



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

**Incremento de la recuperación de oro de minerales
oxidados auríferos mediante cianuración con adición de
peróxido de hidrógeno**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTORES

Rodolfo Amado Junior HUACCHO YLLESCA

Jean Carlos GONZÁLES GUERRA

ASESOR

Mg. Luis Ernesto PUENTE SANTIBÁÑEZ

Lima, Perú

2026



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

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

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

Referencia bibliográfica

Huaccho, R. & Gonzáles, J. (2026). *Incremento de la recuperación de oro de minerales oxidados auríferos mediante cianuración con adición de peróxido de hidrógeno*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Rodolfo Amado Junior Huaccho Yllesca
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	76722550
URL de ORCID	
Datos de autor 2	
Nombres y apellidos	Jean Carlos Gonzáles Guerra
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	74462626
URL de ORCID	
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Mg. Luis Ernesto Puente Santibáñez
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08859984
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0002-0681-4115
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Dr. Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Dr. Daniel Florencio Lovera Dávila

Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Rios
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Miembro del jurado 3	
Nombres y apellidos	
Tipo de documento	
Número de documento de identidad	
Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.4.16. Lixiviación de Minerales
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Piura Provincia: Piura Distrito: Las Lomas
Año o rango de años en que se realizó la investigación	SETIEMBRE 2023 - MARZO 2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



«Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia»

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

En el salon de Grados y Titulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el lunes 15, del mes de junio de 2026 siendo las 17:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. VIDAL SIXTO Aramburú Rojas	(PRESIDENTE)
Dr. DANIEL FLORENCIO Lovera Dávila	(MIEMBRO)
Ing. MANUEL PRUDENCIO Caballero Rios	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS MANCOMUNADA Titulada: «INCREMENTO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE MINERALES OXIDADOS AURÍFEROS MEDIANTE CIANURACIÓN CON ADICIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO» presentado por Don: RODOLFO AMADO JUNIOR HUACCHO YLLESCA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

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

.....SATISFACCIÓN.....

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

.....TRECE (13) APROBADO.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Rodolfo Amado Junior Huaccho Yllesca**.

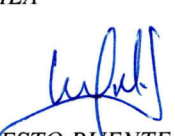
Siendo las **18:00** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 15 de junio de 2026


Dr. VIDAL SIXTO ARÁMBURÚ ROJAS
Presidente


Dr. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLEROS RÍOS
Miembro


Ing. LUIS ERNESTO PUENTE SANTIBAÑEZ
ASESOR DE TESIS



«Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia»

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

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el lunes 15, del mes de junio de 2026 siendo las 17:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. VIDAL SIXTO Aramburú Rojas	(PRESIDENTE)
Dr. DANIEL FLORENCIO Lovera Dávila	(MIEMBRO)
Ing. MANUEL PRUDENCIO Caballero Ríos	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS MANCOMUNADA Titulada: «INCREMENTO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE MINERALES OXIDADOS AURÍFEROS MEDIANTE CIANURACIÓN CON ADICIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO» presentado por Don: JEAN CARLOS GONZÁLES GUERRA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

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

.....SATISFACCIÓN.....

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

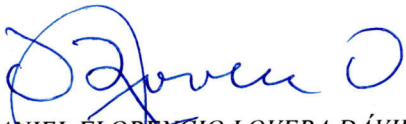
.....TRECE (13) APROBADO.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Jean Carlos González Guerra**.

Siendo las **18:00** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 15 de junio de 2026


Dr. VIDAL SIXTO ARÁMBURÚ ROJAS
Presidente


Dr. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLEROS RÍOS
Miembro


Ing. LUIS ERNESTO PUENTE SANTIBAÑEZ
ASESOR DE TESIS



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE

SAN MARCOS

Universidad del Perú, Decana de América

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, LUIS ERNESTO PUENTE SANTIBAÑEZ en mi condición de asesor acreditado con la Resolución Decanal N.°000278-2024-D-FIGMMG/UNMSM de la tesis mancomunada, cuyo título es "INCREMENTO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE MINERALES OXIDADOS AURÍFEROS MEDIANTE CIANURACIÓN CON ADICIÓN DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO" presentado por los bachilleres **JEAN CARLOS, Gonzáles Guerra y RODOLFO AMADO JUNIOR, Huaccho Ylesca** para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico.

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

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

Lima, 30 de setiembre de 2026

Firma del Asesor:

Ing. Luis Ernesto Puente Santibañez

DNI: 08859984

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

CERTIFICADO DE SIMILITUD

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

DEDICATORIA

Dedicamos esta tesis a nuestros progenitores, por su apoyo incondicional, perseverancia y confianza permanente, fundamentales para la culminación de este logro académico.

AGRADECIMIENTO

Expresamos nuestra gratitud al Mg. Luis Puente por su valiosa asesoría y acompañamiento en el desarrollo de la presente tesis. Asimismo, reconocemos el importante aporte de los docentes de la Escuela Profesional de Metalurgia de la UNMSM, quienes contribuyeron significativamente a nuestra formación académica y profesional.

CONTENIDO

RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xi
CAPITULO I.....	1
INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Introducción	1
1.2. Planteamiento del problema	2
1.2.1. Situación problemática	2
1.2.2. Formulación del problema	2
1.2.2.1. Problema General	2
1.2.2.2. Problemas Específicos	2
1.3. Objetivos de la investigación	3
1.3.1. Objetivo General.....	3
1.3.2. Objetivo Específico.....	3
1.4. Justificación de la investigación	3
1.4.1. Justificación teórica	3
1.4.2. Justificación práctica.....	3
1.5. Limitaciones de la Investigación	4
CAPITULO II.....	5
MARCO TEÓRICO	5
2.1. Antecedentes de la investigación.....	5
2.2. Bases teóricas	7
2.2.1. Mineralogía del oro.....	7
2.2.2. Minerales auríferos.....	8
2.2.3. Ensayo mineralógico por microscopia electrónica de barrido.....	10
2.2.4. Hidrometalurgia	10
2.2.5. Cianuración del oro.....	11
2.2.6. Termodinámica del proceso de cianuración.....	12
2.2.7. Cinética del proceso de cianuración	13
2.2.8. Factores que afectan a la disolución de oro.....	14
2.2.9. Proceso PAL (Lixiviación asistida con peróxido).....	16
2.2.10. Ensayo al fuego.....	17
2.3. Glosario	19
CAPITULO III.....	21
HIPÓTESIS Y VARIABLES.....	21
3.1. Hipótesis General	21
3.2. Hipótesis Específica	21
3.3. Identificación de variables.....	21
3.3.1. Variables independientes	21

3.3.2. Variable dependiente.....	21
3.4. Matriz de consistencia y operacionalización de variables	22
CAPÍTULO IV	23
MATERIALES Y MÉTODOS.....	23
4.1. Área de estudio	23
4.2. Diseño de investigación.....	23
4.3. Población y Muestra	24
4.3.1. Población.....	24
4.3.2. Muestra	25
4.4. Procedimiento, técnicas e instrumentos de recolección de información.....	26
4.4.1. Procedimiento Experimental	26
4.4.1.1. Recepción de muestras:.....	26
4.4.1.2. Secado de la muestra.....	26
4.4.1.3. Chancado de la muestra.....	26
4.4.1.4. Homogenizado y cuarteo.....	26
4.4.1.5. Pulverizado.....	28
4.4.1.7. Análisis por Newmont (Distribución granulométrica).....	32
4.4.1.8. Análisis por reconocimiento.....	32
4.4.1.9. Pruebas metalúrgicas (lixiviación en botellas)	33
4.4.1.10. Dosificación de reactivos:	35
4.4.1.11. Fusión	37
4.4.1.12. Copelación	37
4.4.2. Técnicas de recolección de datos.....	38
4.4.3. Materiales, equipos y reactivos.....	38
4.4.3.1. Materiales.....	38
4.4.3.2. Equipos	39
4.4.3.3. Reactivos	39
4.4.4. Análisis estadístico	39
CAPÍTULO V	40
RESULTADOS	40
CAPÍTULO VI	50
DISCUSIÓN DE RESULTADOS	50
CAPÍTULO VIII	53
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	53
CAPÍTULO IX	55
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	55
CAPÍTULO X.....	57
ANEXOS.....	57

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de las variables	22
Tabla 2 Distribución elemental de los minerales portadores identificados en la muestra de mineral.....	28
Tabla 3 Distribución elemental de los minerales portadores identificados en la muestra de mineral.....	29
Tabla 4 Composición del espectro de oro nativo.....	30
Tabla 5 Composición del espectro del electrum.....	32
Tabla 6 Distribución granulométrica de la malla 140.....	32
Tabla 7 Parámetros para el proceso de cianuración en botella de un mineral oxidado.....	36
Tabla 8 Dosificación de reactivos según el tipo de muestra.....	36
Tabla 9 Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas	40
Tabla 10 Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H ₂ O ₂ al 0.05%	41
Tabla 11 Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H ₂ O ₂ al 0.075%	42
Tabla 12 Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H ₂ O ₂ al 0.100%	43
Tabla 13 Ley de Au analizado por el método Newmont	44
Tabla 14 Resultados de las pruebas de cianuración, con respecto a la ley de la cola.....	45
Tabla 15 Resultados de pruebas de cianuración en botella, para una muestra de 300 g.	46
Tabla 16 Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.050% de H ₂ O ₂ , para una muestra de 300 g.....	47
Tabla 17 Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.075% de H ₂ O ₂ , para una muestra de 300 g.....	48
Tabla 18 Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.100% de H ₂ O ₂ , para una muestra de 300 g.....	49
Tabla 19 Resultados de la recuperación de oro a distintas concentraciones de H ₂ O ₂	50
Tabla 20 Consumo de cianuro para cada prueba realizada a 72 horas	51

Tabla 21 Matriz de Consistencia	57
Tabla 22 Balance metalúrgico	58
Tabla 23 Comparación entre el valor económico recuperado de oro y el costo del reactivo empleado	59

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Diagrama Eh-pH sistema Au-CN-H ₂ O a 25°C, [Au]=10 ⁻⁴ M, [CN]=10 ⁻³ M	13
Figura 2 Configuración del trabajo experimental	24
Figura 3 Mapa geológico del cuadrángulo de las Lomas escala 1: 50 000 hoja 10-C cuadrante – III.....	25
Figura 4 Esquema general del procedimiento experimental	26
Figura 5 Esquema de homogenizado y cuarteo	27
Figura 6 Fotomicrografía de granos de oro nativo (Au) y electrum (el)	29
Figura 7 Distribución de elementos por microscopia electrónica de barrido del estudio de la muestra de mineral	30
Figura 8 Fotomicrografía de partícula libre de electrum (el).....	31
Figura 9 Distribución de elementos por microscopia electrónica de barrido del estudio de la muestra de mineral	31
Figura 10 Inicio de las pruebas metalúrgicas	33
Figura 11 Finalización de las pruebas metalúrgicas.....	34
Figura 12 Colada del crisol en la lingotera	37
Figura 13 <i>Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas</i>	41
Figura 14 <i>Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.05% H₂O₂</i>	42
Figura 15 <i>Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.075% H₂O₂</i>	43
Figura 16 <i>Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.1% H₂O₂</i>	44
Figura 17 <i>Porcentaje de recuperación con respecto a la concentración de H₂O₂</i>	45
Figura 18 <i>Cinética de extracción del oro</i>	46
Figura 19 <i>Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.050% de H₂O₂</i>	47
Figura 20 <i>Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.075% de H₂O₂</i>	48
Figura 21 <i>Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.100% de H₂O₂</i>	49

Figura 22 <i>Comportamiento de la cinética de extracción a diferentes concentraciones de H_2O_2</i>	51
Figura 23 <i>Comparación del consumo de NaCN (Kg/TM) a diferentes concentraciones de H_2O_2</i>	52
Figura 24 Muestra de mineral.....	59
Figura 25 Chancadora de quijada 4" x 9"	60
Figura 26 <i>Cuarteo por método de damero de mineral pulverizado</i>	61
Figura 27 <i>Mineral pulverizado</i>	61
Figura 28 <i>Agitador de tamices Retsch con malla #140</i>	62
Figura 29 <i>300 g. de mineral pesados en la botella</i>	62
Figura 30 <i>Formación del plomo sólido por el método Chiddy</i>	63
Figura 31 <i>Copelación</i>	63
Figura 32 <i>Informe de microscopia electrónica de barrido</i>	64

NOMENCLATURA

%	Porcentaje
Oz/TC	Onza por tonelada corta
Kg/TM	Kilogramo por tonelada métrica
L/S	Relación líquido-sólido
Hrs	Horas
°C	Grados centígrados
mL	Mililitro
G	Gramo
g/L	Gramo por litro
Min	Minuto
"	Pulgadas
PAL	Peroxide Assisted Leaching
µm	Micrones
RPM	Revolución por minuto
pH	Potencial de hidrógeno

RESUMEN

En la presente investigación se trabajó con un mineral oxidado proveniente de Las Lomas – Piura, su caracterización mineralógica por microscopía electrónica de barrido mostraron sus principales especies mineralógicas: Electrum, Oro Nativo, Acantita, Pirita, Hematita, entre otros.

La hipótesis de esta investigación es incrementar la recuperación en la extracción de oro durante la cianuración mediante el uso de peróxido de hidrógeno como agente oxidante. En la planta Andimetal S.A.C. en la zona de Casma mediante el proceso convencional de cianuración se obtuvo una baja recuperación de oro alrededor de 60.25%. Por consiguiente, se efectuaron ensayos metalúrgicos en laboratorio donde se variaron las concentraciones del peróxido de hidrógeno añadido al proceso, con la finalidad de obtener el mayor aumento de recuperación.

Se llevaron a cabo cuatro pruebas metalúrgicas ajustando las dosificaciones de peróxido de hidrógeno añadido. Las pruebas en laboratorio consisten en lixiviar el mineral aurífero con cianuro de sodio más el agregado de peróxido de hidrógeno con resultados que alcanzan un 71.59 % de recuperación de oro.

PALABRAS CLAVE: oro, cianuración, peróxido de hidrógeno, mineral aurífero.

ABSTRACT

In the present investigation, we worked with an oxidized mineral from Las Lomas – Piura, its mineralogical characterization by scanning electron microscopy showed its main mineralogical species: Electrum, Native Gold, Acanthite, Pyrite, Hematite, among others. The hypothesis of this research is to increase gold recovery during cyanidation by using hydrogen peroxide as an oxidizing agent. At the Andimetal S.A.C. plant in the Casma area, the conventional cyanidation process yielded a low gold recovery of approximately 60.25%. Therefore, laboratory metallurgical tests were conducted, varying the concentrations of hydrogen peroxide added to the process to maximize recovery. Four metallurgical tests were conducted, adjusting the dosages of added hydrogen peroxide. The laboratory tests consisted of leaching the gold-bearing ore with sodium cyanide and the addition of hydrogen peroxide, with results achieving a 71.59% gold recovery.

KEYWORDS: gold, cyanidation, hydrogen peroxide, auriferous ore.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Introducción

La cianuración es un método utilizado desde hace muchos años para procesar menas de oro, el principio del proceso radica en que el oro nativo, la plata y sus aleaciones presentan solubilidad en soluciones diluidas de cianuro bajo condiciones alcalinas. Para asegurar y controlar el pH alcalino durante el proceso de lixiviación, se adiciona hidróxido de sodio como agente regulador.

El presente estudio propone mejorar la recuperación de oro en un proceso de cianuración mediante la incorporación de peróxido de hidrogeno para un mineral oxidado aurífero; como antecedente relevante Aroquipa (2019) desarrolló un estudio orientado a mejorar la recuperación de oro en un proceso de cianuración, aplicando peróxido de hidrógeno como oxidante en un mineral sulfurado que presentaba bajos niveles de recuperación bajo condiciones convencionales.

El enfoque experimental se llevará a cabo a nivel de laboratorio, mediante pruebas de cianuración en botella en las cuales se añadirá distintas concentraciones de peróxido de hidrógeno como oxidante, ya que el peróxido de hidrógeno en la cianuración incrementa la cinética de extracción comparada con la cianuración convencional.

1.2. Planteamiento del problema

1.2.1. Situación problemática

El Perú es un país con abundantes recursos naturales, y en el caso de la minería aurífera la técnica más ampliamente empleada para la obtención del oro es la cianuración, debido a su eficacia en la disolución del metal a partir del mineral.

En operaciones metalúrgicas en la zona norte del país, específicamente en Las lomas, se explota comúnmente mineral aurífero mediante lixiviación con solución alcalina de cianuro de sodio bajo situación controlada de pH en el rango de 10 a 12, por cuestiones de seguridad y pérdidas de cianuro por hidrólisis.

Se observa que la recuperación de oro muestra valores por debajo de lo comúnmente esperado en pruebas convencionales según resultados de laboratorio metalúrgico externo de la zona; las cuales indican que para incrementar su recuperación en esta situación implicaría mayor tiempo de operación, generando situaciones de limitada rentabilidad.

El presente estudio enfoca esta situación y desarrolla pruebas metalúrgicas de lixiviación en botella a nivel laboratorio.

1.2.2. Formulación del problema

1.2.2.1. Problema General

- ¿De qué manera se incrementaría la recuperación de oro en la cianuración de minerales oxidados auríferos de la zona Lomas – Piura?

1.2.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo influye el tiempo de lixiviación en la cinética de recuperación de oro durante la cianuración con adición de peróxido de hidrógeno?"
- ¿En qué porcentaje se incrementaría la recuperación de oro mediante la adición de peróxido de hidrogeno?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo General

- Incrementar la recuperación de oro de minerales oxidados auríferos.

1.3.2. Objetivo Específico

- Evaluar la cinética de extracción de oro en función del tiempo de lixiviación con y sin adición de peróxido de hidrógeno.
- Realizar pruebas metalúrgicas de cianuración; adicionando peróxido como agente oxidante en el proceso.

1.4. Justificación de la investigación

1.4.1. Justificación teórica

El estudio permite ampliar conocimiento acerca de los fundamentos de procesos hidrometalúrgicos, como la lixiviación de minerales, los diversos métodos para obtener metales como el oro y otros metales de valor.

Así la presente investigación busca incrementar la recuperación del oro a partir del empleo de peróxido de hidrógeno en los métodos tradicionales de cianuración., entonces adaptando este proceso de lixiviación asistida con peróxido (PAL), se verá su influencia en el consumo de cianuro, velocidad de lixiviación y recuperación del metal precioso.

1.4.2. Justificación práctica

El estudio contribuye a incrementar eficiencia y productividad al mejorar resultados en las operaciones metalúrgicas principalmente en la minería aurífera que por las situaciones del mercado mundial de metales es de suma importancia para la economía del país como uno de los principales motores aportando significativamente al incremento del producto bruto interno que signifique mejorar en la población.

Igualmente, el consumo de cianuro en el proceso se reduce de tal manera que el estudio permitirá mejorar el cuidado ambiental del entorno de la planta de operación.

1.5. Limitaciones de la Investigación

El estudio se ha limitado a pruebas de laboratorio y en un escalamiento a nivel piloto es necesario el estudio detallado de los parámetros que se tomó como estándares para este estudio. Asimismo, estudios previos, como el de Fora (2018), han demostrado que la aplicación de procesos de lixiviación asistida con peróxido puede mejorar la eficiencia en la extracción de metales preciosos.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Fora (2018), en su investigación enfatiza optimizar el proceso convencional de cianuración para la extracción de metales preciosos en la planta de tratamiento de la unidad minera Pucamarca-Minsur adaptando el proceso de lixiviación asistida con peróxido, obteniendo una mejora en la eficiencia de la extracción.

Los resultados obtenidos evidenciaron un incremento en la extracción de oro al aplicar concentraciones de 50 ppm y 60 ppm de peróxido de hidrógeno, alcanzando recuperaciones de 76.3% y 77.5% de Au, respectivamente, en comparación con los valores obtenidos mediante cianuración convencional, que fueron de 73.7% y 75.3% de Au. Además, se observó una disminución en el consumo de cianuro de sodio y una reducción del tiempo del ciclo de lixiviación, el cual pasó de 23 a 20 días, debido a que la ley de percolación presentó una caída rápida al inicio del proceso. Estos resultados indican que la adaptación del proceso de lixiviación asistida con peróxido puede ser una alternativa prometedora para mejorar la eficacia del proceso de cianuración convencional.

Esta tesis guarda una relevancia directa con la investigación actual, ya que ambas buscan optimizar la extracción de oro en contextos específicos. Los enfoques similares en el uso de peróxido de hidrógeno y la adaptación de la lixiviación convencional aportan a la comprensión de las ventajas y desafíos en la implementación de la lixiviación asistida con peróxido.

Peláez y Rodríguez (2012), en su trabajo realizado “Optimización de la lixiviación de minerales auríferos” Se llevaron a cabo múltiples ensayos experimentales del proceso PAL aplicados a un mineral aurífero proveniente de la zona minera “Las Princesas”, situada en la provincia de Otuzco, con el objetivo de evaluar el efecto del peróxido de hidrógeno sobre la cinética del proceso de cianuración. Logró demostrar experimentalmente el aumento en la cinética de cianuración, alcanzando una disolución del 78.8 % durante la primera hora de agitación al incorporar peróxido de hidrógeno, en contraste con el 27.83 % logrado en la prueba sin la presencia de dicho agente catalítico en el mismo intervalo de tiempo.

Asimismo, se evidenció que, en las primeras cuatro horas de agitación, el proceso PAL presenta una notable aceleración en la disolución del oro; sin embargo, transcurrido ese lapso, la velocidad de disolución se reduce progresivamente hasta alcanzar niveles similares a los del método convencional.

Baharun et al. (2020), en el artículo titulado “Effect of hydrogen peroxide and lead(II) nitrate on gold cyanide leaching of Malaysian mesothermal deposit gold ore”, el mineral aurífero provino de una mina en Malasia Peninsular con una ley de Au = 1.94 g/TM. En la investigación se agregó el peróxido de hidrógeno en concentraciones variadas manteniendo la concentración de NaCN en 400 ppm, para que contribuya a un aumento en la concentración de oxígeno disuelto en la lixiviación para mejorar la tasa de disolución de oro.

Los resultados revelaron que la adición de 205 ppm de peróxido de hidrógeno tuvo poco efecto en la extracción de oro en comparación con la prueba de 400 ppm de NaCN sin la adición de peróxido, en cambio, al aumentar la concentración de peróxido de 205 a 410 ppm obtuvo un incremento en la recuperación de oro de 48,52% a 68,85%; en sus otras pruebas se observó que la tasa de disolución de oro aumentó con la adición de una concentración más

alta de peróxido de hidrógeno. Sin embargo, la tasa de disolución disminuyó cuando se usaron 476 ppm de peróxido, por ello, fue reportado que la alta concentración de peróxido (476 ppm en este caso) puede retardar la disolución del oro debido a la oxidación del cianuro por peróxido. Por lo tanto, se debe seleccionar cuidadosamente una concentración adecuada de peróxido de hidrógeno para los experimentos de optimización del proceso de cianuración de oro.

Aroquipa (2019) en su tesis titulada “Optimización del proceso de cianuración mediante el uso de peróxido de hidrógeno en la Planta Metalúrgica Chala One S.A.C.” desarrolló un estudio orientado a mejorar la recuperación de oro en un proceso de cianuración, aplicando peróxido de hidrógeno como oxidante en un mineral sulfurado que presentaba bajos niveles de recuperación bajo condiciones convencionales; obteniendo resultados favorables en sus pruebas metalúrgicas al incrementar su recuperación de oro de 52.59% (obtenido en planta) a un 67% (obtenido en laboratorio). En su caso optimizó sus variables mediante la aplicación de un diseño factorial hexagonal, en las que sus variables a optimizar fueron el grado de molienda y la dosificación de peróxido de hidrógeno.

A su vez, en los resultados de sus pruebas logró determinar que al aumentar la concentración de oxígeno en la solución favorece una mejora en la velocidad del proceso de lixiviación del oro.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Mineralogía del oro

Leyva y Narro (2017) mencionan que la mineralogía es una disciplina estrechamente vinculada con la geología, la química y la física. El estudio de los minerales tiene aplicaciones prácticas en su beneficio, sin embargo, la

importancia de la mineralogía aplicada en el campo es frecuentemente subestimada y no siempre se aprovecha de manera óptima. Los minerales de oro extraídos de la mina, o de una veta específica, poseen características particulares que deben ser claramente identificadas como base para cualquier proceso minero-metalúrgico. Los minerales pueden clasificarse como "valiosos", "no valiosos" y "no deseables", dependiendo de factores como su ubicación, los precios, los minerales asociados y los avances tecnológicos que se utilicen.

El proceso inicial más relevante es la identificación de las especies mineralógicas. La mayoría de los cuerpos y vetas pueden contener entre 3 y 20 minerales, lo cual es lógico si se considera que existen entre 100 y 200 minerales metálicos conocidos, los cuales pueden generar millones de combinaciones diferentes. No obstante, muchas de estas combinaciones, aunque teóricas, son químicamente inviables en la naturaleza.

2.2.2. Minerales auríferos

Oraby (2009). Menciona que hay muchos minerales de oro que se encuentran en la corteza terrestre, como el oro nativo, electrum, telururos de oro, oro con bismuto (maldonita) y oro con cobre (auricúprido y tetraauricuprido). Los minerales de oro están asociados con minerales de óxido y/o sulfuro (arsenopirita, pirita, tetraedrita y calcopirita) formando la mena de oro. Además, nos presenta una clasificación de los minerales de oro con respecto a la facilidad de extracción de oro utilizando cianuro (cianuración), el cual es la siguiente:

- **Minerales de molienda libre:** En estos minerales, al realizar la cianuración se logra recuperar alrededor del 95% del oro cuando el mineral ha sido molido en un 80% a partículas menores de 75 μm .

- **Minerales oxidados:** En este tipo de minerales, el contenido se presenta en estado oxidado. Por lo general, la oxidación favorece una mayor liberación del oro. Entre los minerales más representativos se encuentran los óxidos de hierro, tales como la hematita, magnetita, goethita y limonita.
- **Sulfuros de hierro:** El oro se encuentra principalmente sin liberar en una matriz de sulfuro de hierro y el comportamiento de estos sulfuros afecta la selección del proceso o las condiciones de operación. Los minerales más comunes son la pirita, marcasita y pirrotita.
- **Sulfuros de arsénico:** Se incluyen en esta categoría aquellos minerales auríferos cuyo oro se encuentra ligado a una matriz compuesta por sulfuros o arseniuros de arsénico. Los minerales más frecuentes de este grupo se encuentran la arsenopirita, el oropimente y el rejalgá.
- **Sulfuros de cobre:** Pertenecen a esta categoría los minerales que presentan oro vinculado a sulfuros de cobre, lo cual influye en la elección del proceso y en las condiciones operativas. No es muy frecuente que el oro se encuentre exclusivamente con minerales de cobre, ya que usualmente también hay presencia de pirita. La calcopirita es el sulfuro de cobre más común, aunque la calcosita y la covelita también son minerales relevantes dentro de este grupo.
- **Telururos:** Aparte del oro en su forma metálica y de las aleaciones de oro con plata, los telururos representan los únicos minerales auríferos con relevancia económica. Entre los telururos más significativos presentes en los yacimientos de oro se encuentran la calaverita, petzita, hessita, krennerita y maldonita. Los minerales de telururo de oro suelen contener algo de oro nativo, junto con telururos metálicos.

- **Minerales que contienen carbono:** Se trata de minerales auríferos que poseen materiales carbonosos capaces de adsorber el oro disuelto durante la cianuración, lo que disminuye la eficiencia en la recuperación del metal. Estos minerales a veces requieren un pre-tratamiento oxidativo antes de la lixiviación con cianuro.

2.2.3. Ensayo mineralógico por microscopía electrónica de barrido

Según Rus-Rumero et al. (2011). Cuando los componentes de una mena, el mineral de interés y la ganga, requieren ser separados por procesos físicos, es importante tener un grado correcto de liberación de los diferentes minerales entre sí, a fin de permitir la adecuada interacción de los mismos con los agentes físicos o químicos que permitan su extracción. Los estudios de liberación por microscopía óptica (MO) y microscopía electrónica de barrido (MEB) son indispensables para determinar las rutas de procesamiento de minerales, así como optimizar las mismas.

2.2.4. Hidrometalurgia

Según Uceda (2016) menciona que la hidrometalurgia es una rama de la metalurgia extractiva que se enfoca en la disolución controlada y selectiva de elementos metálicos a partir de minerales o materiales secundarios mediante soluciones acuosas. Este enfoque involucra diversas etapas, incluyendo la lixiviación, separación sólido-líquido, purificación de la solución y recuperación del metal deseado. El término "hidrometalurgia" deriva del prefijo griego hydro, en referencia al medio acuoso empleado durante todo el proceso. En consecuencia, esta tecnología permite la extracción, concentración y refinamiento de metales mediante reacciones químicas que ocurren en

soluciones acuosas. Los metales son primero disueltos y posteriormente recuperados en otras formas como óxidos e hidróxidos.

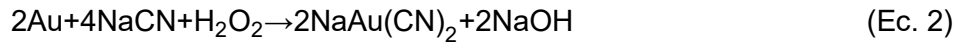
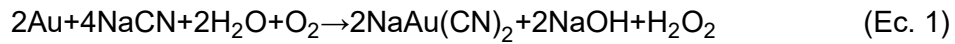
2.2.5. Cianuración del oro

Mudder et al. (2001) señalan que el proceso de cianuración para la extracción de oro y plata del mineral se ha empleado desde 1898 cuando se implementó inicialmente en regiones como Oceanía y África. Este método ha demostrado ser altamente eficaz, permitiendo la extracción de oro incluso cuando se encuentra en concentraciones muy bajas, del orden de 0,25% de una onza por tonelada de material, alcanzando rendimientos de recuperación superiores al 90%. Asimismo, el proceso de recuperación del oro una vez disuelto en la solución presenta una eficiencia comparable.

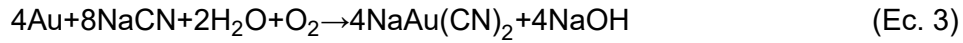
La química asociada a las soluciones cianuradas presenta una notable complejidad, lo cual es fundamental para su capacidad de disolver metales preciosos como el oro y la plata. No obstante, esta misma característica permite al cianuro formar complejos con otros elementos metálicos. Esto contribuye significativamente al consumo adicional de cianuro en los sistemas de extracción de oro, complica el tratamiento de los efluentes generados y dificulta el análisis químico de las soluciones.

El uso generalizado del cianuro en la metalurgia del oro se debe a varios factores clave: su disponibilidad en el mercado, su alta eficacia para disolver oro y plata, la rapidez de las reacciones que posibilita y la notable estabilidad y solubilidad del complejo oro-cianuro que se forma durante el proceso.

Marsden y House (2006) mencionan que la disolución del oro mediante cianuro (es decir, cianuración) es un proceso de dos pasos en el cual el peróxido de hidrógeno se forma como intermediario y se puede observar en las siguientes reacciones:



La reacción general conocida como ecuación de Elsner es la siguiente:



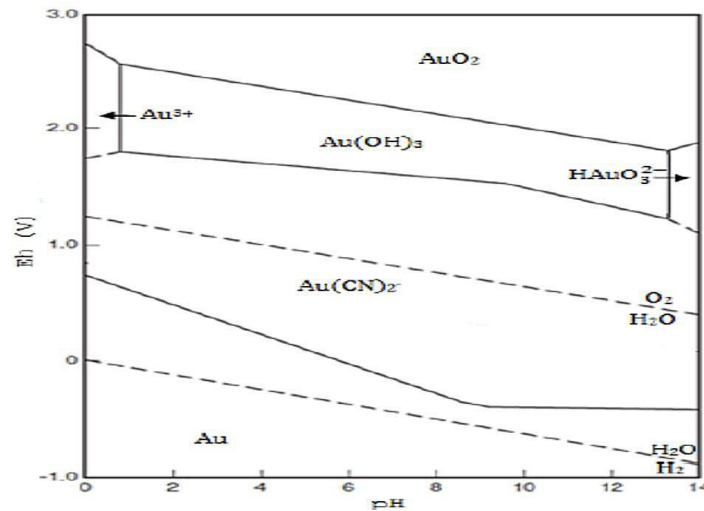
El tratamiento directo de minerales que contienen pirita o pirrotita con soluciones cianuradas puede dar lugar a la formación de tiocianato, especialmente cuando el proceso se lleva a cabo bajo condiciones de aireación insuficiente o parcial y en un medio altamente alcalino. Esta generación de tiocianato es particularmente elevada en minerales que poseen azufre libre o pirrotita.

2.2.6. Termodinámica del proceso de cianuración

Según Garcia et al. (2021) El método de cianuración del oro está controlado por principios termodinámicos, los cuales pueden interpretarse mediante los diagramas Eh-pH (potencial eléctrico versus pH). En la figura 1 se presenta uno de estos diagramas aplicados al caso del oro, que permite comprender mejor cómo se desarrolla el proceso de cianuración.

Figura 1

Diagrama Eh-pH sistema Au-CN-H₂O a 25°C, [Au]=10⁻⁴M, [CN]=10⁻³M



Nota. El gráfico muestra las regiones de estabilidad del oro metálico (Au), sus iones y complejos cianurados. Tomado de Marsden y House, 2006.

A partir del diagrama de estabilidad en medio acuoso, es posible interpretar que el complejo iónico principal es el Au(CN)_2^- el cual presenta un amplio rango de estabilidad. Esto refleja que el potencial electroquímico necesario para formar dicho complejo disminuye en un intervalo de pH entre 9 y 12. El proceso de cianuración del oro se realiza bajo condiciones alcalinas con el propósito de evitar la degradación del cianuro por hidrólisis. Sin embargo, en ciertas situaciones se emplea un pH más bajo, ya sea para minimizar el contenido de cianuro en los residuos líquidos o para limitar la ocurrencia de reacciones secundarias no deseadas.

2.2.7. Cinética del proceso de cianuración

Misari (2010) menciona que en los procesos de lixiviación, la cinética desempeña un papel crucial. La etapa que presenta la velocidad de reacción más lenta suele ser la que controla el desarrollo global del proceso, ya que en ella ocurre la mayor

parte de la reacción. Identificar correctamente esta etapa resulta esencial para optimizar la eficiencia del proceso.

2.2.8. Factores que afectan a la disolución de oro

Según Marsden y House (2006), los principales aspectos a tener en cuenta en la cianuración son:

a) Concentración de cianuro

La velocidad a la que se disuelve el oro en soluciones con cianuro incrementa de forma proporcional al aumento en la concentración de este reactivo, hasta llegar a un punto máximo. A partir de ese umbral, un mayor contenido de cianuro no solo deja de mejorar la disolución del oro, sino que incluso puede provocar una ligera disminución en la eficiencia del proceso.

b) Concentración de oxígeno

Regular la cantidad de cianuro en una solución resulta relativamente sencillo; sin embargo, no ocurre lo mismo con el oxígeno, ya que su solubilidad en agua es limitada bajo condiciones atmosféricas normales. Debido a esta limitación, se considera que el proceso de cianuración está dominado por fenómenos de transporte. Mientras que el cianuro puede incorporarse sin mayor dificultad, mantener una concentración adecuada de oxígeno en la solución representa un desafío. A partir de datos experimentales y observaciones prácticas, se ha establecido que una proporción cercana a 6 entre las concentraciones de cianuro ($[\text{CN}^-]$) y oxígeno ($[\text{O}_2]$) es óptima para lograr la mayor velocidad en la disolución del oro. Considerando que la solubilidad máxima del oxígeno en solución es de 8 mg/l, se concluye que la mayor eficiencia

en la disolución del oro, bajo condiciones ideales de aireación y agitación, se alcanza cuando la solución contiene aproximadamente 0,0098% de NaCN.

c) pH y alcalinidad

Para evitar pérdidas significativas de cianuro debido a su hidrólisis, la cianuración se realiza manteniendo el pH por encima de 9.4. Cuando el pH supera los 9.5, su influencia en la disolución del oro varía según los minerales presentes en la mena y el tipo de álcali utilizado para ajustar la alcalinidad. En ciertos casos, un aumento en el pH puede reducir la velocidad de disolución del oro, ya que también se incrementa la velocidad de reacciones secundarias que afectan negativamente el proceso. El pH más adecuado para operar debe determinarse en función de las propiedades específicas de cada tipo de mineral. En el proceso de cianuración, es fundamental asegurar la presencia del ion CN^- en la solución, ya que es esencial para la disolución del oro. Si se trabaja con un pH inferior a 10, una mayor proporción del cianuro libre se transforma en HCN, un gas altamente volátil a temperatura ambiente que representa un riesgo tóxico por inhalación. Por esta razón, en la práctica se recomienda mantener el pH por encima de 10.5, lo que evita la formación de HCN y promueve una mayor disponibilidad del ion cianuro.

d) Área superficial y tamaño del oro

La velocidad con la que el oro se disuelve está directamente relacionada con el área superficial expuesta del metal, la cual depende tanto del tamaño de las partículas minerales como del nivel de liberación del metal de interés. En términos generales, una mayor velocidad de disolución se asocia con partículas más finas, ya que esto favorece una mayor exposición del oro. No obstante, al reducir demasiado el tamaño de partícula, también aumentan las reacciones no deseadas con otros componentes, lo que implica que debe buscarse un equilibrio

adecuado entre la granulometría, la eficiencia de extracción del oro y el consumo de cianuro.

e) Efecto de la agitación

El proceso de disolución del oro suele estar limitado por el transporte de masa y está influenciado por el espesor de la capa de difusión. Por esta razón, al aumentar la intensidad de la agitación, también se incrementa la velocidad de disolución, aunque solo hasta cierto punto, ya que más allá de un nivel óptimo, este efecto deja de ser significativo.

f) Constituyentes de la mena o procedentes de otros procesos

Algunos componentes presentes en la mena, así como ciertos reactivos utilizados en etapas previas del proceso, pueden influir de manera positiva o negativa en las reacciones de cianuración. Por ejemplo, los reactivos empleados en la flotación suelen tener un efecto inhibitor sobre estas reacciones. Además, diversos minerales presentes en la mena tienden a consumir tanto cianuro como oxígeno, lo que obliga a utilizar concentraciones más altas de estos reactivos para alcanzar niveles adecuados de extracción. Por otro lado, las sustancias con contenido carbonáceo pueden retener el oro disuelto, mientras que los materiales arcillosos también complican el proceso cuando el oro se encuentra asociado a ellos en tamaños similares, dificultando su separación efectiva, como ya se ha mencionado anteriormente.

2.2.9. Proceso PAL (Lixiviación asistida con peróxido)

Según Loroesch et al. (1988) comenta que el objetivo del método PAL consiste en suministrar oxígeno en estado líquido. Tras una labor investigativa, se

comprobó que el peróxido de hidrógeno es una opción viable como agente oxigenante en el proceso de lixiviación de minerales auríferos. Para minimizar la aparición de reacciones no deseadas, es necesario cumplir con ciertos requisitos específicos:

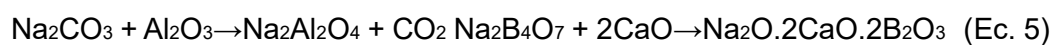
- a) Antes de agregarlo a la pulpa, el peróxido de hidrógeno debe ser previamente diluido.
- b) La cantidad de H_2O_2 que se agrega debe ajustarse cuidadosamente, tomando como referencia la concentración de oxígeno presente en la pulpa.
- c) Para asegurar un monitoreo constante del oxígeno, se utiliza un electrodo especializado, diseñado para soportar las condiciones altamente abrasivas de la pulpa.

2.2.10. Ensayo al fuego

Asif (1990) menciona que el ensayo al fuego es una técnica de análisis químico cuantitativo que permite separar y determinar metales contenidos en minerales, utilizando altas temperaturas y reactivos en estado sólido. Actualmente, este procedimiento se emplea principalmente en fases de preconcentración y separación para la obtención de elementos pertenecientes al grupo del oro y del platino; el ensayo al fuego se basa fundamentalmente de:

- a) La capacidad de estos metales para disolverse en el colector en estado fundido, y de ser poco soluble en la escoria.
- b) La variación en la densidad entre los líquidos, específicamente entre los colectores y la escoria, lo que posibilita una separación efectiva de los elementos del grupo del oro y del platino respecto a la escoria.
- c) La extracción de estos metales desde la aleación mediante el uso de distintos ácidos.

Baharun y Ong (2014) argumentan que el procedimiento del ensayo al fuego implica la recolección de metales preciosos como el oro, la plata y el platino utilizando plomo en estado líquido, a temperaturas que oscilan entre los 900 y 1000 °C. Oro y plata presentan propiedades particulares que permiten su separación eficiente del resto de los componentes de la muestra. Durante el proceso de fundición, estos metales se integran a la fase metálica líquida mediante el plomo, el cual se origina del fundente que contiene un alto contenido de óxido de plomo (PbO). Por otro lado, los materiales no metálicos son transformados en una escoria fluida gracias a la acción de los reactivos presentes en el fundente. Los metales preciosos presentan una baja reactividad con los elementos no metálicos, especialmente cuando se encuentran a elevadas temperaturas; sin embargo, muestran una notable afinidad con el plomo en estado líquido. Es importante utilizar la menor cantidad posible de plomo al tratar metales nobles, ya que un exceso de este puede provocar pérdidas significativas durante la etapa de copelación. La fundición se inicia en el horno una vez que se alcanza una temperatura de aproximadamente 750 °C, incrementándose hasta los 950 °C, en un período que varía entre 45 y 60 minutos. En las fases iniciales, parte del litargirio (un componente del fundente) se reduce, generando plomo metálico. A medida que la temperatura aumenta, se desencadenan reacciones químicas intensas y la mezcla se agita fuertemente; en este proceso, el plomo reducido forma pequeñas gotas que atrapan las partículas de oro y plata. Simultáneamente, el carbonato de sodio y el bórax reaccionan dando lugar a la formación de la escoria.



A partir de este punto se obtiene un botón de plomo, conocido como régulo, que contiene el oro y la plata. Este régulo se somete al proceso de copelación, el cual consiste en colocarlo dentro de copelas, previamente introducidas en un horno a una temperatura de aproximadamente 900 °C. Durante esta etapa, se lleva a cabo una reacción de oxidación en la que más del 98 % del plomo es absorbido por la copela, mientras que el resto se volatiliza junto con las impurezas. Como resultado, queda un pequeño botón metálico brillante conocido como doré o prill, que corresponde a una aleación de oro y plata. Posteriormente, se pesa este botón con el fin de determinar la cantidad de ambos metales, utilizando un proceso de digestión con ácido nítrico en distintas concentraciones. El ensayo al fuego puede entenderse como una forma de extracción pirometalúrgica con solvente, mediante la cual los metales preciosos se concentran en un medio selectivo, que posteriormente se separa del metal valioso a través del proceso de copelación.

2.3. Glosario

- **Cianuro de sodio (NaCN):** Es una sustancia sólida de color blanco, que desprende un leve aroma parecido al de las almendras. Se emplea tanto en forma sólida como disuelta, principalmente para la extracción de metales, procesos de galvanoplastia, limpieza de superficies metálicas, tratamiento para endurecer metales y también en la fabricación de insecticidas.
- **Peróxido de hidrógeno:** Es un compuesto químico que se comercializa a granel. Su transporte y almacenamiento se realiza de forma segura en contenedores diseñados especialmente, como tanques o cisternas. Este compuesto puede funcionar como un agente oxidante fuerte, transformándose en agua, o como reductor, convirtiéndose en oxígeno.

- **Ácido Cianhídrico:** Se presenta como un líquido o gas, con un color que varía entre transparente y azul claro. El ácido cianhídrico representa un riesgo considerable por su alta toxicidad y su capacidad para interferir con la respiración de organismos que dependen del oxígeno para vivir.
- **Lixiviación:** Es un procedimiento químico en el que los minerales se disuelven en una solución, usualmente a base de agua. También se entiende por lixiviación el tratamiento de una sustancia compleja, como un mineral, con un disolvente apropiado para separar los componentes solubles de aquellos que no lo son.
- **Relaves:** Es el material sólido remanente tras llevar a cabo el proceso de lixiviación. En caso de que conserve algún valor económico, puede someterse a un tratamiento adicional; de lo contrario, se considera desecho. Estos sólidos, conocidos como relaves, suelen estar acompañados por agua utilizada en el lavado. La combinación de estos residuos se almacena en depósitos llamados pozas de relaves.
- **Método Chiddy:** Es un proceso químico; el cual se basa en la precipitación del Au y Ag de las soluciones cianuradas; estas se precipitan mediante el Zn en polvo en presencia de acetado de plomo en un medio ácido, en donde al precipitado obtenido se le realizará el ensayo al fuego para obtener su contenido de oro en la solución.

CAPITULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. Hipótesis General

- La incorporación de agentes oxidantes durante la cianuración de minerales oxidados permitirá incrementar la recuperación de oro.

3.2. Hipótesis Específica

- A mayor tiempo de lixiviación, se incrementará la recuperación de oro en el proceso de cianuración asistida con peróxido de hidrógeno.
- La adición de peróxido de hidrógeno en la cianuración incrementará la recuperación de oro.

3.3. Identificación de variables

3.3.1. Variables independientes

- Tiempo de lixiviación.
- Adición de peróxido de hidrógeno.

3.3.2. Variable dependiente

- Porcentaje de recuperación de oro

3.4. Operacionalización de variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Variables	Definición conceptual	Definición operacional
Variables independientes:		
Adición de peróxido de hidrógeno	Cantidad de peróxido de hidrogeno agregado en el proceso de cianuración	Volumen de peróxido de hidrógeno adicionado (ml)
Tiempo de lixiviación	Duración del contacto entre el mineral aurífero y la solución cianurada durante el proceso de lixiviación	Tiempo transcurrido desde el inicio de la lixiviación hasta la toma de muestra o culminación de la prueba metalúrgica, medido en horas (h)
Variable dependiente:		
Porcentaje de recuperación de oro	Cantidad de oro recuperado obtenido de la cianuración	Ley de oro en solución (g/m3)

Nota. Esta tabla muestra las definiciones de las variables independientes y dependiente.

CAPÍTULO IV

MATERIALES Y MÉTODOS

4.1. Área de estudio

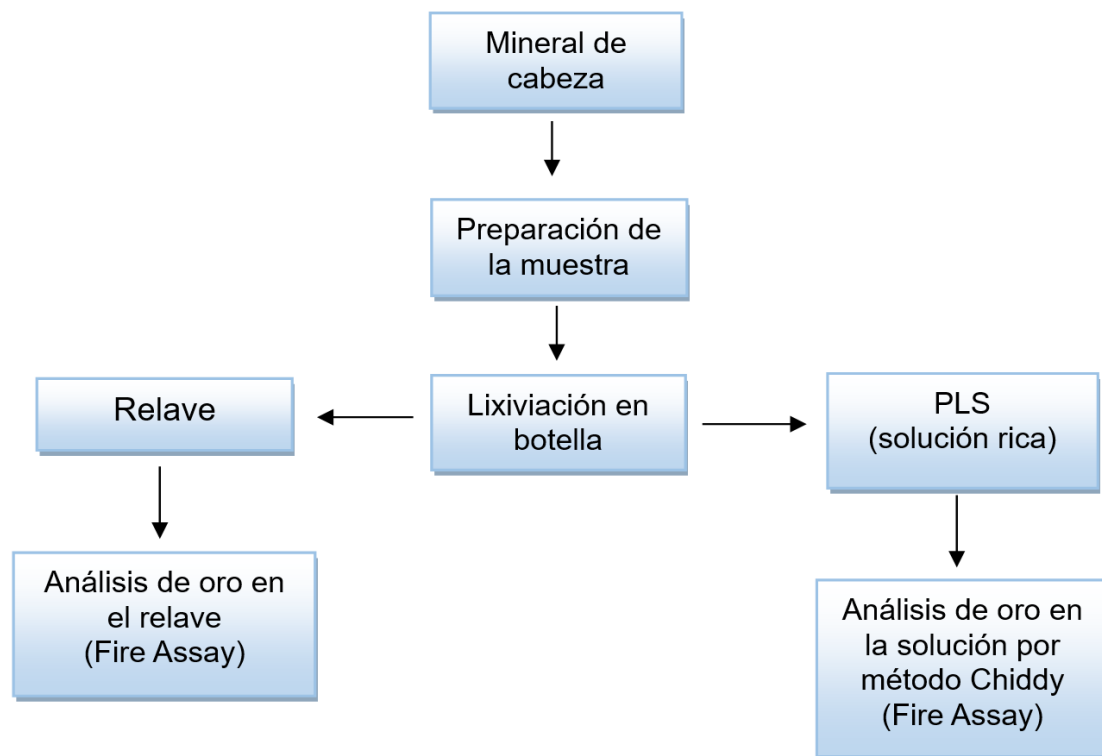
Las pruebas metalúrgicas de esta investigación se realizarán en un laboratorio ubicado en Ate – Lima.

4.2. Diseño de investigación

El presente trabajo de investigación es del tipo experimental con un enfoque cuantitativo, ya que, se manipularán las variables independientes a través de un diseño experimental con el fin de provocar un efecto en la variable dependiente.

La investigación se centrará en la realización de pruebas metalúrgicas de lixiviación en botella, con el propósito de mejorar la recuperación de oro en un proceso de cianuración con la adición de peróxido de hidrógeno para un mineral oxidado aurífero. Este enfoque experimental permitirá la manipulación controlada de la variable independiente, es decir, la cantidad de peróxido de hidrogeno añadida al proceso además de las condiciones operativas del proceso, mientras que se mide de manera cuantitativa la variable dependiente, refiriéndose a la recuperación de oro, a través del cálculo de la disolución del oro durante la cianuración. La configuración del trabajo experimental se realizará de la siguiente manera

Figura 2
Configuración del trabajo experimental



Nota. Diagrama de flujo de la prueba experimental.

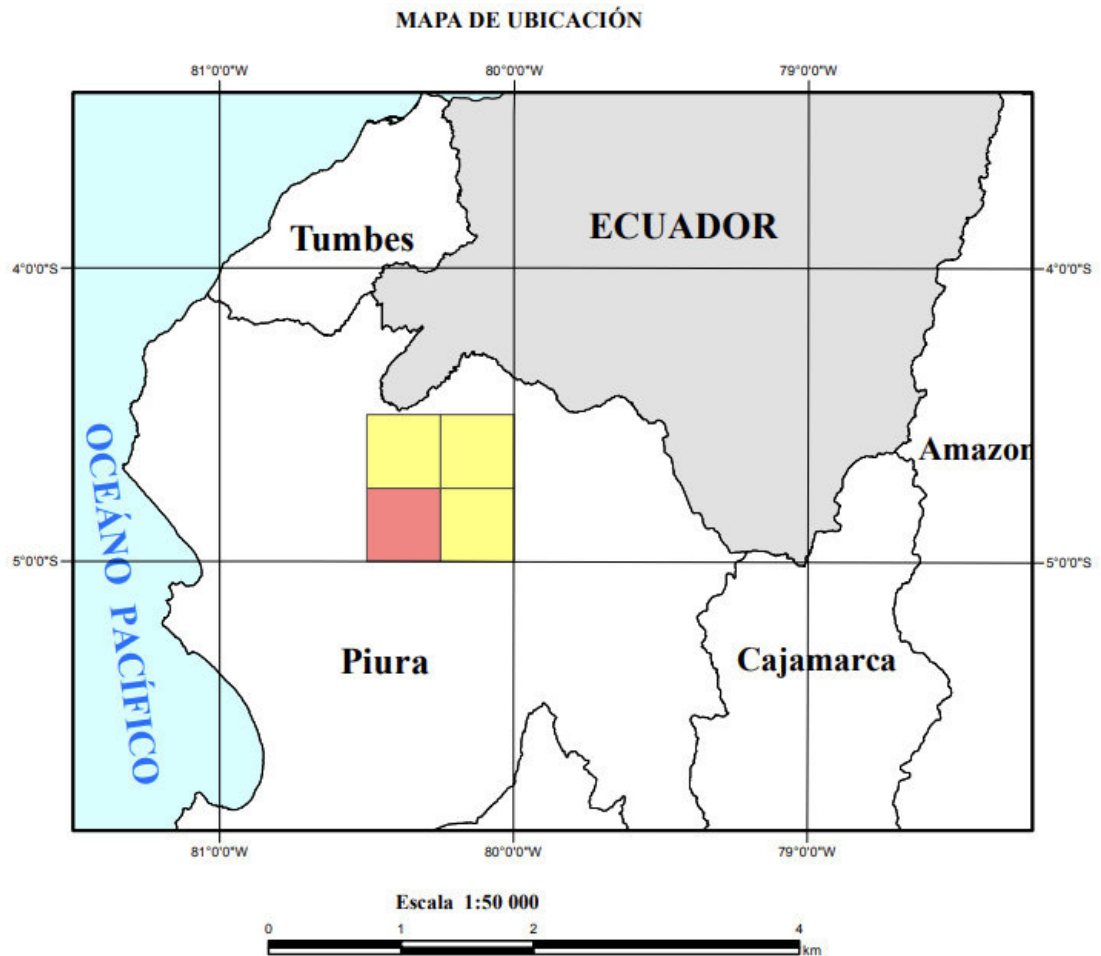
4.3. Población y Muestra

4.3.1. Población

La población en estudio es el acumulado de mineral oxidado aurífero a tratar proveniente de Las Lomas – Piura.

Figura 3

Mapa geológico del cuadrángulo de las Lomas escala 1: 50 000 hoja 10-C cuadrante – III



Nota. Imagen utilizada para su identificación y caracterización visual. Tomado de: INGEMMET..

4.3.2. Muestra

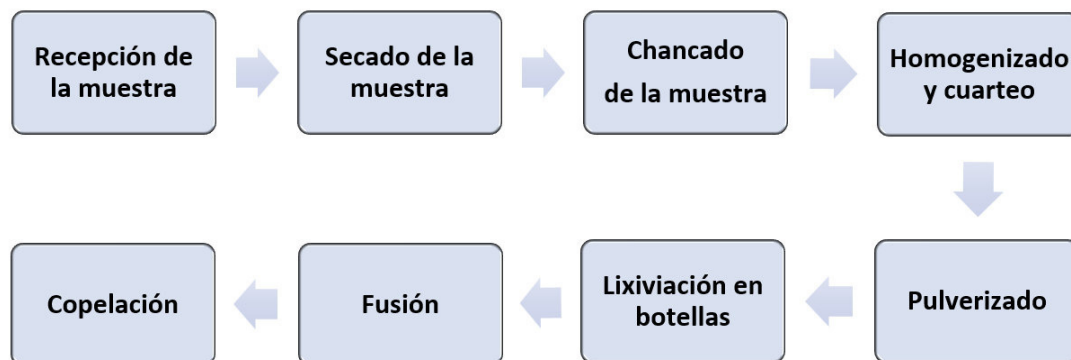
En esta investigación el peso estimado para estas muestras fue de 20 kg. de mineral oxidado ya homogenizado, el cual se volverá a homogenizar y cuartear para así obtener 5 muestras representativas de 300 g. de mineral, las cuales se usarán en las pruebas metalúrgicas.

4.4. Procedimiento, técnicas e instrumentos de recolección de información

4.4.1. Procedimiento Experimental

Figura 4

Esquema general del procedimiento experimental



Nota. El esquema resume las principales etapas del procedimiento experimental.

4.4.1.1. Recepción de muestras:

Las muestras son provenientes de Las Lomas, Piura; llegan al laboratorio en Ate, Lima; empaquetados en bolsa; la cual en esta investigación nos mandaron 20 kg de mineral oxidado; previamente homogenizado.

4.4.1.2. Secado de la muestra

La muestra se pone en 4 bandeja; de ahí se procede a llevarlos a una estufa de secado; dónde la temperatura de secado es 110 °C y se dejará las muestras por un tiempo de 45 minutos.

4.4.1.3. Chancado de la muestra

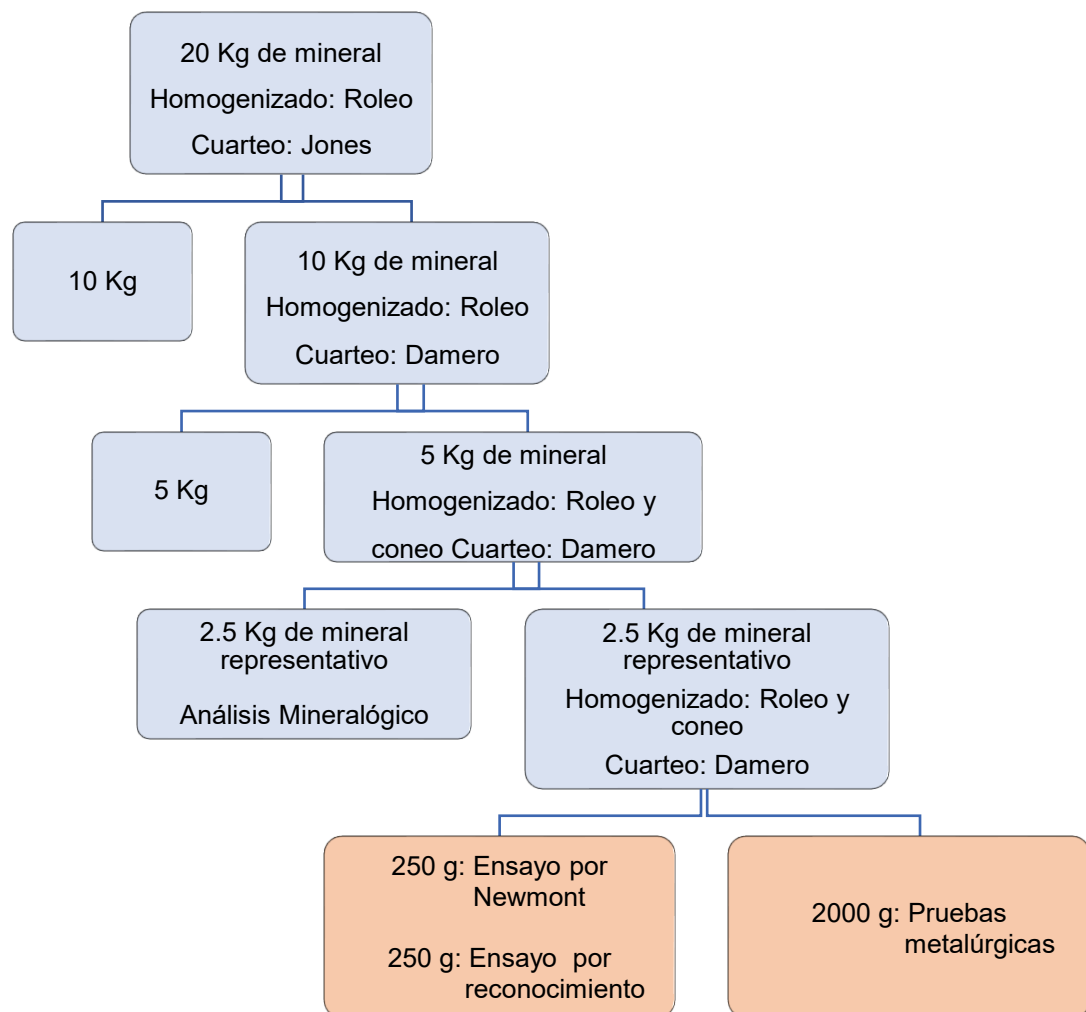
Se usa una chancadora de quijada de 4" x 9"; dónde la muestra seca de 20 kg, será chancada con 3 repeticiones, hasta reducir su tamaño como mínimo a 70% -10M.

4.4.1.4. Homogenizado y cuarteo

Debemos tener cuidado con el homogenizado; ya que un mal muestreo deriva a un error y repercute en la representatividad de los análisis y estudios que se realicen

con cada muestra. Siguiendo el procedimiento, el mineral una vez chancado se procede a homogenizar; utilizando el método de coneo y roleo con la lona; con el fin de tomar una muestra representativa para el cuarteo; dónde este se realiza con el cuarteador de Jones y con la técnica de Damero. Teniendo el mineral homogenizado y cuarteado en varias etapas se obtiene 2.5 kg de 20 kg de mineral. Finalmente, de esos 2.5 kg se separan en 3 partes; primero es 0.25 kg de mineral para la prueba Newmont y segundo es 0.25 kg para la prueba de reconocimiento; las cuáles se separan por el método de Damero y tercero los 2 kg restantes que son para las pruebas metalúrgicas; en la figura 4 podemos ver de forma esquematizada.

Figura 5
Esquema de homogenizado y cuarteo



Nota. Se muestra el diagrama de flujo para la obtención de una muestra representativa.

4.4.1.5. Pulverizado

La muestra representativa de 2.5 kg; se procede a pulverizar en una olla pulverizadora de anillos; dónde la olla de este mide 20 cm de diámetro. Se pulveriza en esta olla como máximo 250 g, realizando la pulverización en 10 partes para así dar la masa total de 2.5 kg, donde 2 partes; que fueron para la prueba Newmont y Reconocimiento respectivamente; se pulverizan a 4 minutos para que esté a una malla de 140M (106µm) y 8 partes, que fueron para las pruebas metalúrgicas, se pulverizan a 6 minutos para que estén a una malla de 80%-200M (75µm). De ahí se procede a retirar cuidadosamente el mineral fino de la olla pulverizadora con una brocha; donde el mineral fino será llenado en su empaque para el siguiente proceso.

4.4.1.6. Caracterización mineralógica

La caracterización del mineral se realizó en el laboratorio BIZALab; a continuación, se muestran las siguientes tablas con diferentes composiciones químicas según su especie mineralógica:

Tabla 2

Distribución elemental de los minerales portadores identificados en la muestra de mineral

Minerales	Composición química (%) en peso											TOTAL	
	Fe	O	Si	Ti	Au	Pb	Zn	Hg	As	Ag	S		Mn
Hematita	73.90	26.10											100
Rutilo		41.71		58.29									100
Cuarzo		42.07	57.93										100
Ilmenita	41.31	22.80		31.13								4.76	100
Beudantita	28.77	25.34				29.99			6.15		9.75		100
Goethita	70.31	27.27					1.56		0.86				100
Electrum					61.59					38.41			100
Oxido_FePbAs	64.73	28.23				5.33			1.71				100
Oro nativo					90.53					9.47			100
Cinabrio								84.71			15.29		100

Nota. Las composiciones químicas mostradas fueron obtenidas mediante análisis semicuantitativo utilizando un microscopio electrónico de barrido (MEB).

Tabla 3

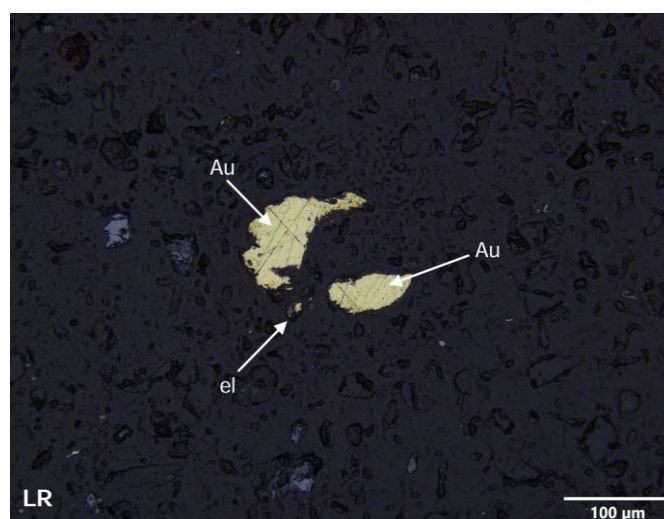
Distribución elemental de los minerales portadores identificados en la muestra de mineral

Minerales	Composición química (%) en peso											TOTAL
	Fe	Cl	O	V	Pb	Zn	Cu	Hg	As	Ag	S	
Arseniato_Pb			11.34		74.78				13.30	0.58		100
Acantita										91.49	8.51	100
Plattnerita			15.47		84.53							100
Pirita	46.38										53.62	100
Pirita-imiterita	20.28							41.09		30.64	7.99	100
Arseniato_PbCl		2.75	12.55		75.65				9.05			100
Mimetita		2.44	12.26		70.87				14.53			100
Sulfosal_PbCuAs					65.80		6.44		7.74	1.88	18.14	100
Mottramita	0.98		13.70	10.13	54.81		13.66		6.72			100
Galena					86.60						13.40	100
Arseniato_PbZn	7.07		19.41		34.45	13.64			25.43			100
Arsenopirita	35.00								42.71		22.83	100
Arseniato_Fe	41.09		29.11			3.59			26.21			100

Nota. Las composiciones químicas mostradas fueron obtenidas mediante análisis semicuantitativo utilizando un microscopio electrónico de barrido (MEB).

Figura 6

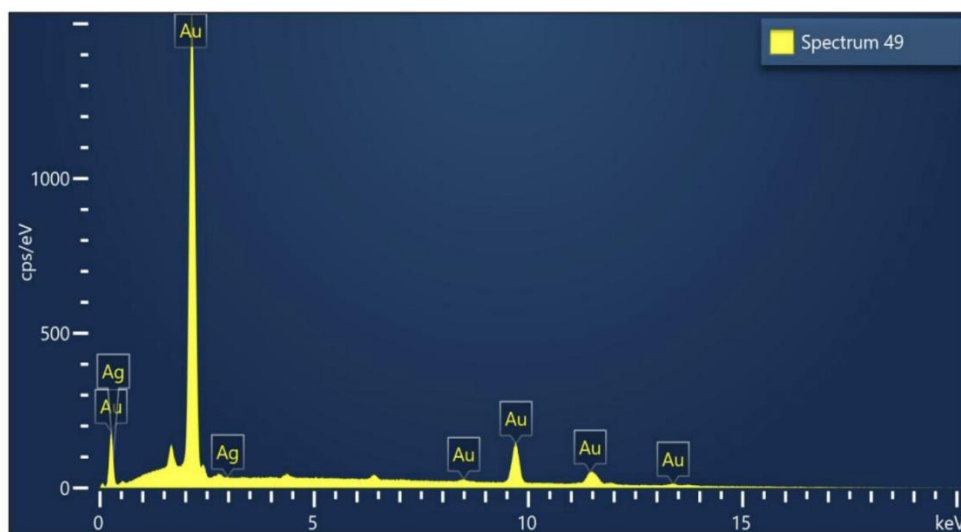
Fotomicrografía de granos de oro nativo (Au) y electrum (el)



Nota. Imagen obtenida mediante MEB. Los tonos brillantes identifican oro nativo y electrum.

Figura 7

Distribución de elementos por microscopia electrónica de barrido del estudio de la muestra de mineral



Nota. En la imagen se muestra el espectro EDS (Espectroscopia de energía dispersiva de rayos X) obtenido por MEB, donde se identifican picos característicos de Au y Ag en una zona determinada.

Tabla 4

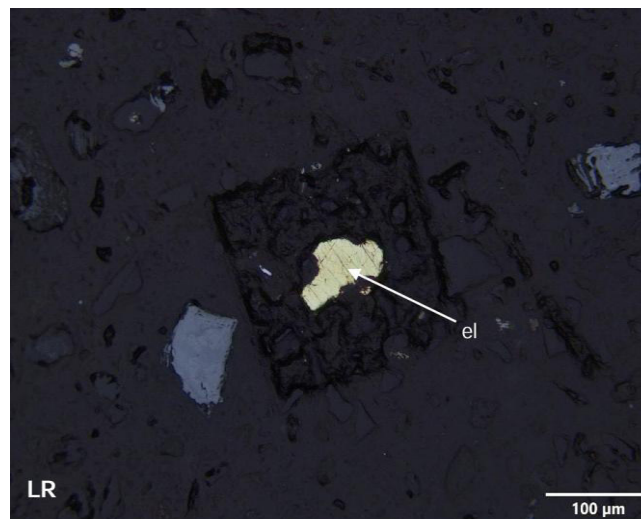
Composición del espectro de oro nativo

Spectrum 49		Oro nativo	
Element	Wt%	Atomic%	Wt% Sigma
Ag	0.27	0.5	0.16
Au	99.73	99.5	0.16
Total	100	100	

Nota. Se muestra la composición determinada por análisis puntual MEB-EDS. Los valores son semicuantitativos y normalizados a 100 %.

Figura 8

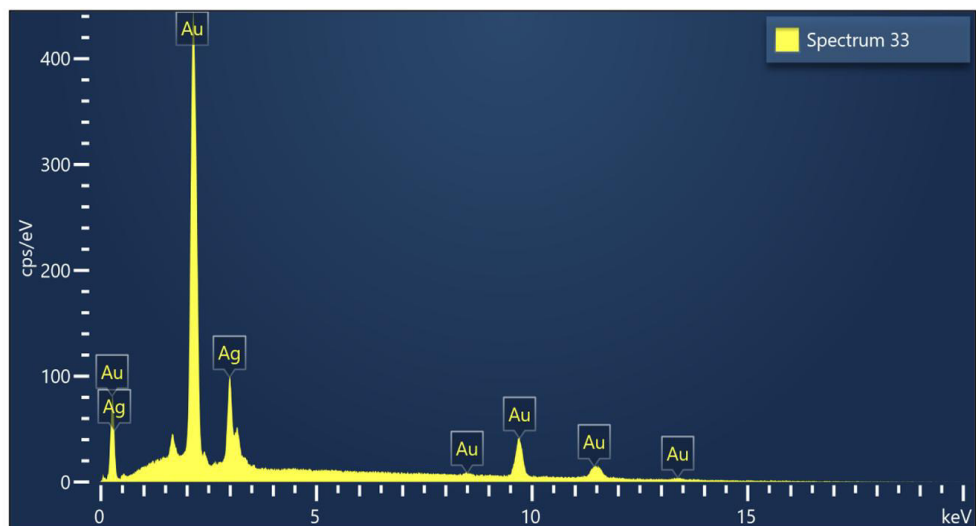
Fotomicrografía de partícula libre de electrum (el)



Nota. Imagen obtenida mediante MEB, donde el tono mas brillante corresponde al electrum.

Figura 9

Distribución de elementos por microscopia electrónica de barrido del estudio de la muestra de mineral



Nota. En la imagen se muestra el espectro EDS (Espectroscopia de energía dispersiva de rayos X) obtenido por MEB, donde se identifican picos característicos de Au y Ag en una zona determinada.

Tabla 5*Composición del espectro del electrum*

Spectrum 33		Electrum	
Element	Wt%	Atomic%	Wt% Sigma
Ag	24.68	37.43	0.34
Au	75.32	62.57	0.34
Total	100	100	

Nota. Se muestra la composición determinada por análisis puntual MEB-EDS. Los valores son semicuantitativos y normalizados a 100 %.

4.4.1.7. Análisis aurífero – método Newmont (Distribución granulométrica)

De la primera muestra pulverizada previamente separada de 250 g; se utilizó 200 g para la prueba Newmont, donde se utilizó la malla 140M; y esta fue llevada al agitador de tamices Retsch; dónde permaneció por un tiempo de 7 minutos a una frecuencia de 60 Hz. Después se obtuvo una muestra de – 140 M y otra de +140 M en la malla; en la tabla 7 veremos la distribución de esta malla del mineral; donde se sacó 2 muestras de 20 g del fino (-140M) y se utilizó toda la muestra del grueso (+140M), para ser analizadas por ensayo al fuego.

Tabla 6*Distribución granulométrica de la malla 140*

CÓDIGO	Pasante (g) (-140M)	Retenido (g) (+140M)
MO-0003245	189.989	10.011

Nota. Distribución de mineral por una malla 140 expresado en gramos.

4.4.1.8. Análisis por reconocimiento

De la segunda muestra pulverizada previamente separada de 250 g; se utilizó 200 g para la prueba de reconocimiento, que está a malla 140M. De la cual se cuarteó

por el método de Damero para obtener 2 muestras de 20 g, las cuales se analizaron por ensayo al fuego para obtener la ley de cabeza.

4.4.1.9. Pruebas metalúrgicas (lixiviación en botellas)

De la tercera muestra separada de 2.0 kg pulverizado; se sacan 4 muestras de 300 g previamente homogenizado y cuarteado; las cuáles el primero será para la prueba de 72 horas; la segunda para la prueba de 72 horas con 0.05% de H_2O_2 (0.19 ml), la tercera para la prueba de 72 horas con 0.075% (0.28 ml) de H_2O_2 y el cuarto para la prueba de 72 horas de 0.1% H_2O_2 (0.375 ml)

Las 4 muestras que están en su respectiva damajuana se les agregó 500 ml de agua; y se les agregó al comienzo a cada una 0.9 g de NaCN y 0.9 g NaOH; después de ello se hizo girar unos 15 minutos en la mesa de rodillos, luego se midió el pH; que debe estar en 12; y ahí mismo se agregó H_2O_2 a 3 de las 4 muestras como está detallado líneas arriba, y de ahí se volvió a poner a la mesa de rodillos las 4 muestras.

Figura 10

Inicio de las pruebas metalúrgicas



Nota. Agitación de las pruebas metalúrgicas mediante una mesa de rodillos.

Figura 11

Finalización de las pruebas metalúrgicas



Nota. En la imagen se observa la finalización de la corrida de las 4 pruebas metalúrgicas después de 72 horas.

Luego se procede a sacar muestra, de las 4 damajuanas, cada hora durante las primeras 4 horas; teniendo así 4 muestras por damajuana; para determinar la cinética de lixiviación. Se dejó correr las botellas durante 72 horas; pero titulando a las 12, 24, 36, 48, 60 y 72 horas para ver el consumo de NaCN y en que pH se encuentra.

Una vez pasado las 72 horas se procede a bajar las 4 botellas como se observa en la figura 10 y se deja reposando 1 hora para que sedimente; luego se filtra en unos vasos precipitados; para separar la solución rica del relave.

Ya obtenido la solución rica filtrada; se procedió a precipitar el oro de la solución mediante el método chiddy y esto se hizo por cada prueba metalúrgica. Para llevarlo a cabo se agregó 100 ml de solución rica en un vaso precipitado, de ahí se les coloca en una plancha de ataque químico a una temperatura de 150°C.

Al vaso precipitado de solución rica, se agregó 10 ml de solución de NaCN al 10%, 25 ml de solución de Acetato de plomo al 20%, 2 g. de Zn en polvo malla 400M y finalmente 15 ml de HCl (Q.P). Por cada insumo químico que se agregó se agitó con el fin de homogenizarlo.

Dejamos que termine de reaccionar aproximadamente entre 30 - 45 minutos en la plancha de ataque químico; quedando como resultado en el fondo del vaso el plomo sólido, que colectó todo el Au y Ag, en forma de pellets (esponja) poroso.

Finalmente se procedió a filtrar el plomo sólido de la solución pobre, y una vez filtrado, se lavó con agua destilada varias veces para bajar el pH hasta neutralizarlo; y de ahí se procedió a realizar la prueba de ensayo al fuego, para así obtener su doré.

Por otra parte, el relave previamente separado de la solución rica de cada botella se depositó en un balde y se agregó floculante; inmediatamente después se agitó y se dejó sedimentando durante 15 minutos, de ahí se procedió a trasvasar el relave a una bandeja; para poder secarlo en una plancha, y una vez seco, se homogenizó y se cuarteó con el fin de obtener 2 muestras de 20 g, y así realizarles las pruebas de ensayo al fuego hasta la obtención del doré.

4.4.1.10. Dosificación de reactivos:

Una vez concluida las pruebas metalúrgicas; se comenzó a dosificar los siguientes reactivos; las cuales se homogenizaron con el tipo de muestra, y esto se observa en la siguiente tabla 8.

Tabla 7*Parámetros para el proceso de cianuración en botella de un mineral oxidado*

Descripción	Medida	Unidad
Peso de muestra	300	g
Cantidad de agua	500	ml
Dilución	1.667	-
Concentración de NaCN	0.2	%
Consumo de NaOH	3.0	kg/TM
Concentración de H ₂ O ₂	Varía en cada prueba	%
pH	11 – 11.5	-
Tiempo de lixiviación	72	Horas
Velocidad de agitación	40	Rpm
Ley de cabeza Au (Newmont)	0.3585	Ozt/TC
Granulometría	81.8% - 200M	%

Nota. La tabla muestra los parámetros operativos empleados.

Tabla 8*Dosificación de reactivos según el tipo de muestra*

Tipo de muestra	Bórax (g)	Harina (g)	Fundente (g)
Cabeza (Reconocimiento)	5	1.7	130
Newmont +140M	5	2	130
Newmont -140M	5	1.7	130
Relave	5	1.7	130
Precipitado de solución rica	5	2	130
Blanco	5	2	130

Nota. La tabla describe las cantidades de reactivos utilizados para diferentes tipos de muestras en el proceso de cianuración.

4.4.1.11. Fusión

Lo homogenizado entre el reactivo y el tipo de muestra, fueron trasvasados a los crisoles previamente enumerados. Las cuales se llevaron a la mufla eléctrica para llevar a cabo la fusión a una temperatura de 950°C durante un tiempo de 60 minutos.

Después de haber transcurrido el tiempo de fusión; se realizó la colada de los crisoles en la lingotera de hierro fundido, la cual se dejó enfriando unos 5 minutos. Luego se procedió a obtener el régulo de Pb de cada muestra fundida; al separarlo de su respectiva escoria, donde a cada régulo se le dió forma cúbica.

Figura 12

Colada del crisol en la lingotera



Nota. Proceso de colada, dónde se obtendrá el régulo.

4.4.1.12. Copelación

Los régulos se colocaron en sus copelas previamente enumeradas, las cuales se llevaron a la mufla eléctrica a una temperatura de 900°C durante 40-50 minutos.

Se procedió a sacar las copelas que ya tenían formado el doré y así evitar una posible pérdida de trazas de plata por volatilización. Una vez retirado todas las copelas, se dejó enfriando unos 5 minutos para luego trasvasarlos a tubos de ensayo, las cuales serán llevados al laboratorio químico para su análisis.

4.4.2. Técnicas de recolección de datos

Se empleará diversas técnicas de recolección de datos con el fin de obtener información precisa y detallada sobre las muestras que se analizarán. La determinación de especies mineralógicas se llevó a cabo mediante microscopía electrónica de barrido (MEB). Para determinar el contenido de oro, se procederá a realizar el método del ensayo al fuego. Además, para obtener información sobre la granulometría de las muestras, se emplearon una chancadora de quijada y una olla pulverizadora, lo que permitió obtener datos sobre el tamaño de las muestras. Estas técnicas implementadas nos proporcionarán los datos requeridos para realizar la presente investigación que se llevara a cabo.

4.4.3. Materiales, equipos y reactivos

Para llevar a cabo esta investigación se utilizaron los siguientes materiales, equipos y reactivos:

4.4.3.1. Materiales

- Matraz Erlenmeyer
- Vasos precipitados
- Probeta
- Piceta
- Pipeta
- Embudos
- Botellas de 2.5 L
- Soporte universal
- Tamiz malla N°200 ASTM
- Tamiz malla N°10 ASTM
- Agua destilada

- pH – metro
- Papel filtro

4.4.3.2. Equipos

- Balanza digital
- Chancadora de quijada
- Pulverizadora de anillos
- Agitador de rodillos

4.4.3.3. Reactivos

- Nitrato de plata (4,33 g/l)
- Yoduro de potasio
- Cianuro de sodio (NaCN)
- Hidróxido de sodio (NaOH)
- Peróxido de hidrógeno (H₂O₂) al 50%

4.4.4. Análisis estadístico

El procesamiento de los datos experimentales permitirá deducir el comportamiento de la lixiviación con cianuro y el agente oxidante, en este caso el peróxido de hidrógeno, y formular conclusiones según cálculos, tablas y gráficos generados en Microsoft Excel que representarán los procesos experimentales.

CAPÍTULO V

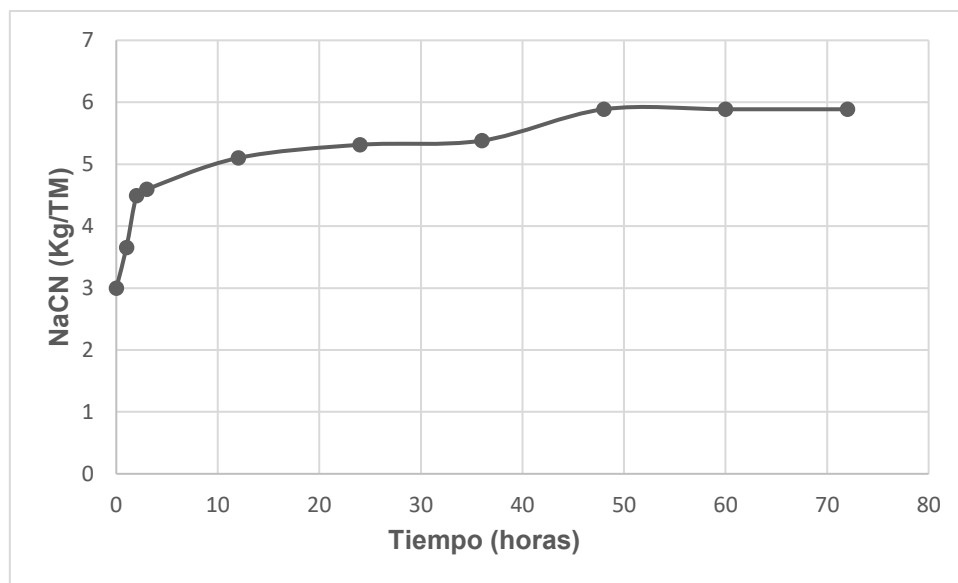
RESULTADOS

Tabla 9

Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas

Tiempo	pH	Consumo AgNO ₃ (ml)	Fuerza de Cianuro (%)	Adición de NaCN (g)	Consumo de CN (kg/TM)
0	11	8.0	0.200	0.00	1c vvf
1	11	6.4	0.160	0.20	3.65
2	11	5.9	0.148	0.25	4.49
3	11	7.9	0.198	0.03	4.59
12	11	6.8	0.170	0.15	5.10
24	11	7.6	0.190	0.06	5.31
36	11	8.0	0.200	0.02	5.38
48	11	6.8	0.170	0.15	5.89
60	11	8.0	0.200	0.02	5.95
72	11	8.4	0.210	0.00	5.95

Nota. La tabla muestra los resultados del consumo de CN, detallando las variaciones de Ph, el consumo de AgNO₃ y la adición de NaCN.

Figura 13*Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas*

Nota. Se muestra el consumo de NaCN; donde se observa una cinética de reacción rápida durante las primeras 10 horas aproximadamente, alcanzando un equilibrio después de las 48 horas.

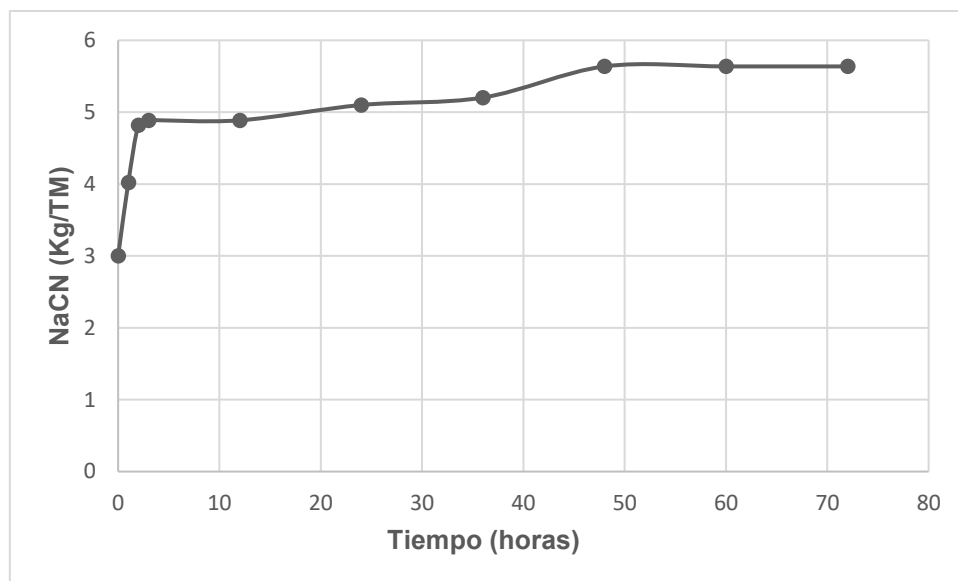
Tabla 10*Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H₂O₂ al 0.05%*

Tiempo	pH	Consumo AgNO ₃ (ml)	Fuerza de Cianuro (%)	Adición de NaCN (g)	Consumo de CN (kg/TM)
0	11	8.0	0.200	0.00	0.00
1	11	5.4	0.135	0.31	4.02
2	11	6.0	0.150	0.24	4.82
3	11	8.0	0.200	0.02	4.89
12	11	9.0	0.225	0.00	4.89
24	11	7.6	0.190	0.06	5.10
36	11	7.9	0.198	0.03	5.20
48	11	7.0	0.175	0.13	5.64
60	11	8.8	0.220	0.00	5.64
72	11	8.3	0.208	0.00	5.64

Nota. La tabla muestra los resultados del consumo de CN, detallando las variaciones de Ph, el consumo de AgNO₃ y la adición de NaCN.

Figura 14

Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.05% H_2O_2



Nota. Se muestra el consumo de NaCN; donde se observa una cinética de reacción rápida durante las primeras 2 horas aproximadamente, alcanzando un equilibrio después de las 48 horas.

Tabla 11

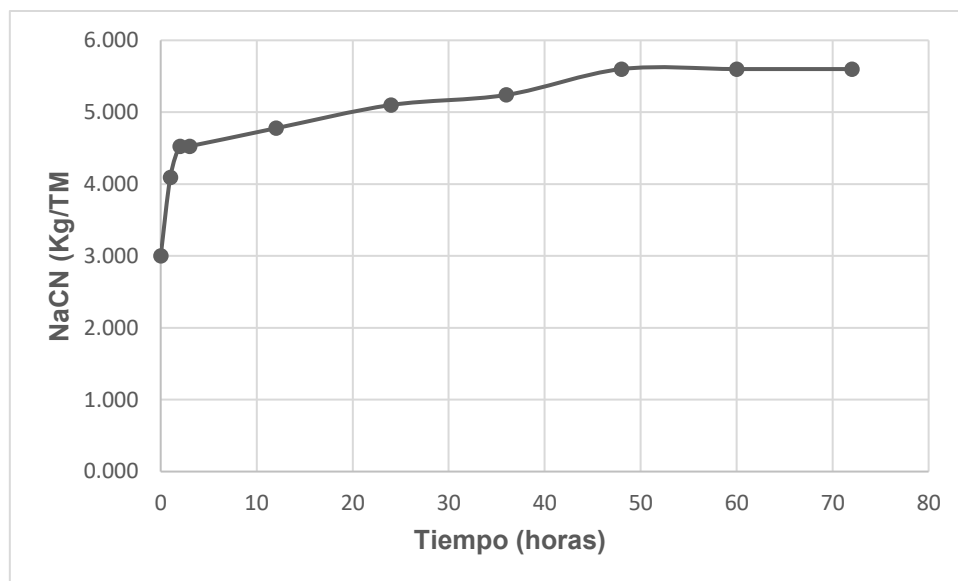
Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H_2O_2 al 0.075%

Tiempo	pH	Consumo $AgNO_3$ (ml)	Fuerza de Cianuro (%)	Adición de NaCN (g)	Consumo de CN (kg/TM)
0	11	8.00	0.200	0.00	0.00
1	11	5.20	0.130	0.33	4.09
2	11	7.00	0.175	0.13	4.53
3	11	8.10	0.203	0.00	4.53
12	11	7.50	0.188	0.08	4.78
24	11	7.30	0.183	0.10	5.10
36	11	7.90	0.198	0.04	5.24
48	11	7.20	0.180	0.11	5.60
60	11	8.60	0.215	0.00	5.60
72	11	8.40	0.210	0.00	5.60

Nota. La tabla muestra los resultados del consumo de CN, detallando las variaciones de Ph, el consumo de $AgNO_3$ y la adición de NaCN.

Figura 15

Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.075% H_2O_2



Nota. Se muestra el consumo de NaCN; donde se observa una cinética de reacción rápida durante las primeras 2 horas aproximadamente, alcanzando un equilibrio después de las 48 horas.

Tabla 12

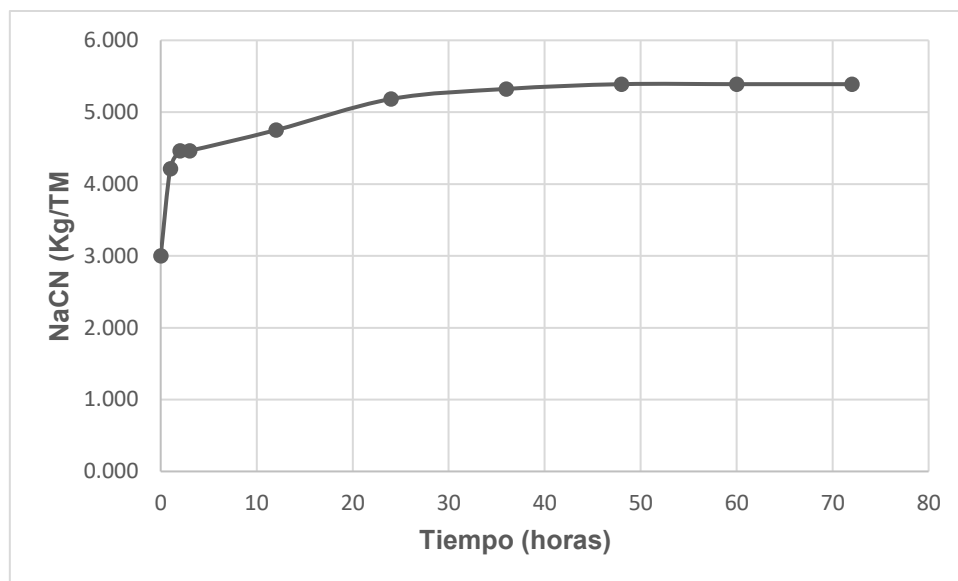
Consumo de CN en la lixiviación a 72 horas con una concentración de H_2O_2 al 0.100%

Tiempo	pH	Consumo $AgNO_3$ (ml)	Fuerza de Cianuro (%)	Adición de NaCN (g)	Consumo de CN (kg/TM)
0	11	8.00	0.200	0.00	0.00
1	11	4.90	0.123	0.36	4.21
2	11	7.50	0.188	0.08	4.46
3	11	8.10	0.203	0.00	4.46
12	11	7.40	0.185	0.09	4.75
24	11	7.00	0.175	0.13	5.18
36	11	7.80	0.195	0.04	5.32
48	11	8.00	0.200	0.02	5.39
60	11	8.40	0.210	0.00	5.39
72	11	8.20	0.205	0.00	5.39

Nota. La tabla muestra los resultados del consumo de CN, detallando las variaciones de Ph, el consumo de $AgNO_3$ y la adición de NaCN.

Figura 16

Consumo de NaCN vs Tiempo, prueba de 72 horas con 0.1% H₂O₂



Nota. Se muestra el consumo de NaCN; donde se observa una cinética de reacción rápida durante la primera hora aproximadamente, alcanzando un equilibrio después de las 24 horas.

Tabla 13

Ley de Au analizado por el método Newmont

Tipo de muestra	Peso (g)	Ley Au (ozt/TC)	Ley Au final (ozt/TC)
Grueso	9.79	0.0648	0.3585
Fino	19.56	0.2936	
Fino	19.56		

Nota. Análisis realizado por método de Newmont separando porciones de oro grueso y fino para un análisis preciso.

Tabla 14

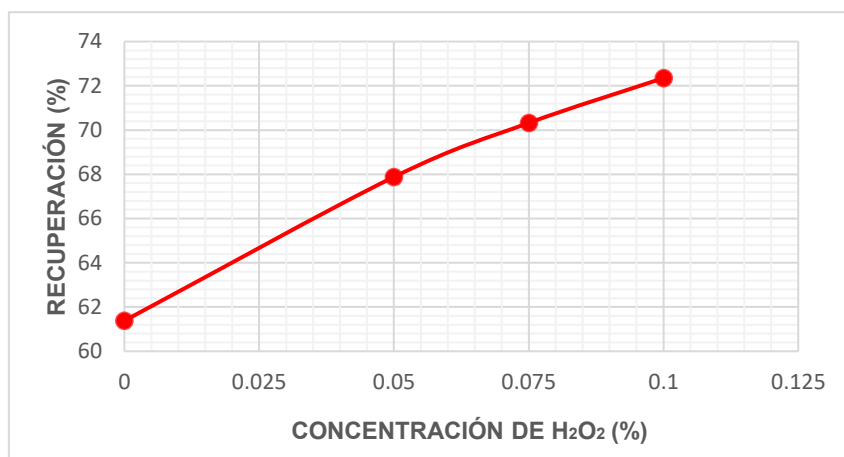
Resultados de las pruebas de cianuración, con respecto a la ley de la cola

Tiempo de lixiviación (horas)	Concentración de H ₂ O ₂ (%)	Ley de Cabeza Ensayada (Ozt/TC)	Ley de Cola (Ozt/TC)	Recuperación (%)
72	0.000	0.359	0.139	61.38
72	0.050	0.359	0.115	67.88
72	0.075	0.359	0.106	70.32
72	0.100	0.359	0.099	72.35

Nota. Los valores de ley (Ozt/TC) se determinaron mediante el método de fire assay.

Figura 17

Porcentaje de recuperación con respecto a la concentración de H₂O₂



Nota. Los resultados se obtuvieron a diferentes concentraciones de H₂O₂.

Tabla 15

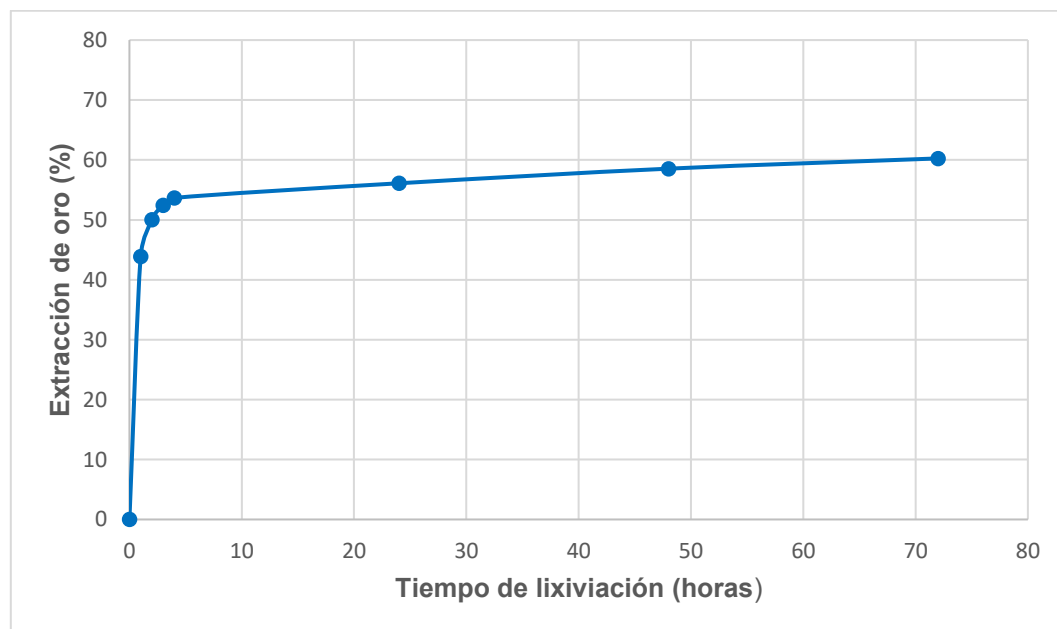
Resultados de pruebas de cianuración en botella, para una muestra de 300 g.

Tiempo (horas)	Volumen de la muestra (ml)	Botón de oro en la muestra (mg)	Ley Au en la solución (g/m ³)	Au presente en la solución (mg)	Ley Au (Ozt/TC)	Ley de Cabeza Ensayada (Ozt/TC)	Recuperación (%)
1	10	0.036	3.600	1.620	0.157	0.359	43.91
2	10	0.041	4.100	1.845	0.179	0.359	50.01
3	10	0.043	4.300	1.935	0.188	0.359	52.45
4	10	0.044	4.400	1.980	0.192	0.359	53.66
24	10	0.046	4.600	2.070	0.201	0.359	56.10
48	10	0.048	4.800	2.160	0.210	0.359	58.54
72	100	0.494	4.940	2.223	0.216	0.359	60.25

Nota. Los valores de recuperación fueron calculados con base en la ley de cabeza ensayada y el contenido de oro disuelto en la solución, en cada intervalo de tiempo.

Figura 18

Cinética de extracción del oro



Nota. Se visualiza la tendencia de extracción del oro registrada en los diferentes tiempos de lixiviación, de acuerdo con los resultados reportados en la Tabla 15

Tabla 16

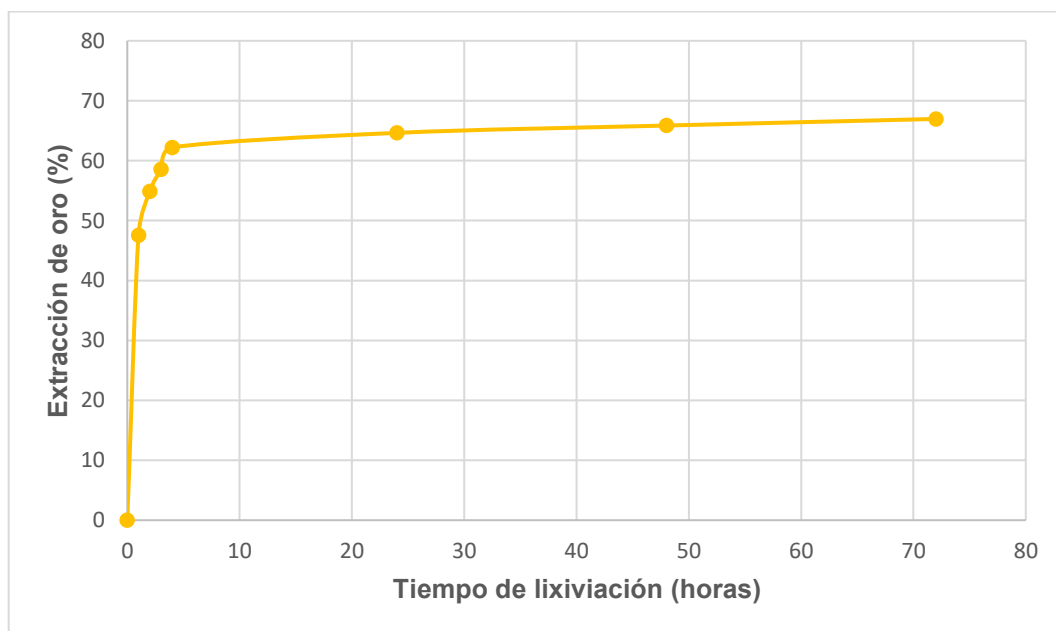
Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.050% de H_2O_2 , para una muestra de 300 g.

Tiempo (horas)	Volumen de la muestra (ml)	Botón de oro en la muestra (mg)	Ley Au (g/m3)	Au presente en la solución (mg)	Ley Au (Ozt/TC)	Ley de Cabeza Ensayada (Ozt/TC)	Recuperación (%)
1	10	0.039	3.900	1.755	0.171	0.359	47.57
2	10	0.045	4.500	2.025	0.197	0.359	54.88
3	10	0.048	4.800	2.160	0.210	0.359	58.54
4	10	0.051	5.100	2.295	0.223	0.359	62.20
24	10	0.053	5.300	2.385	0.232	0.359	64.64
48	10	0.054	5.400	2.430	0.236	0.359	65.86
72	100	0.549	5.490	2.471	0.240	0.359	66.96

Nota. Los valores de recuperación fueron calculados con base en la ley de cabeza ensayada y el contenido de oro disuelto en la solución, en cada intervalo de tiempo.

Figura 19

Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.050% de H_2O_2



Nota. Se visualiza la tendencia de extracción del oro registrada en los diferentes tiempos de lixiviación, de acuerdo con los resultados reportados en la Tabla 16.

Tabla 17

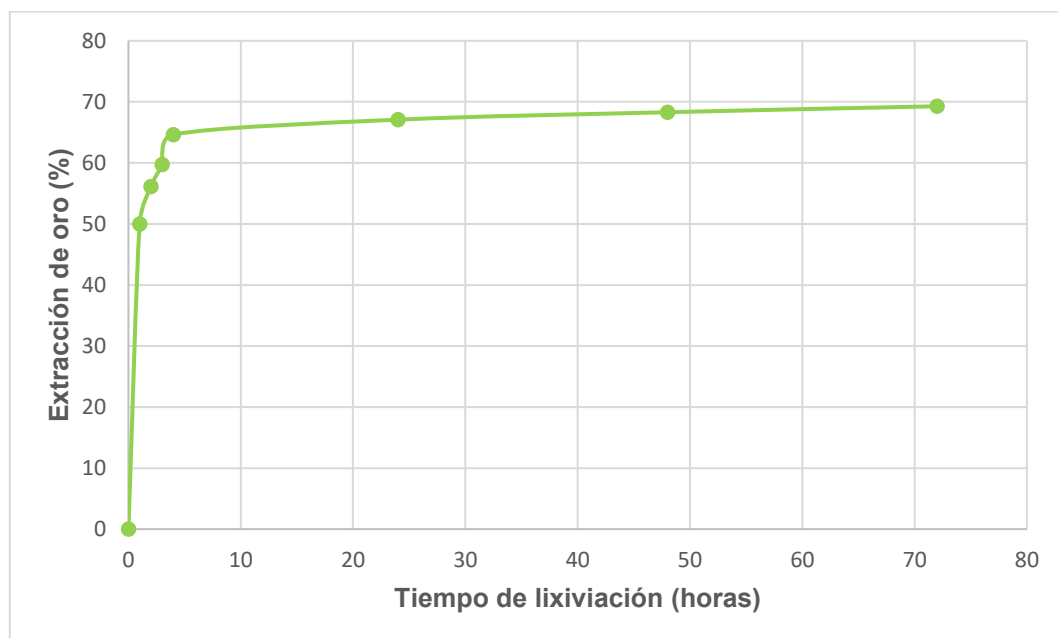
Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.075% de H_2O_2 , para una muestra de 300 g

Tiempo (horas)	Volumen de la muestra (ml)	Botón de oro en la muestra (mg)	Ley Au (g/m ³)	Au presente en la solución (mg)	Ley Au (Ozt/TC)	Ley de Cabeza Ensayada (Ozt/TC)	Recuperación (%)
1	10	0.041	4.100	1.845	0.179	0.359	50.01
2	10	0.046	4.600	2.070	0.201	0.359	56.10
3	10	0.049	4.900	2.205	0.214	0.359	59.76
4	10	0.053	5.300	2.385	0.232	0.359	64.64
24	10	0.055	5.500	2.475	0.240	0.359	67.08
48	10	0.056	5.600	2.520	0.245	0.359	68.30
72	100	0.568	5.680	2.556	0.248	0.359	69.28

Nota. Los valores de recuperación fueron calculados con base en la ley de cabeza ensayada y el contenido de oro disuelto en la solución, en cada intervalo de tiempo.

Figura 20

Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.075% de H_2O_2



Nota. Se visualiza la tendencia de extracción del oro registrada en los diferentes tiempos de lixiviación, de acuerdo con los resultados reportados en la Tabla 17.

Tabla 18

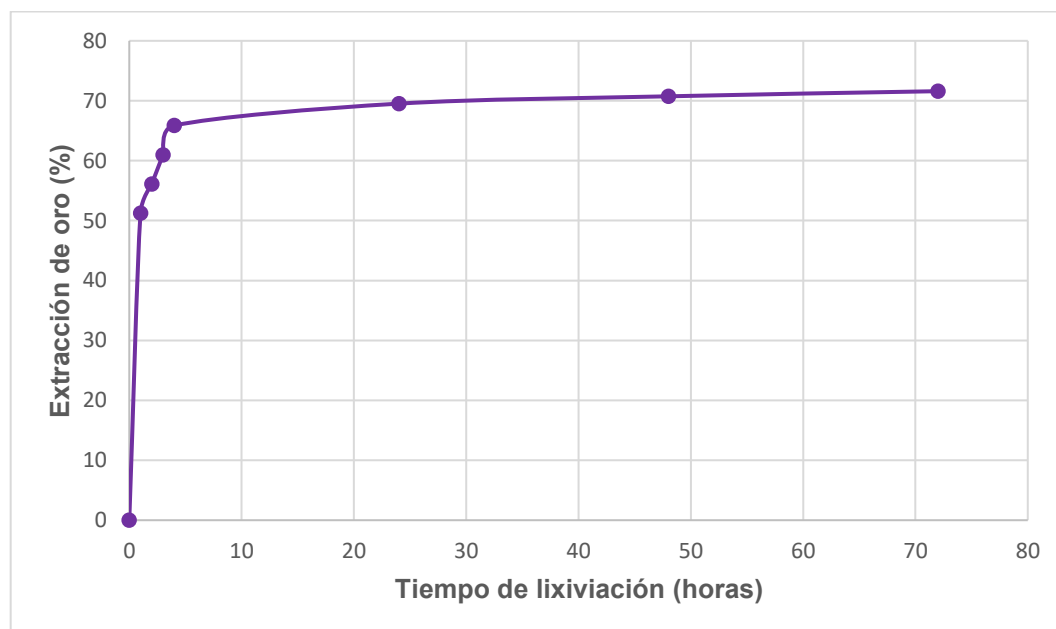
Resultados de prueba de cianuración en botella con una concentración de 0.100% de H_2O_2 , para una muestra de 300 g

Tiempo (horas)	Volumen de la muestra (ml)	Botón de oro en la muestra (mg)	Ley Au (g/m ³)	Au presente en la solución (mg)	Ley Au (Ozt/TC)	Ley de Cabeza Ensayada (Ozt/TC)	Recuperación (%)
1	10	0.042	4.200	1.890	0.184	0.359	51.23
2	10	0.046	4.600	2.070	0.201	0.359	56.10
3	10	0.050	5.000	2.250	0.219	0.359	60.98
4	10	0.054	5.400	2.430	0.236	0.359	65.86
24	10	0.057	5.700	2.565	0.249	0.359	69.52
48	10	0.058	5.800	2.610	0.254	0.359	70.74
72	100	0.587	5.870	2.642	0.257	0.359	71.59

Nota. Los valores de recuperación fueron calculados con base en la ley de cabeza ensayada y el contenido de oro disuelto en la solución, en cada intervalo de tiempo.

Figura 21

Cinética de extracción del oro con una concentración de 0.100% de H_2O_2



Nota. Se visualiza la tendencia de extracción del oro registrada en los diferentes tiempos de lixiviación, de acuerdo con los resultados reportados en la Tabla 18.

CAPÍTULO VI

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En la tabla 19 se observa que la cinética de disolución y la recuperación de oro aumentan a diferentes concentraciones de H_2O_2 para cada prueba metalúrgica.

Tabla 19

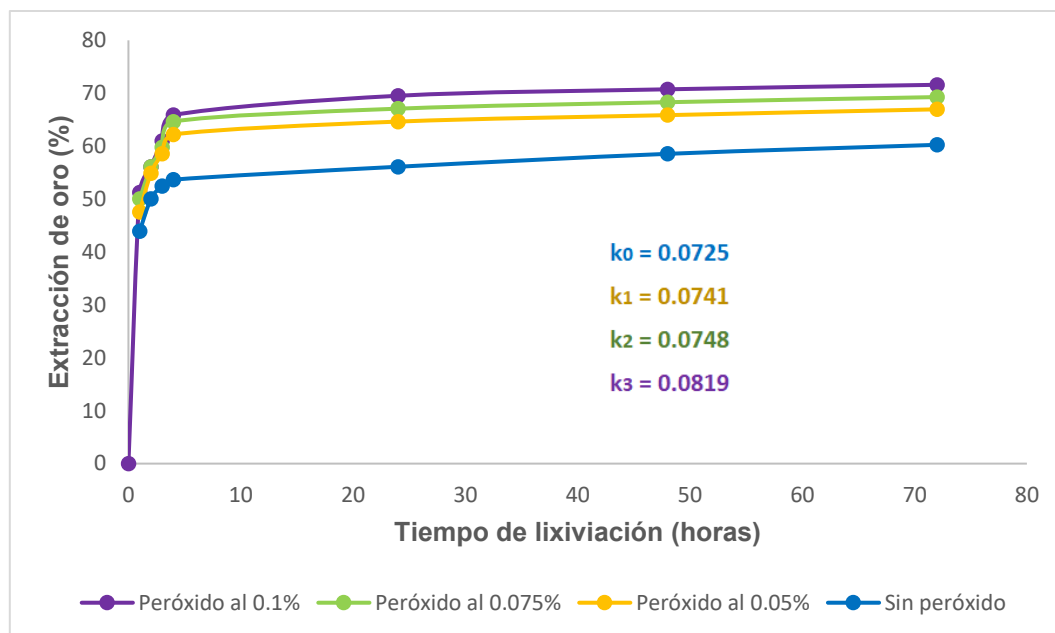
Resultados de la recuperación de oro a distintas concentraciones de H_2O_2

Concentración de H_2O_2 (%)	0.000	0.050	0.075	0.100
Tiempo (horas)	Recuperación (%)	Recuperación (%)	Recuperación (%)	Recuperación (%)
1	43.91	47.57	50.01	51.23
2	50.01	54.88	56.10	56.10
3	52.45	58.54	59.76	60.98
4	53.66	62.20	64.64	65.86
24	56.10	64.64	67.08	69.52
48	58.54	65.86	68.30	70.74
72	60.25	66.96	69.28	71.59

Nota. Los valores de recuperación presentados en la tabla fueron obtenidos para cada concentración de H_2O_2 , manteniendo constantes las demás condiciones de la prueba de cianuración.

Figura 22

Comportamiento de la cinética de extracción a diferentes concentraciones de H_2O_2



Nota. Se puede observar que el consumo de cianuro para cada prueba metalúrgica disminuye ligeramente con respecto al aumento de la concentración del peróxido de hidrógeno en cada caso; asimismo, en la gráfica se presentan las constantes cinéticas (k) correspondientes a cada prueba.

Tabla 20

Consumo de cianuro para cada prueba realizada a 72 horas

Prueba N°	Concentración de H_2O_2 (%)	Consumo de Cianuro (Kg/TM)
1	0.000	5.95
2	0.050	5.64
3	0.075	5.60
4	0.100	5.39

Nota. Relación del consumo de cianuro con respecto a la concentración de H_2O_2 después de 72 horas.