005, Veracruz, México).

Vega Granillo, E. L., & Sámano Tirado, A. P. (2013). Usos y ocurrencia de los principales metales que se producen en Sonora. *Epistemos: Ciencia, Tecnología y Salud*, (14), 84–85. <https://biblat.unam.mx/hevila/EpistemosCienciatecnologiaysalud/2013/no14/13.pdf>

Viladevall, M. (1998). La geoquímica del oro como herramienta de prospección de menas auríferas. *Boletín Geológico y Minero de España*, 109(5–6), 521–534.

Wills, B. A., & Napier-Munn, T. J. (2006). *Mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery* (7th ed.). Butterworth-Heinemann. <https://doi.org/10.1016/B978-075064450-1/50000-X>

Xu, B., Kong, W., Li, Q., Yang, Y., Jiang, T., & Liu, X. (2017). A review of thiosulfate leaching of gold: Focus on thiosulfate consumption and gold recovery from pregnant solution. *Metals*, 7(6), 222. <https://doi.org/10.3390/met7060222>

Yin, E., Muvengei, O., & Kihui, J. M. (2020b). Conveyor chain links – A review. En *Proceedings of the 6th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference* (pp. 201–207). University of Mines and Technology (UMaT).

Yin, E., Quaiocoe, E., & Asiedu, E. K. (2020). Design of a combined gravity concentration and leaching plant for the small-scale gold mining industry in Ghana. En *Proceedings of the 6th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference* (pp. 480–488). University of Mines and Technology (UMaT). <https://conference.umat.edu.gh/wp-content/uploads/2021/04/Design-of-a-Combined-Gravity-Concentration-and-Leaching-Plant-for-the-Small-scale-Gold-Mining-Industry-in-Ghana.pdf>

Yin, E., Taylor, E., Quaiocoe, E., & Asiedu, E. K. (2024). Optimization of sluice box for small-scale mining using computational fluid dynamics (CFD). *Ghana Mining Journal*, 24(1), 178–187.

Zhang, Y., Cui, M., Wang, J., Liu, X., & Lyu, X. (2022). A review of gold extraction using alternatives to cyanide: Focus on current status and future prospects of the novel eco-friendly synthetic gold lixivants. *Minerals Engineering*, 176, 107336. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107336>