



**Universidad Nacional Mayor de San Marcos**

**Universidad del Perú. Decana de América**

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

**Influencia de la caracterización mineralógica y la  
concentración de oxígeno en la lixiviación ácida para la  
recuperación de oro de minerales auríferos  
refractarios**

**TESIS**

Para optar el Grado Académico de Magíster en Geometalurgia

**AUTOR**

Alcides Renán GUTARRA BERNAOLA

**ASESOR**

Mg. Daniel Florencio LOVERA DÁVILA

Lima, Perú

2023



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

---

Gutarra, A. (2023). *Título Influencia de la caracterización mineralógica y la concentración de oxígeno en la lixiviación ácida para la recuperación de oro de minerales auríferos refractarios*. [Tesis de maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Unidad de Posgrado]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

---

## Metadatos complementarios

<b>Datos de autor</b>	
Nombres y apellidos	Alcides Renán Gutarra Bernaola
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	10026097
URL de ORCID	<a href="https://orcid.org/0000-0002-8374-5416">https://orcid.org/0000-0002-8374-5416</a>
<b>Datos de asesor</b>	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	06450640
URL de ORCID	<a href="https://orcid.org/0000-0003-2815-0716">https://orcid.org/0000-0003-2815-0716</a>
<b>Datos del jurado</b>	
<b>Presidente del jurado</b>	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
<b>Miembro del jurado 1</b>	
Nombres y apellidos	José Andrés Yparraguirre Calderón
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	10293400
<b>Miembro del jurado 2</b>	
Nombres y apellidos	José Alberto Terrones Alvarado
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08994472
<b>Datos de investigación</b>	

Línea de investigación	C.0.4.2. Procesos de transformación y separación
Grupo de investigación	No aplica.
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento.
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Arequipa Provincia: Caravelí Distrito: Chaparra Centro poblado: Achanizo Latitud: -15.892524 Longitud: -74.118444
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2022 - 2023
URL de disciplinas OCDE	Ingeniería ambiental, Minería, Procesamiento de minerales: <a href="https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05">https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05</a> Ciencias de la Tierra, Ciencias ambientales: Mineralogía <a href="https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02">https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02</a>



## ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

### SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Lima, a los trece días del mes de setiembre del año dos mil veintitres, siendo las diez horas, se reúnen los suscritos Miembros del Jurado Examinador de Tesis, nombrado mediante Dictamen N° 000495-2023-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM del 08 de setiembre del 2023, con la finalidad de evaluar la sustentación oral de la siguiente tesis:

#### TÍTULO

**«INFLUENCIA DE LA CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA Y LA CONCENTRACIÓN DE OXÍGENO EN LA LIXIVIACIÓN ÁCIDA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO DE MINERALES AURÍFEROS REFRACTARIOS»**

Presentado por el Bach. **ALCIDES RENÁN GUTARRA BERNAOLA**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA**.

El Secretario del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N° UNMSM-20210051123, de fecha 13 de julio del 2021, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y que cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento General de Estudios de Posgrado», aprobado con Resolución Rectoral N° 04790-R-18 del 08 de agosto del 2018.

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

*BUENO (15)*

Habiendo sido aprobada la sustentación de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA** al Bach. **ALCIDES RENÁN GUTARRA BERNAOLA**.

Siendo las 11:00 horas, se dio por concluido al acto académico.

DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS  
Presidente

MG. JOSÉ ANDRÉS YPARRAGUIRRE CALDERÓN  
Secretario

MG. JOSÉ ALBERTO TERRONES ALVARADO  
Miembro

MG. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA  
Asesor



### CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo Mg. Daniel Florencio Lovera Dávila en mi condición de asesor acreditado con el Número de Dictamen N° 000445-2021-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM de la tesis, cuyo título es «**INFLUENCIA DE LA CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA Y LA CONCENTRACIÓN DE OXÍGENO EN LA LIXIVIACIÓN ÁCIDA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO DE MINERALES AURÍFEROS REFRACTARIOS**» presentado por el Bachiller Alcides Renán Gutarra Bernaola, para optar el Grado Académico de Magister en Geometalurgia. **CERTIFICO** que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de investigación y producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante el software de similitud textual, el documento evaluado cuenta con el porcentaje de 02 % de similitud, nivel **PERMITIDO** para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

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

Firma del Asesor: .....  
DNI: .....  
Nombres y apellidos del asesor: .....

DANIEL FLORENCIO LOVERA DAVILA

Huella Digital



## **DEDICATORIA**

A la mujer que me dio la vida: Lidia Bernaola Poma († 04 de octubre de 2020), madre gracias por conducirme por el camino correcto siempre te veía como una hormiguita, siempre trabajando para que nunca nos falte nada en casa, hoy quiero compartir este logro contigo, espero haya wi fi en el cielo.



## **AGRADECIMIENTOS**

Mi más ferviente agradecimiento a mi familia, a mi hermana Lourdes por brindarme sus enseñanzas y su afecto.

A mi hermano Hener por su apoyo incondicional, en los momentos más difíciles, apareces como una luz que trae calma y confianza.

A mi alma mater, Universidad Nacional del Centro del Perú, fueron cinco años que me albergaron en sus aulas; a la decana de América, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, fueron dos años de inconmensurable conocimiento; a todos los docentes de ambas instituciones que diligentemente compartieron sus sapiencias.

A mis adorados hijos las gracias, porque, aunque sin proponérselos coadyuvaron al logro de este objetivo, las gracias porque son el gran motor que impulsa mi vida.

## ÍNDICE

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTOS .....	iv
ÍNDICE.....	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS .....	<b>¡Error! Marcador no definido.</b>
RESUMEN .....	x
ABSTRACT .....	xiii
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Situación problemática .....	1
1.2 Formulación del problema .....	4
1.2.1 Problema general.....	4
1.2.2 Problemas específicos .....	4
1.3 Justificación teórica .....	5
1.4 Justificación práctica .....	7
1.5 Objetivos .....	14
1.5.1 Objetivo general.....	14
1.5.2 Objetivos específicos .....	14
2. MARCO TEÓRICO .....	15
2.1 Marco epistemológico de la investigación.....	15
2.2 Antecedentes de investigación .....	16
2.3 Bases teóricas.....	22
2.3.1 Lixiviación ácida.....	22
3. METODOLOGÍA .....	23
3.1 Tipo y diseño de la investigación .....	23
3.2 Unidad de análisis .....	23

3.3	Población de estudio .....	26
3.4	Tamaño de muestra .....	26
3.5	Selección de muestra .....	27
3.6	Técnicas de recolección de datos.....	28
3.7	Análisis e interpretación de la información.....	29
4.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	30
4.1	Análisis, interpretación y discusión de resultados .....	30
4.1.1	Análisis .....	30
4.1.2	Interpretación .....	32
4.1.3	Discusión de resultados .....	32
4.2	Pruebas de hipótesis .....	34
4.2.1	Hipótesis general .....	34
4.2.2	Hipótesis específicas .....	35
4.2.3	Verificación de la hipótesis general .....	35
4.2.4	Verificación de las hipótesis específicas .....	35
4.2.5	Identificación de variables .....	37
4.3	Presentación de resultados .....	37
	CONCLUSIONES.....	44
	RECOMENDACIONES .....	48
5.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	50
6.	ANEXOS.....	53
6.1	Método estadístico aplicado a resultados .....	56

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Leyes de cabeza del mineral investigado en la tesis.....	12
Tabla 2. Leyes de mineral refractario estudiado .....	17
Tabla 3. Leyenda de la fórmula de Murray y Larry.....	26
Tabla 4. Cinética de disolución por lixiviación ácida .....	29
Tabla 5. Variables predictivas en la recuperación de oro.....	37
Tabla 6. Lixiviación por cianuración a diversas concentraciones de cianuro de sodio .....	39
Tabla 7. Capex instalación planta de lixiviación ácida .....	40
Tabla 8. Rentabilidad de procesamiento por lixiviación ácida .....	41
Tabla 9. Concentración de reactivos y flujo de oxígeno utilizado .....	43
Tabla 10. Equivalencia, utilidad por cada 1 % de oro recuperado .....	47
Tabla 11. Procedimiento para oxidar mineral sulfurado .....	53
Tabla 12. Abreviaturas, nomenclaturas y composición química presentes en el mineral estudiado. ....	56

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Porcentaje en peso de los minerales presentes .....	10
Figura 2. Partícula de Electrum, incluido en pirita y difractograma .....	12
Figura 3. Disolución de oro en relación al flujo de oxígeno adicionado .....	14
<i>Figura 4.</i> Diagnostic leaching .....	19
<i>Figura 5.</i> Representación gráfica de las variables independientes. ....	23
<i>Figura 6.</i> Mapa de ubicación del yacimiento del mineral estudiado. ....	24
<i>Figura 7.</i> Mapa de ubicación del yacimiento del mineral estudiado. ....	25
<i>Figura 8.</i> Planificación y realización de un levantamiento de suelos .....	28
<i>Figura 9.</i> Lixiviación directa a diferentes concentraciones de cianuro de sodio	31
<i>Figura 10.</i> Flow sheet circuito de lixiviación por cianuración .....	38
<i>Figura 11.</i> Flow sheet circuito mixto: cianuración y lixiviación ácida. ....	40
<i>Figura 12.</i> Porcentaje de disolución a 60 horas de lixiviación ácida.....	42
<i>Figura 13.</i> Porcentaje de disolución a 60 horas de lixiviación .....	42
<i>Figura 14.</i> Partícula de Arsenopirita (apy) con trazas de oro .....	45
<i>Figura 15.</i> Espectro muestra elementos: Azufre, Hierro, Oro y Arsénico .....	45
<i>Figura 16.</i> Ensayo ICP - Multielementos.....	55
<i>Figura 17.</i> Fotomicrografías de microscopía óptica .....	57
<i>Figura 18.</i> a) Partícula libre de esfalerita (ef) con inclusiones de Plata (Ag); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Plata y Zinc.	58
<i>Figura 19.</i> a) Partícula de Arsenopirita (apy); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Arsénico. ....	58
<i>Figura 20.</i> a) Partícula libre de Galena (gn); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Plomo. ....	59
<i>Figura 21.</i> <i>Figura 20.</i> a) Partícula mixta de Pirita en Arsenopirita (py/apy); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Arsénico.....	59
<i>Figura 22.</i> a) Partícula de Galena en Pirita (gn/py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Plata y Plomo.....	60
<i>Figura 23.</i> a) Partícula de Calcita (cac); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Calcio, Carbono y Oxígeno. ....	60

Figura 24. a) Partícula libre de Esfalerita (ef) con inclusiones de Plata (Ag); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Plata y Zinc. ....	61
Figura 25. a) Partícula de Arsenopirita (apy) con trazas de Oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Oro y Arsénico. ....	61
Figura 26. a) Partícula de Galena en Pirita (gn/py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Arsénico, Hierro y Plomo. ....	62
Figura 27. a) Partícula de Esfalerita con Galena (ef/gn); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Plata, Zinc y Plomo. ....	62
Figura 28. a) Partícula de Electrum (el) incluido en Pirita; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oro y Plata. ....	63
Figura 29. a) Partícula de Pirita (py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Zinc y Plomo. ....	63

## RESUMEN

El oro es un recurso no renovable, su extracción desde menas oxidadas reportan recuperaciones eficientes, sin embargo, éstas se van agotando, en cambio se va incrementando las menas sulfuradas dentro de las cuales se encuentran las denominadas refractarias cuyas recuperaciones por métodos convencionales son muy bajos en relación a lo alcanzado en menas oxidadas, por ello es que constantemente se están buscando nuevas alternativas de procesamiento que sean eficientes y que se conviertan económicamente viables; esta tesis propone en principio realizar una caracterización mineralógica previa para determinar el tipo de procesamiento, en este caso se sugiere como método alternativo la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido para alcanzar una mejor recuperación de oro.

El mineral estudiado es el relave de un proceso de lixiviación directa por cianuración que contiene una ley de oro de 0.14 onzas por tonelada corta (Oz/TC), la caracterización mineralógica reporta que el oro se encuentra asociado a la pirita y la arsenopirita, además de ocurrir en tamaños menores a 5 micras, debido a esta característica no ha sido posible ser disuelto por el cianuro.

En ese sentido empleamos la lixiviación ácida, el mineral se ha molido a 90 % malla -200 (74 micras), La solución lixivante está conformado por el ácido sulfúrico a 0.1 M, nitrato de potasio a 0.4 M y cloruro de sodio a 0.6 M, el ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) reacciona con el nitrato de potasio ( $KNO_3$ ) para formar ácido nítrico ( $HNO_3$ ) y éste reacciona con el cloruro de sodio ( $NaCl$ ) para formar cloruro de nitrosilo que es un componente del agua regia, ( $NOCl$ ) éste último es un poderoso lixivante de oro, durante la agitación se ha adicionado oxígeno enriquecido al 90 % de pureza a razón de 5 litros por minuto.

Se han efectuado pruebas metalúrgicas por ambos métodos, por cianuración directa se alcanzó una recuperación de 0.37 %, pero mediante la lixiviación ácida propuesta en la presente tesis se logra recuperaciones de 37.08 %; cabe mencionar que sin adicionar oxígeno enriquecido se alcanzó 28.74 % de recuperación. La adición del oxígeno enriquecido aporta a la recuperación 8.33 % en comparación a pruebas sin adicionar oxígeno enriquecido.

Globalmente en los procesos de planta la recuperación de oro incrementa de 91.07 % a 94.38 % con la implementación de la lixiviación ácida más la adición de oxígeno enriquecido mostrada en la presente investigación.

Un factor importante para la viabilidad económica del proyecto es referente a los costos hundidos, el mineral a beneficiar es el relave de un procesamiento de lixiviación directa por lo que realizar el proceso de lixiviación ácida no va a demandar costos de molienda o remolienda que finalmente es el proceso unitario que más costo tiene en el procesamiento.

Para realizar la lixiviación ácida se proyecta implementar una planta de lixiviación ácida con capacidad para 30 TPD, el costo de instalación es US \$ 126,500, esta planta va a ser instalada como un proceso complementario a la lixiviación convencional con cianuro de sodio.

La utilidad neta sería US \$ 46.62 por tonelada procesada, por lo que tiempo de retorno de la inversión se estima en 3.02 meses para un procesamiento de 900 toneladas mensuales.

**Palabras clave:** Agua regia, arsenopirita, cianuración directa, cloruro de nitrosilo, costo hundido, mena refractaria.





## ABSTRACT

Gold is a non-renewable resource, its extraction from oxidized ores reports efficient recoveries, however, these are being depleted, on the other hand, sulfide ores are increasing, among which are the so-called refractory ores whose recoveries by conventional methods are very low. In relation to what has been achieved in oxidized ores, that is why new processing alternatives are constantly being sought that are efficient and that become economically viable; This thesis proposes in principle to carry out a prior mineralogical characterization to determine the type of processing, in this case acid leaching is suggested as an alternative method by adding enriched oxygen to achieve better gold recovery.

The mineral studied is the tailings of a direct leaching process by cyanidation that contains a gold grade of 0.14 ounces per short ton (Oz/TC), the mineralogical characterization reports that the gold is associated with pyrite and arsenopyrite, in addition occur in sizes smaller than 5 microns, due to this characteristic it has not been possible to be dissolved by cyanide.

In this sense we use acid leaching, the mineral has been ground to 90% -200 mesh (74 microns). The leaching solution is made up of sulfuric acid at 0.1 M, potassium nitrate at 0.4 M and sodium chloride at 0.6 M, sulfuric acid ( $H_2SO_4$ ) reacts with potassium nitrate ( $KNO_3$ ) to form nitric acid ( $HNO_3$ ) and this reacts with sodium chloride ( $NaCl$ ) to form nitrosyl chloride, which is a component of aqua regia, ( $NOCl$ ) The latter is a powerful gold lixiviant. During stirring, enriched oxygen at 90% purity has been added at a rate of 5 liters per minute.

Metallurgical tests have been carried out by both methods, by direct cyanidation a recovery of 0.37% was achieved, but through the acid leaching proposed in this thesis, recoveries of 37.08% are achieved; It is worth mentioning that without adding

enriched oxygen, 28.74% recovery was achieved. The addition of enriched oxygen contributes 8.33% to the recovery compared to tests without adding enriched oxygen.

Globally, in plant processes, gold recovery increases from 91.07% to 94.38% with the implementation of acid leaching plus the addition of enriched oxygen shown in the present investigation.

An important factor for the economic viability of the project is related to sunk costs, the mineral to be benefited is the tailings from a direct leaching process, so carrying out the acid leaching process will not require grinding or regrinding costs, which is ultimately the unit process that has the most processing costs.

To carry out acid leaching, it is planned to implement an acid leaching plant with a capacity for 30 TPD. The installation cost is US\$126,500. This plant will be installed as a complementary process to conventional leaching with sodium cyanide.

The net profit would be US\$46.62 per ton processed, so the return on investment time is estimated at 3.02 months for a processing of 900 tons per month.

Keywords: Aqua regia, arsenopyrite, direct cyanidation, nitrosyl chloride, sunk cost, refractory ore.

# 1. INTRODUCCIÓN

## 1.1 Situación problemática

Los minerales refractarios existentes en el territorio peruano, tienen un contenido metálico valioso, la recuperación de éstos elementos por métodos convencionales es ineficiente, debido a este hecho, su procesamiento no es rentable económicamente; en tal sentido varios investigadores han propuesto diversas alternativas de procesamiento para que estos minerales sean procesados de forma eficiente y que resulten económicamente atractivos para los inversionistas, sin embargo, cada método responde a un mineral en específico estudiado, pero cuando se aplican éstas técnicas a escala industrial estos tratamientos no logran alcanzar recuperaciones eficientes del metal precioso.

Las menas de oro refractario se caracterizan por tener bajas recuperaciones y por tener un elevado gasto de reactivos cuando se procesan por cianuración; para oxidar los sulfuros que contienen al metal valioso se emplean pretratamientos que permiten dejar expuesto al oro y con ello mejorar la recuperación por cianuración; entre los métodos de pretratamiento se encuentran la tostación del mineral, oxidación a alta presión, oxidación y lixiviación bacteriana. (C. Komnitsas, 1989).

La lixiviación utilizando cianuro de sodio en medio alcalino es un método convencional para recuperar oro, cuando los minerales no son refractarios las recuperaciones son óptimas, sin embargo, si este método se aplica a minerales refractarios las recuperaciones no son mayores al 50%, con

éstas recuperaciones el procesamiento es económicamente inviable, porque no genera utilidades suficientemente rentables que garantice el funcionamiento de una planta de procesamiento convencional. (Santos, 2018).

Dentro de los denominados minerales refractarios el oro está ocluido o encapsulado dentro de una matriz de pirita, diseminados en finas partículas menores a una micra en forma de arseniuros, éstos tienen una menor complejidad para ser sometidos a pretratamientos, sin embargo, cuando el oro está en forma de solución sólida el pretratamiento es más complejo. (Santos, 2018).

La biooxidación y biolixiviación han sido estudiados como métodos alternativos para recuperar el oro de minerales refractarios, sin embargo, tiene limitaciones de operación, demanda un tiempo excesivo para alcanzar recuperaciones eficientes, éste proceso es altamente exotérmico, para producir un kilogramo de sulfuro oxidado es necesario producir elevadas temperaturas lo que ocasionaría la ineficiencia de los microorganismos necesarios para la biooxidación o biolixiviación, para que el tratamiento sea exitoso es necesario enfriar la solución lo que eleva el costo de procesamiento. (Filippa, 2010).

Desde el conocimiento de las técnicas referente a la biominería; la biooxidación y la biolixiviación se presentan como alternativas para tratar minerales complejos, actualmente éstas biotecnologías aún están siendo objeto de investigación, las ventajas que ofrecen son su simplicidad de operación, relativo bajo costo de tratamiento; potencialmente se proyectan a convertirse a futuro en una alternativa de procesamiento, pero para que sean actualmente establecidas como tecnologías independientes primarias aún no son eficientes principalmente por el excesivo tiempo que demanda su procesamiento. (Abramova & Blagovidov, 2017).

Para modificar la matriz de sulfuros y transformarlos en óxidos es necesario crear condiciones óptimas, entre las variables principales a considerar para obtener los resultados deseados es que éstos sulfuros sean tratados en un medio ácido a temperaturas y presiones altas, de esta manera son descompuestos con facilidad, siendo el oxígeno el principal oxidante. Las reacciones químicas dentro de los parámetros establecidos ocasionan que el Fe (II) presente en el mineral refractario se oxidan a Fe(III), éste último compuesto se comporta como un poderoso agente oxidante capaz de lograr modificar los sulfuros en óxidos. Las reacciones dadas para este proceso se realizan en reactores de presión llamados autoclaves capaces de resistir altas temperaturas y presiones elevadas. (Hinojosa, 2002).

Como resultado de las investigaciones, algunos autores han propuesto como una alternativa para el procesamiento de minerales refractarios y recuperar de manera eficiente el oro contenido en la matriz de sulfuro, el sistema de autoclaves consiste en utilizar reactores que trabajen a elevadas temperaturas superiores a 160 °C, para evitar la generación de azufre, éste es perjudicial porque retarda la oxidación de los sulfuros, el azufre como elemento se adhiere sobre la superficie del mineral sulfurado; sin embargo, esta no es la única limitación ya que al haber elevado la temperatura los carbonatos presentes en el mineral reaccionan con el ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) produciendo anhídrido carbónico ( $CO_2$ ) lo cual es perjudicial para alcanzar una eficiente oxidación; trabajar con este tipo de sistemas alternativos a estas condiciones requiere de una labor especializada que demanda mayores costos, los cuales no pueden ser asumidos a escala de pequeña minería. (Hinojosa, 2002).

El desconocimiento de la compleja mineralogía de los minerales refractarios no permite obtener rendimientos óptimos durante el procesamiento de éstos minerales, la falta de conocimiento de

herramientas como la geometalurgia genera problemas metalúrgicos, no consiente obtener prospecciones para evitar grandes pérdidas económicas al momento de ejecutar el proyecto. (CÁCERES PÉREZ, 2018).

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Problema general**

¿Por qué los minerales auríferos refractarios no logran recuperaciones eficientes por procesamientos convencionales?

### **1.2.2 Problemas específicos**

- a) ¿En qué grado desde el enfoque geometalúrgico afecta negativamente desconocer la caracterización mineralógica en los minerales refractarios auríferos?
- b) ¿Por qué el oxígeno del medio ambiente no es suficiente para oxidar las menas refractarias de oro?
- c) ¿Por qué es difícil lograr condiciones óptimas que permitan alcanzar recuperaciones eficientes de oro desde las menas auríferas refractarias?

### 1.3 Justificación teórica

Debido a la escasez de minerales oxidados y al aumento de la explotación de minerales refractarios con contenidos valiosos como son el oro, ha generado en los investigadores un especial interés por encontrar nuevas alternativas de procesamiento con la finalidad de mejorar la recuperación del metal amarillo a partir de estas menas auríferas, la presente investigación no es ajena al actual panorama minero por ello se realiza con el objetivo de aportar al conocimiento ya existente acerca de la metalurgia de los minerales complejos llamados refractarios especialmente para procesamientos desarrollados a escala de pequeña minería; el oro es un recurso escaso y no renovable, su extracción de este tipo de minerales es dificultosa, el conocimiento de nuevas tecnologías ha permitido extraer el oro libre, por ser de sencilla metalurgia, sin embargo, los minerales refractarios que no son atractivos por su baja recuperación, están siendo objeto de investigaciones científicas con la finalidad de ser recuperados eficientemente, para que sean considerados rentables; por lo expuesto; la lixiviación ácida se presenta como una alternativa para este propósito, sin embargo éstas innovaciones aún no son implementados a escala industrial en diversas minas del Perú.

La selección del proceso para recuperar los metales valiosos principalmente va a depender de la ley, la reserva y el tipo de mineralogía, en este caso de los minerales refractarios; cuando se trata de metales preciosos éstos se encuentran en tamaños microscópicos, sub microscópicos y ocluidas en la ganga, por ello su extracción es dificultosa por métodos convencionales, por lo mencionado debemos enfatizar sobre la importancia de la geometalurgia para elaborar los modelos geometalúrgicos a partir de los análisis de caracterización mineralógica,



muestreos representativos, pruebas metalúrgicas que ayuden a minimizar los riesgos del proyecto. (Zhou J.a, Dymov I.b, 2018).

Las reacciones químicas que se producen durante la lixiviación ácida son influenciadas por la presencia de sales oxidantes en medio ácido, las sales con el oro forman un complejo aniónico, siendo su mecanismo de reacción siguiente. (Palacios, 2012).



Desde el año 2,008 en adelante el precio del oro se ha incrementado considerablemente, por ello crece el interés de los inversionistas en tratar de recuperar el máximo del oro presente en el mineral, sin embargo, esto no siempre es posible, los minerales oxidados se están agotando y los minerales sulfurados no permiten obtener recuperaciones eficientes por métodos convencionales, por ello varios investigadores orientan sus estudios hacia esta clase de minerales y proponen distintas alternativas para alcanzar una mejor recuperación; la presente investigación no está ajena a la realidad por ello mediante este trabajo se busca aportar con el estudio de un método alternativo o complementario para mejorar la recuperación de los elementos valiosos, el procesamiento propuesto es la lixiviación ácida, donde los agentes oxidantes van a ser el nitrato de potasio ( $\text{KNO}_3$ ) y el oxígeno enriquecido.

Para una eficiente lixiviación es importante que en el medio lixivante exista una concentración adecuada de oxígeno, éste es un parámetro importante a considerar para lograr una eficiente lixiviación de oro, éste agente oxidante no se ha considerado dentro del proceso de lixiviación ácida estudiada en trabajos precedentes, no hay información acerca de su

aporte dentro de la reacción química, la propuesta de la presente investigación es utilizar el oxígeno enriquecido al 90 % de pureza como agente oxidante, adicionar este elemento al proceso de lixiviación ácida, para que logre oxidar los sulfuros que contienen en su matriz al elemento valioso, de este modo la interacción de las sales oxidantes con el ácido genera un agente lixivante suficientemente capaz para disolver el oro.

#### **1.4 Justificación práctica**

El desarrollo de la presente investigación tiene como finalidad demostrar la eficiencia de la lixiviación ácida y el procedimiento para el tratamiento de minerales refractarios adicionando oxígeno enriquecido como agente oxidante.

La lixiviación ácida en presencia de sales oxidantes ocurre cuando tres compuestos químicos participan como reactantes en una reacción química, el ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ), nitrato de potasio ( $KNO_3$ ) y cloruro de sodio ( $NaCl$ ), como primer paso ocurre una semireacción cuando interactúan el ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) con el nitrato de potasio ( $KNO_3$ ) ambos reaccionan y forman ácido nítrico ( $HNO_3$ ), éste último al adicionar cloruro de sodio ( $NaCl$ ) reacciona formando el cloruro de nitrosilo ( $NOCl$ ), éste es un poderoso agente lixivante de oro, cabe mencionar para que ocurra ésta reacción es fundamental el equilibrio químico y la concentración adecuada de los reactantes. (Palacios, 2012).

El uso de oxígeno enriquecido para que actúe como agente oxidante en el proceso de la lixiviación ácida es el parámetro que posibilitará modificar la matriz de sulfuro que contiene el oro, el poder oxidante del oxígeno conjuntamente a las reacciones de las sales oxidantes con el ácido

sulfúrico permitirá alcanzar recuperaciones mayores a la lixiviación por cianuración directa, el adicionar oxígeno no sólo se encargará de alterar los sulfuros que contienen al oro, también se encargará de mantener una eficiente concentración de oxígeno en la pulpa, siendo éste uno de los principales factores que intervienen en la lixiviación del oro.

El mineral objeto de investigación es producto del relave de la planta de lixiviación directa por cianuración, la recuperación alcanzada en este proceso es de 91.07 %, este relave tiene una ley de 0.14 onzas por tonelada corta (Oz/TC), esta ley tiene un valor importante de US \$ 235 por tonelada, en tal sentido es que la tesis propone emplear un método alternativo no convencional eficiente como es la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido a fin mejorar la recuperación de oro de éstas colas depositadas en la relavera y consecuentemente incrementar la rentabilidad del procesamiento.

Previo a la propuesta de lixiviación ácida se ha muestreado por el método de la barrena el relave depositado en la cancha de relaves, se ha homogenizado por la técnica del roleo, se han tomado 4 muestras para el respectivo análisis químico por el elemento oro, obteniéndose una ley de 0.14 Oz/TC, con lo cual se ha cuantificado la cantidad de oro fino por tonelada y determinado el valor del mineral de cabeza.

Para identificar el tipo de mineral se realizó análisis mineralógico de grado de liberación, difracción de rayos X para arcillas con tratamiento etilenglicol (ADRX) y por microscopia electrónica, así como análisis por Espectrómetro de Plasma Inducido (ICP), las especies encontradas son:

La pirita está presente en un 36.65% en peso total de la muestra, donde el 35.71% corresponde a granos libres y el restante 1.06%, como

partículas mixtas de py/ef, GGs/py/ef/gn, gn/py, py/cp y gn/py/apy. Su grado de liberación es de 98.24%.

La arsenopirita se muestra en un 9.65% en peso de la muestra total, donde el 9.62% corresponde a partículas libres, y el restante 0.03% corresponde a partículas mixtas de gn/py/apy. Su grado de liberación es de 99.69%.

La extracción de oro a partir de minerales arsenicales por lo general se han realizado por el método de oxidación por tostación, éste proceso genera gases altamente tóxicos que contaminan el medio ambiente, por ello se han venido estudiando y desarrollando otros procesos alternativos que sean más amigables con el medio ambiente, en este caso la tesis propone una extracción del oro por el método de lixiviación ácida, durante este proceso la arsenopirita reacciona con se convierte en ácido arsénico o también llamado arseniato ( $H_3AsSO_4$ ), éste es un compuesto inorgánico de baja toxicidad.

La galena se muestra en un 7.23% en peso de la muestra total, donde el 6.59% corresponde a partículas libres y el restante 0.64 % corresponde a partículas mixtas de GGs/py/ef/gn, gn/py, gn/py/apy y gn/ef. Su grado de liberación es de 94.43%.

La calcopirita se muestra en un 1.55% en peso de la muestra total, donde el 1.37% corresponde a partículas libres, y el restante 0.18% corresponde a partículas mixtas de ef/cp y py/cp. Su grado de liberación es de 0.39%.

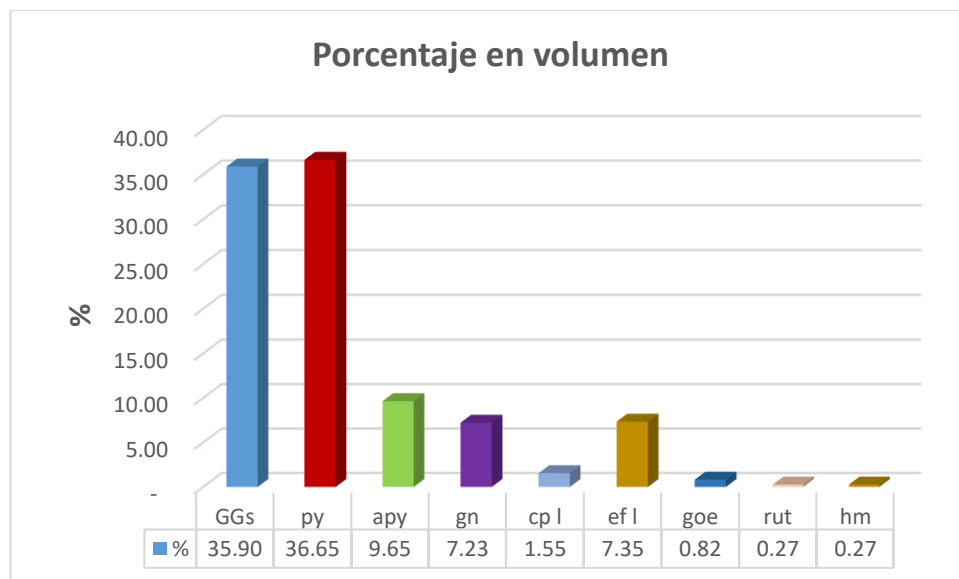
La esfalerita se muestra en un 7.35% en peso de la muestra total, donde el 5.77% corresponde a partículas libres, y el restante 1.58% corresponde a partículas mixtas de py/ef, GGs/py/ef/gn ef/cp y gn/ef. Su grado de liberación es de 90.82%.

La goethita se muestra en un 0.82% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es de 100%.

La hematita se muestra en un 0.27% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es de 100%.

El rutilo se muestra en un 0.27% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es de 100%.

La figura 1, muestra el porcentaje en peso de los minerales presentes en el mineral refractario investigado.

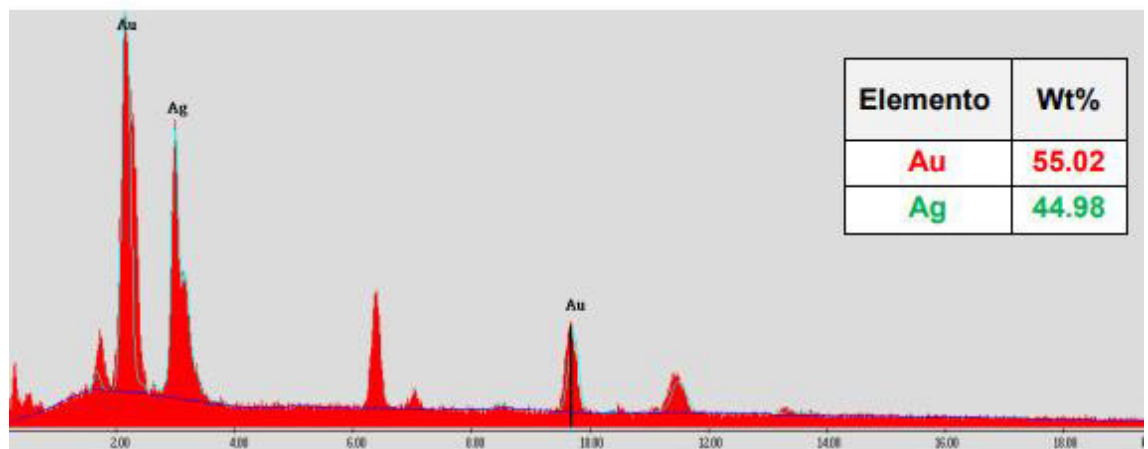
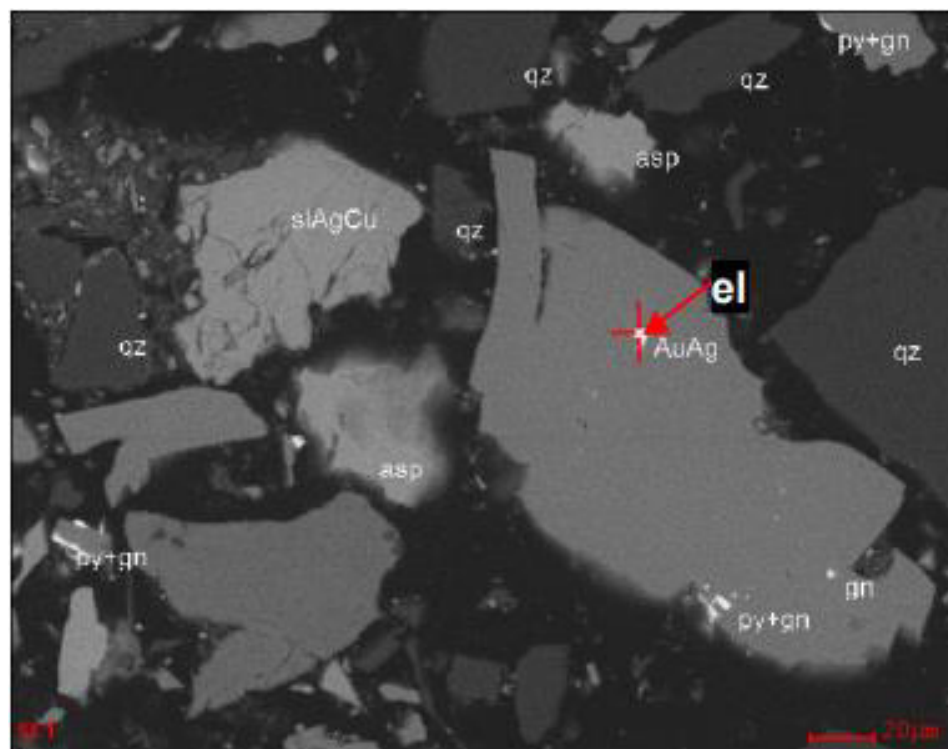


**Figura 1. Porcentaje en peso de los minerales presentes**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp10

El oro en la muestra estudiada de acuerdo a la caracterización mineralógica se encuentra incluidas en las piritas y arsenopiritas.

En la figura 2, se observa la partícula de electrum (oro-plata) incluido en la pirita en tamaños menores a 5 micras, por lo que moler a una granulometría más fina como por ejemplo malla 400 (33 micras), malla 500 (25 micras) no lograría liberar a las partículas de electrum (oro-plata) puesto que éstos se encuentran a tamaños menores a 5 micras.



**Figura 2. Partícula de Electrum, incluido en pirita y difractograma**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp24 En la tabla 1 se muestra las leyes de cabeza del mineral sometido a las pruebas de lixiviación ácida, cabe notar que el mineral estudiado es el relave producto de la lixiviación convencional por cianuración.

**Tabla 1. Leyes de cabeza del mineral investigado en la tesis**

Ley de cabeza relave CIL						
Au Oz/TC	Ag Oz/TC	Cu %	Fe %	Pb %	Zn %	As %
0.140	2.362	0.060	8.700	1.425	2.250	1.050

Los resultados del análisis de caracterización mineralógica muestran que el mineral estudiado es refractario, el oro está incluido en las piritas y arsenopiritas, por ello es que la cianuración directa no fue eficiente para recuperar este oro, por esta razón se procedió a lixiviar en medio ácido adicionando oxígeno enriquecido.

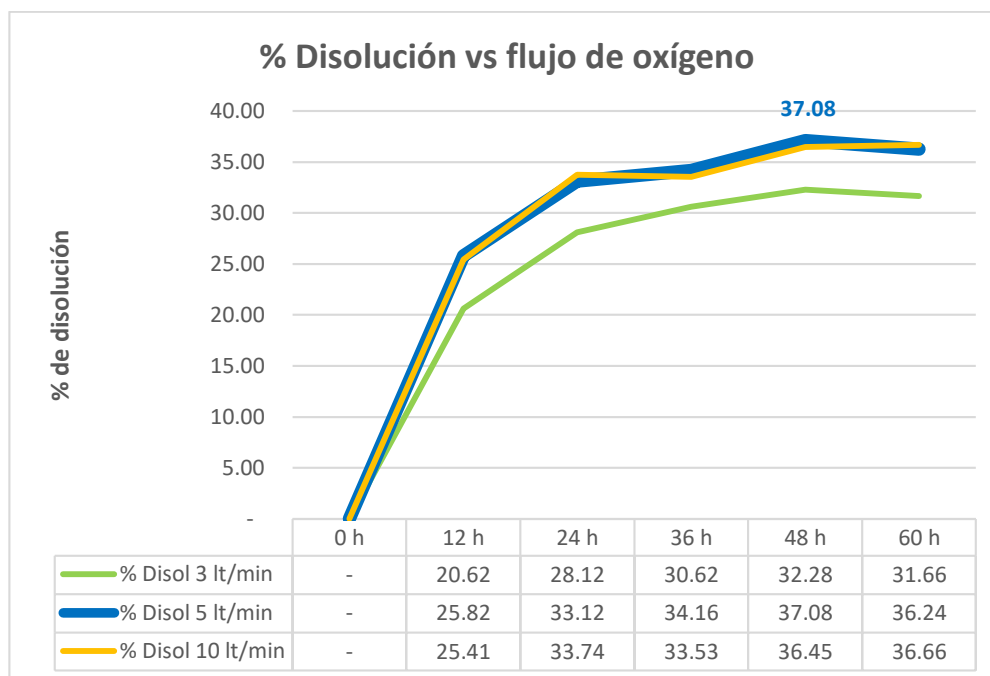
El tamaño de la muestra ha sido determinado por la fórmula estadística propuesto por Murray y Larry (2005), resultando 81 kg de mineral refractario, una vez homogenizado y cuarteado se tomó 7 muestras representativas de 1 kilogramo; con las cuales se realizaron las diversas pruebas metalúrgicas citadas en la tesis, cada una modificando variables como el porcentaje en peso de los reactivos, el flujo del oxígeno adicionado; el tiempo de lixiviación para todas las pruebas es de 60 horas sin embargo, a las 48 horas alcanzó su máxima recuperación.

La solución lixiviante está conformado por el ácido sulfúrico a 0.1 Molar, nitrato de potasio a 0.4 Molar y cloruro de sodio a 0.6 Molar. El nitrato de potasio, así como el cloruro de sodio son de grado comercial.

Para las pruebas metalúrgicas se pesó 1 kg de mineral previamente molido a malla 90 % -200, éste se colocó en el tanque de agitación, mezclando con agua a una relación de 2:1 dos de agua por uno de mineral, se agitó durante 5 minutos enseguida se adicionó el ácido sulfúrico juntamente con el nitrato de potasio, la reacción de ambos forma el ácido nítrico, se agitó durante 30 minutos al cabo de este tiempo se adicionó el cloruro de sodio para que reaccione con el ácido nítrico formando posteriormente el cloruro de nitrosilo (componente del agua regia), éste es un poderoso lixivante del oro, cabe mencionar que después de los primeros 35 minutos de agitación se adicionó el oxígeno enriquecido a un flujo de 5 litros por minuto hasta las 60 horas que culminó la prueba metalúrgica.

La figura 3, muestra la disolución del oro con respecto al flujo del oxígeno enriquecido adicionado, el tiempo de lixiviación de las pruebas es 60 horas, sin embargo, se observa que a las 48 horas alcanza su máxima disolución de 37.08 %, pasado este tiempo se nota que la curva ya no es ascendente.





**Figura 3. Disolución de oro en relación al flujo de oxígeno adicionado**

## 1.5 Objetivos

### 1.5.1 Objetivo general

Incrementar la recuperación de oro en minerales refractarios basado en la lixiviación ácida y la adición de oxígeno enriquecido.

### 1.5.2 Objetivos específicos

- a) Determinar con difracción de rayos X y por microscopía la caracterización de las menas refractarias de oro.

- b) Conocer el aporte cuantitativo del oxígeno enriquecido como agente oxidante en la recuperación eficiente de oro en menas auríferas refractarias.
- c) Determinar el aporte del oxígeno enriquecido en términos de recuperación de oro en relación a la lixiviación convencional.

## **2. MARCO TEÓRICO**

### **2.1 Marco epistemológico de la investigación**

Hasta mediados del siglo XIX Europa era el principal productor de metales, posteriormente ya en el siglo XX los Estados Unidos de América emerge como un importante productor de metales, en este mismo siglo se descubrieron nuevos yacimientos en Sur América, Centro América, Oceanía y Asia. En la actualidad en el siglo XXI, el éxito económico de los países desarrollados y emergentes dependen de la producción de metales. La historia hace referencia acerca de la obtención de metales hacia los años 4,000 a. C. a 3,000 a. C. Por métodos pirometalúrgicos, en cambio la lixiviación que es una rama de la hidrometalurgia se viene desarrollando en tiempos recientes, como son la cianuración y el proceso Merrill Crowe para los minerales de oro. (Restrepo Baena et al., 2017)

Roos (1,902) informó que el consumo de cloro fue de 3 a 10 kg por tonelada de mineral, éstos consumos de reactivo eran excesivos para el procesamiento de entonces; Putnam sugirió en 1,944 una reevaluación del proceso; Walker (1,956) desarrolló un proceso para procesar lodos de zinc por cloración; Finkelstein et al. (1,966) propuso un método similar al anterior para los concentrados gravimétricos lixiviados. (Yen et al., 1990).

## **2.2 Antecedentes de investigación**

A principios de los años 1,900 la principal técnica para extraer oro, era la tostación y posterior lixiviación en medio ácido utilizando el cloro en solución acuosa, las recuperaciones alcanzaban entre 90 a 98 %, el consumo de reactivo fluctuaba entre 3 a 10 kg de cloro por tonelada de mineral procesado, ésta variable era una limitante para la viabilidad el proceso, por aquel entonces la cotización del oro y la plata eran considerados bajos en 1,877 Mac Arthur y Forrest patentaron el proceso de cianuración, por éste método obtuvieron las mismas recuperaciones pero con un consumo de cianuro entre 0.5 a 1.0 kg por tonelada de mineral lo que lo hacía más rentable en comparación con el proceso utilizando cloro. (Yen et al., 1990).

Comparativamente entre ambos procesos era más económico utilizar el cianuro, por lo que su uso se intensificó, por la docilidad de procesamiento los minerales oxidados se han explotado primero dejando para cuando sea conveniente los minerales sulfurados entre ellos los minerales refractarios cuyo procesamiento por métodos convencionales es muy complejo, por ello se han retomado investigaciones como el proceso de la lixiviación

ácida con hipoclorito de sodio, para ello se han tomado muestras de mineral refractario los cuales se han llevado a molienda y lixiviación en botella con hipoclorito de sodio, la recuperación de oro alcanzó menos del 30 %, para acelerar la lixiviación se adicionó ácido clorhídrico (HCl) y cloruro de sodio (NaCl) en grado técnico, con ello la recuperación de oro se incrementó hasta el 91 %. (Yen et al., 1990).

La tabla 2 muestra las leyes del mineral estudiado por el autor referido.

**Tabla 2. Leyes de mineral refractario estudiado**

Refractory Ore		
Elemento	Unidad	g/TM
Au	g/t	10.50
Ag	g/t	98.20
Cu	%	0.40
Pb	%	1.10
Zn	%	0.98
As	%	0.45
Fe	%	38.10
S	%	41.20

**Fuente.** Yen et al., (1990). Hypochlorite leaching of gold ore; pp 68.

Los minerales oxidados se van agotando, en cambio se está incrementando la explotación de minerales sulfurados con contenido de oro, este tipo de minerales tienen recuperaciones ineficientes y son muy complejos para ser procesados convencionalmente, existen diversas investigaciones en relación al uso de oxígeno y cómo mejorar la recuperación de oro, entre las opciones para suministrar oxígeno al proceso existen varias opciones como la adición de oxígeno enriquecido,

peróxido de hidrógeno, incluso peróxido de calcio, todos éstos agentes son poderosos oxidantes, para determinar su eficiencia se han evaluado minerales refractarios con presencia de pirrotita, la eficiencia de cada uno de éstos oxidantes va a depender de la concentración del agente oxidante, del tiempo de exposición con el mineral, del grado de refractariedad. (La Brooy & Komosa, 1992).

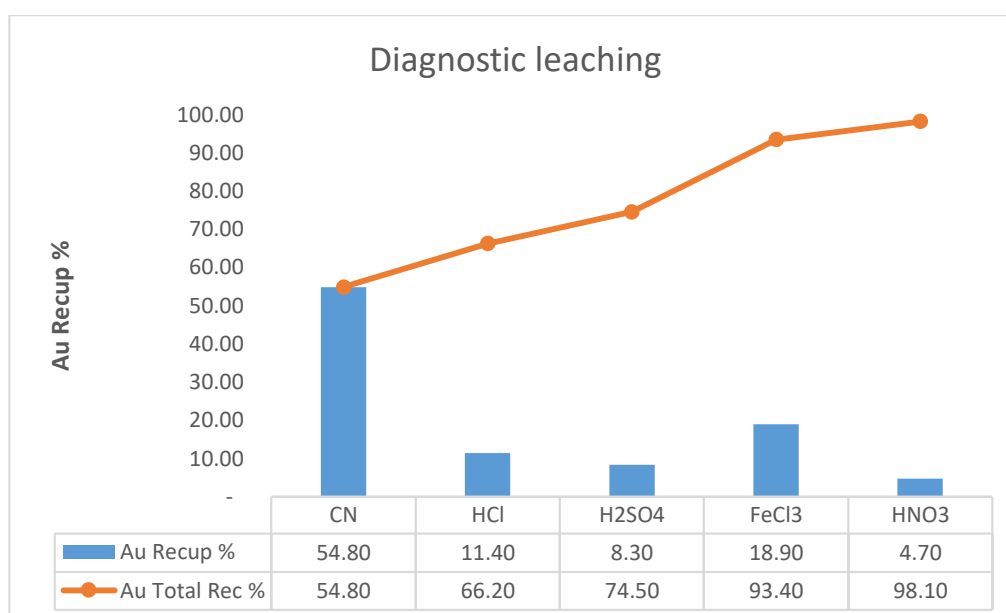
Para la investigación que presenta el autor, se ha estudiado una muestra de concentrado de flotación, se ha caracterizado mineralógicamente la pirita aurífera, los resultados muestran que las partículas de oro son menores a 2 micras y que están incluidas dentro de la matriz de pirita, esta característica hace que el mineral aurífero sea denominado refractario, por ende los tratamientos convencionales no resultan eficientes para recuperar el oro contenido en la mena, como alternativa para mejorar la recuperación el autor propone la pre-aireación con oxígeno, con la aplicación de esta técnica se mejoró la recuperación en 10.57 % en comparación con la cianuración directa. (Rojas, 2003).

La lixiviación diagnóstica permite determinar el grado de refractariedad del mineral, esta prueba realizada a un determinado mineral sugiere que los pretratamientos más eficientes para oxidar la matriz sulfurada son los agentes oxidantes cloruro férrico y el ácido sulfúrico, en el primer caso es más eficiente para oxidar el compuesto huésped del oro y el segundo agente oxidante proporciona mejores propiedades oxidativas para los sulfuros que contienen plata, por procesamientos convencionales se alcanzó una recuperación de 54.70 % y 37.40 % de oro y plata respectivamente, al mineral refractario se le hizo interactuar con cloruro férrico y ácido sulfúrico, después de este pretratamiento se realizó cianuración directa logrando una mayor recuperación, en el primer caso

se incrementó a 82.00 % y para la plata alcanzó una recuperación de 81.86 %. (Saba et al., 2011).

Para la prueba de lixiviación diagnóstica se utilizaron 4 reactivos, cianuro de sodio, ácido clorhídrico, ácido sulfúrico y ácido nítrico; los resultados muestran el incremento de la recuperación desde 54.8 % hasta 98.10 % para el caso del oro. (Saba et al., 2011).

La Figura 4, presenta la evaluación de cuatro reactivos utilizados en la prueba de lixiviación diagnóstica.



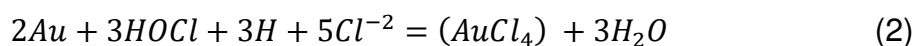
**Figura 4. Diagnostic leaching**

**Fuente.** Saba et al., (2011). Diagnostic pre-treatment procedure for simultaneous cyanide leaching of gold and silver from a refractory gold/silver ore; v: 24; pp 3.

Estudios realizados en Irán, utiliza una solución de cloruro-hipoclorito para oxidar los sulfuros que contienen el metal valioso, todas las especies de

cloro son oxidantes poderosos, el hipoclorito de calcio en soluciones acuosas puede formar cloro acuoso ( $\text{Cl}_2$ ), ión hipoclorito ( $\text{OCl}^-$ ) o ácido hipocloroso ( $\text{HOCl}$ ), la formación de estos compuestos lo va a determinar el pH en que se realicen las reacciones, cabe mencionar que el ácido hipocloroso es el más oxidante por lo tanto será este compuesto el que oxidará fácilmente a todos los sulfuros presentes en el mineral asociados al oro, la pirita es la especie abundante en el mineral y al ser uno de los más estables de los sulfuros metálicos se oxidará lo que significa que los demás sulfuros lograrán oxidarse con mayor facilidad que la pirita. (Hasab et al., 2013).

La principal ventaja del proceso cloruro-hipoclorito en medio acuoso es que las reacciones de oxidación y lixiviación del oro se llevan en simultáneo debido a la presencia del ácido hipocloroso, éste ácido puede disolver al oro formando complejo de oro ( $\text{AuCl}_4^-$ ). (Hasab et al., 2013).



Otra ventaja importante del proceso mencionado en el párrafo anterior es que al oxidar los sulfuros se transforman en sulfatos desplazando al azufre elemental, éste último se adhiere a la superficie mineral formando capas, este comportamiento del azufre es perjudicial durante la lixiviación del metal precioso porque retarda la disolución del oro. (Hasab et al., 2013).

Los minerales refractarios que son procesados por métodos convencionales dentro de los cuales se utiliza la cianuración directa, no

son extraídos de manera eficiente porque las partículas de oro están encapsuladas en los sulfuros metálicos, otra característica de éstos minerales refractarios es la presencia de mineral carbonáceo con elevado contenido de azufre lo cual no permite una recuperación eficiente cuando se somete a lixiviación directa, para ello los investigadores proponen la disolución del oro utilizando una solución de bromato y cloruro férrico, el resultado de la prueba metalúrgica alcanzó una disolución de 94.5 % los parámetros tomados en cuenta son: bromato de potasio 0.25 M, cloruro férrico 0.08 M, ácido clorhídrico 0.4 M, velocidad de agitación 250 rpm, la dilución es 5 a 1. El relave de la prueba metalúrgica fue sometida a caracterización mineralógica mediante difracción de rayos X, microscopía electrónica, los resultados mostraron que la mayoría de los sulfuros habían sido descompuestos después de la lixiviación. (Wang et al., 2019).

La presencia de materiales carbonáceos, lutitas, arcillas en este tipo de minerales también es una característica que no permite una recuperación eficiente del oro, éstos materiales adsorben en su superficie al complejo de aurocianuro  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  a este fenómeno se denomina preg robbing, el mineral estudiado en esta tesis es libre de éstos materiales que ocasionan el efecto preg robbing.

Con respecto a la afinidad química del complejo aurocianuro  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  con los materiales carbonáceos incluidos el carbón activado existen diversos estudios relacionados al mecanismo de adsorción, sin embargo el que mayor aceptación tiene es que el anión  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  es adsorbido sin ningún cambio químico en su forma lineal (N{C-Au-C}N) de forma paralela a las láminas gráficas del carbón. (Torres, 2016).

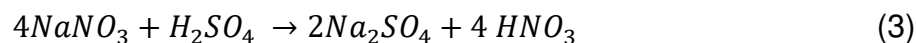


## 2.3 Bases teóricas

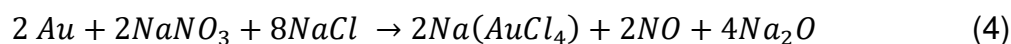
### 2.3.1 Lixiviación ácida

Se denomina lixiviación ácida al proceso que permite disolver los elementos contenidos en un mineral mediante la adición de reactivos para tal fin, éste proceso es realizado en medio ácido, para la lixiviación del oro se ha utilizado ampliamente el cianuro de sodio, este reactivo provoca la disolución del oro en gran porcentaje siempre y cuando se encuentra libre acompañando a minerales oxidados, sin embargo cuando se trata de minerales refractarios el uso del cianuro deja de ser eficiente para lo cual se presenta como alternativa el uso de ácidos y sales oxidantes. (Palacios, 2012).

El ácido nítrico se forma mediante la reacción del nitrato de sodio, potasio o amonio, en la presencia de ácido sulfúrico concentrado, siendo el mecanismo de reacción:



El complejo aniónico se forma a partir de la reacción entre las sales con el oro en medio ácido; el mecanismo de reacción es el siguiente:

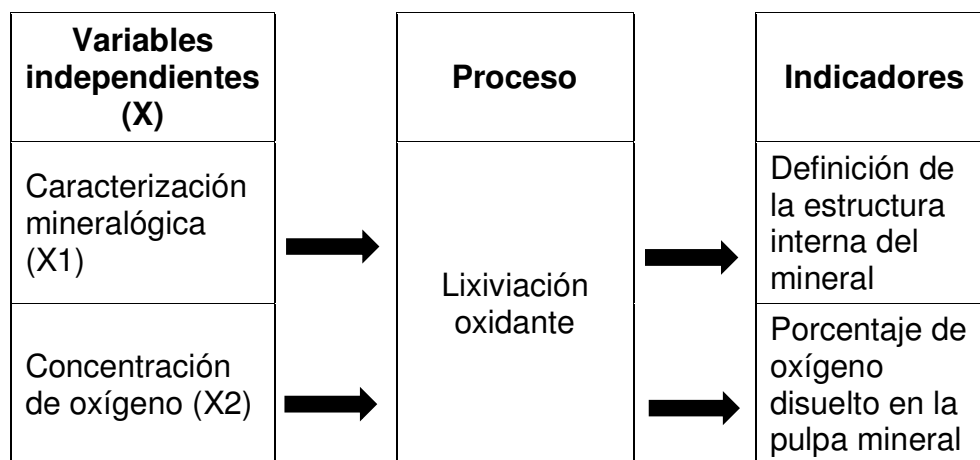


### 3. METODOLOGÍA

#### 3.1 Tipo y diseño de la investigación

El tipo de investigación requerida para el presente trabajo es del tipo experimental, las variables independientes consideradas son la caracterización mineralógica para determinar la estructura interna del mineral y la concentración de oxígeno en la pulpa que actúe como agente oxidante.

La Figura 5, muestra la representación gráfica de las variables independientes evaluados en la investigación.

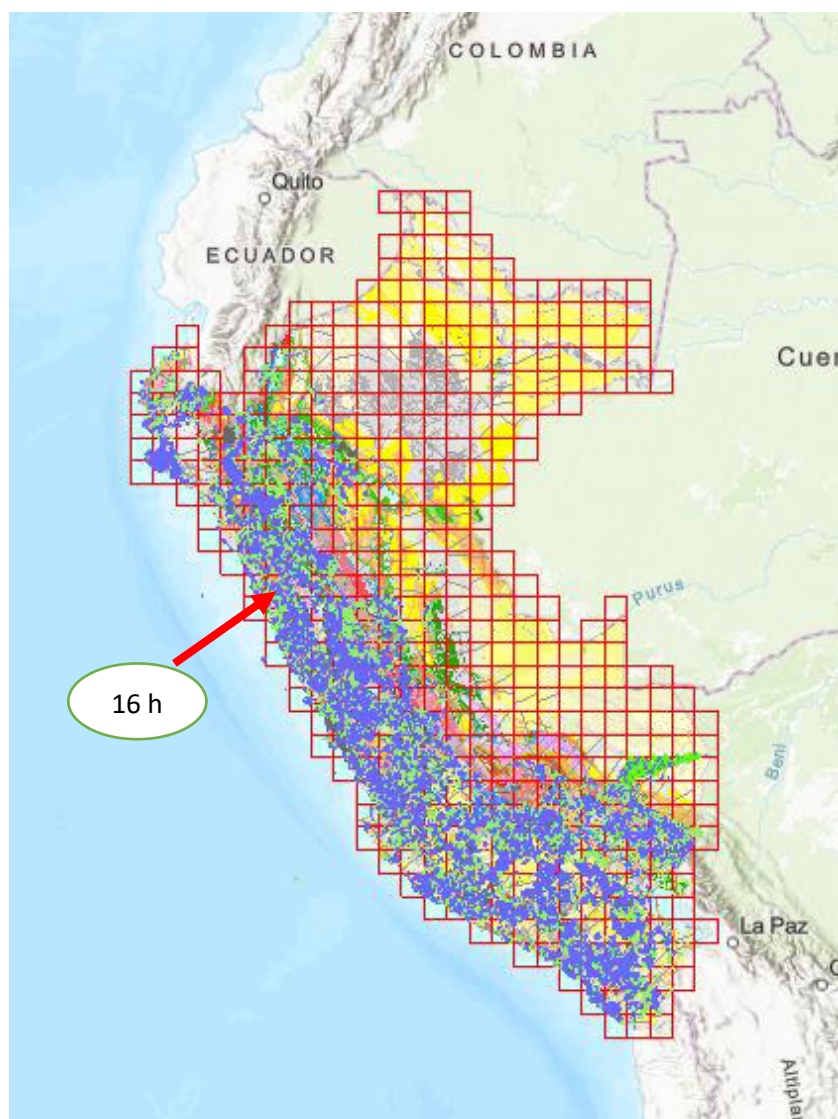


**Figura 5. Representación gráfica de las variables independientes.**

#### 3.2 Unidad de análisis

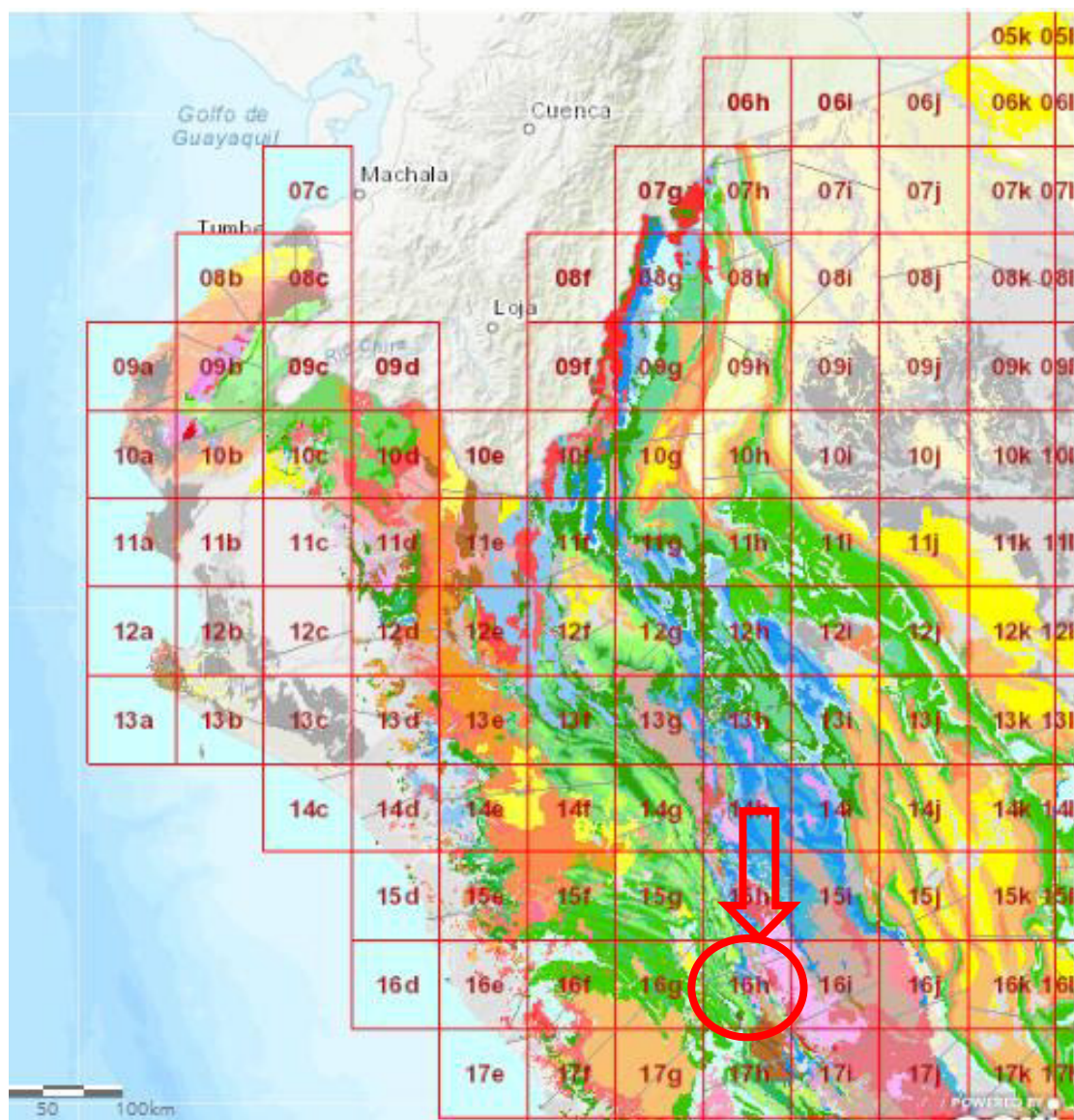
La investigación utiliza como unidad de análisis los minerales refractarios del yacimiento aledaño a la concesión de la Compañía Poderosa SA, que se encuentra dentro del denominado Complejo Maraón, en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

La figura 6, muestra el mapa del Perú y la ubicación del yacimiento.



**Figura 6.** Mapa de ubicación del yacimiento del mineral estudiado.  
**Fuente.** <https://www.gob.pe/ingemmet>

La figura 7, muestra la ubicación del yacimiento, se encuentra en el departamento de La Libertad, provincia de Patatez, distrito de Patatez, en la zona UTM 18, código 16h



**Figura 7.** Mapa de ubicación del yacimiento del mineral estudiado.

**Fuente.** <https://www.gob.pe/ingemmet>

### 3.3 Población de estudio

La población a considerar serán los minerales extraídos de los yacimientos en la zona denominada el Complejo del Maraón, en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

### 3.4 Tamaño de muestra

Para determinar el tamaño de la muestra se ha utilizado la fórmula estadística propuesto por Murray y Larry (2005):

$$n = \frac{Z^2 * p * q}{i^2}$$

**Tabla 3. Leyenda de la fórmula de Murray y Larry**

Variables	Concepto	Porcentaje
Z =	Distribución de Gauss	1.96
p =	Prevalencia esperada	70%
q =	Descontado "p"	30%
i =	Error de muestreo	10%
<b>n =</b>	<b>Tamaño muestral</b>	<b>81</b>

**Fuente.** Bolaños, (2012) Presentaciones Tizayuca gestión tecnológica Muestra/muestreo. pp5.

La muestra determinada será conformada por 81 kg de mineral, se realizarán 07 pruebas metalúrgicas, la cantidad para cada prueba metalúrgica será de un kilogramo de mineral refractario.

**a. Criterios de inclusión:**

- Minerales refractarios determinados por caracterización mineralógica
- Minerales que presentan compuestos de arsenopirita
- Minerales con alto consumo de cianuro por tonelada procesada.

**b. Criterios de exclusión:**

- Minerales cuyos relaves después de cianuración directa sean menores a 0.80 g/TMS, esta ley de oro bien puede resultar valioso para operaciones de gran escala más no para el estrato de minería al cual está enfocado principalmente el estudio de la presente tesis.

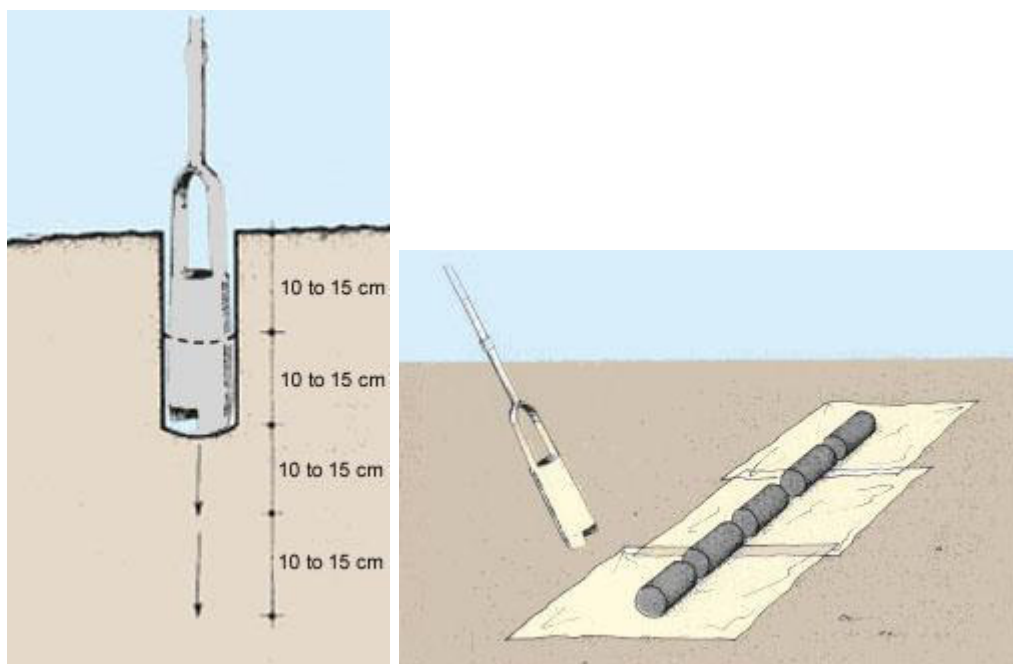
**3.5 Selección de muestra**

Las muestras serán tomadas del relave de lixiviación directa, al ser un mineral refractario las recuperaciones no son eficientes, se intenta incrementar dicha recuperación complementando con un procesamiento de lixiviación ácida a los relaves del proceso de cianuración.

Para muestrear los relaves se ha utilizado el método de la barrena de sondeo, la barrena es un cilindro metálico de 8 cm de diámetro por 20 cm

de longitud, en la superficie de la relavera se ha trazado una cuadrícula de 3 metros por 3 metros y en cada punto se ha perforado con la barrena y sacado 5 muestras hasta llegar a 1 metro de profundidad.

En la figura 8, se muestra el gráfico de la barrena utilizada, así como el número de muestras por punto de muestreo.



**Figura 8. Planificación y realización de un levantamiento de suelos**  
**Fuente.** [www.fao.org](http://www.fao.org). (2018).

[https://www.fao.org/fishery/docs/CDrom/FAO Training/FAO Training/General/x6706s/x6706s02.htm](https://www.fao.org/fishery/docs/CDrom/FAO%20Training/FAO%20Training/General/x6706s/x6706s02.htm)

### 3.6 Técnicas de recolección de datos

La técnica que se va a utilizar es la investigación cuantitativa, basado en los resultados de las pruebas metalúrgicas experimentales.

La tabla 4, muestra los resultados de las pruebas metalúrgicas realizadas a 60 horas de tiempo de residencia, adicionando oxígeno enriquecido al 90% a distintos flujos; los resultados obtenidos con flujos de 5 y 10 litros por minuto no varían entre sí, por ello para el desarrollo de las pruebas de investigación se ha tomado como óptimo el de 5 litros por minuto.

**Tabla 4. Cinética de disolución por lixiviación ácida**

<b>Horas</b>	<b>0</b>	<b>12</b>	<b>24</b>	<b>36</b>	<b>48</b>	<b>60</b>
Ley CC 3 lt/min	4.80	3.81	3.45	3.33	3.25	3.28
Ley CC 5 lt/min	4.80	3.56	3.21	3.16	3.02	3.06
Ley CC 10 lt/min	4.80	3.58	3.18	3.19	3.05	3.04
% Disol 3 lt/min	-	20.62	28.12	30.62	32.28	31.66
% Disol 5 lt/min	-	25.82	33.12	34.16	37.08	36.24
% Disol 10 lt/min	-	25.41	33.74	33.53	36.45	36.66

### **3.7 Análisis e interpretación de la información**

El análisis matemático y estadístico se realizará utilizando el programa informático Excel de Microsoft.



## **4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

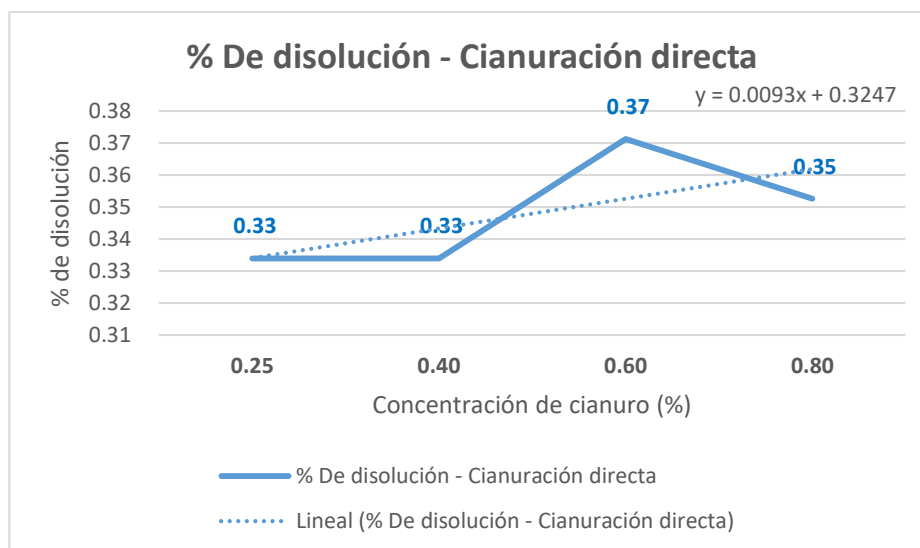
### **4.1 Análisis, interpretación y discusión de resultados**

#### **4.1.1 Análisis**

Las muestras tomadas para llevar a cabo la presente investigación son los relaves de cianuración directa, con ley de oro de 4.80 g/TMS, ésta ley será tomada como ley de cabeza para las pruebas metalúrgicas, tanto por cianuración directa, así como lixiviación ácida.

El porcentaje de disolución de la prueba metalúrgica por cianuración directa luego de 60 horas de lixiviación ha sido de 0.37 %, a una concentración de cianuro de 0.60 %, malla 90% -200.

La Figura 9, muestra los resultados de la lixiviación directa por cianuración realizada al relave del proceso CIL (carbón in leach).



**Figura 9. Lixiviación directa a diferentes concentraciones de cianuro de sodio**

Para efectos de comparación primero se llevó a cabo una prueba metalúrgica por el método convencional de lixiviación por cianuración directa en medio alcalino, la ley de oro en la cabeza ensayada es 4.80 gr/TMS, al final de la prueba metalúrgica la ley de oro del relave es 4.60 gr/TMS, granulometría de molienda es 90 % malla -200, tiempo de residencia 60 horas, con las leyes obtenidas se calcula una disolución de tan sólo 0.37 % del oro contenido en el mineral; por los resultados de la caracterización mineralógica se evidencia que el mineral, materia de investigación es un mineral refractario que al haber sido sometido a lixiviación por cianuración no ha sido eficiente la disolución.

Al mismo mineral se ha realizado pruebas metalúrgicas, esta vez bajo las condiciones planteadas en la hipótesis de la presente investigación, para ello se han efectuado pruebas modificando variables: la concentración del ácido, nitrato de potasio, cloruro de sodio y la concentración de oxígeno enriquecido.

### 4.1.2 Interpretación

Los resultados obtenidos como cianuración directa a los minerales refractarios no logran disoluciones eficientes, las pruebas metalúrgicas en medio ácido han logrado disoluciones de 37.08 %, por lo que la recuperación total se incrementa de 91.07 % a 94.38 %.

### 4.1.3 Discusión de resultados

Palacios (2012) en su trabajo de investigación utilizando nitrato de sodio, ácido sulfúrico y cloruro de sodio recupera 98 % del oro, la recuperación por lixiviación ácida obtenida en la presente investigación alcanzó 37.08 %, la diferencia de resultados se debe al tipo de mineralogía, los resultados alcanzados en la referencia son mayores a lo alcanzado en el desarrollo de la presente tesis, esta diferencia de resultados es posiblemente al distinto tipo de mineralogía de los minerales estudiados.

Yen et al. (1990) demuestra que utilizando hipoclorito de sodio, ácido clorhídrico y cloruro de sodio logró incrementar la recuperación de oro desde 30 % a 91 %, en consecuencia, el aporte de la lixiviación ácida es de 61 %.

Para validar los resultados obtenidos se ha hecho uso de la estadística, el cual nos ha dejado un modelo matemático que permite la replicación de futuras investigaciones.

$$\% \text{ Rec Au} = -12.93 - 1.72 * [H_2SO_4] + 46.05 * [KNO_3] - 9.9 * [NaCl] + 7.33 * [O_2] \quad (5)$$

Una de las principales limitantes es la dosificación en proporción molar de los reactivos que intervienen en la lixiviación ácida, deben ser constantemente titulados para que la relación estequiométrica no varíe porque perjudicaría la lixiviación del oro.

Si se pierde el control de la dosificación molar se pierde tiempo de lixiviación y también se pasiva la reacción de lixiviación del oro.

Los resultados obtenidos no se pueden generalizar para todos los minerales, son aplicados al mineral procedente del complejo del Marañón, este mineral tiene una caracterización mineralógica que responde a la lixiviación ácida y la dosificación de reactivos que conlleva la investigación, por ello si se aplica a otro tipo de mineral con distinta mineralogía va a tener distintos resultados.

Para la realización de la presente tesis se ha tomado como referencia el método Severo, el cual también utiliza para oxidar la mena, sales oxidantes, la reacción con sales oxidantes utiliza como lixivante el nitrato de sodio y cloruro de sodio la principal diferencia es la adición de oxígeno enriquecido que aporta la presente tesis. Severo en sus estudios reporta recuperaciones de hasta 98 %, la recuperación alcanzada en la presente tesis es 37.08 %. (Palacios, 2012).

La diferencia en los resultados finales se debe fundamentalmente por el tipo de mineralogía, el método Severo emplea minerales oxidados de la mina Huaracane, esta mina contiene minerales oxidados de cobre donde el oro es probable se encuentre libre (no menciona), por ello alcanza recuperaciones de hasta 98 %, sin embargo, en el caso de la tesis propuesta en este trabajo se han realizado con minerales sulfurados refractarios. (Palacios, 2012)

El aporte principal es el uso del oxígeno enriquecido como agente oxidante, su uso ha permitido mejorar la recuperación de oro.

Los resultados obtenidos concuerdan con lo planteado en los objetivos que es el mejoramiento de la recuperación, de 0.37 % se ha elevado a 37.08 %, esta cifra es alentadora, si comparamos resultados obtenidos en otras investigaciones referenciadas es menor, la diferencia es debido al tipo de mineralogía, las referencias han sido desarrolladas con minerales oxidados, en este caso la muestra estudiada es una mena refractaria sulfurada.

## **4.2 Pruebas de hipótesis**

### **4.2.1 Hipótesis general**

Existen en el Perú relaves producto de la cianuración con un valor apreciable, que no han sido aprovechados eficientemente por tratarse de minerales refractarios cuya mayor limitación es la baja recuperación que tienen; para el desarrollo del estudio de la tesis se ha tomado muestras de la relavera del proceso de lixiviación directa por cianuración, la ley de éste relave es 4.80 g/TMS, esta ley es de apreciable contenido de oro, tiene un valor de US \$ 235 por tonelada, la hipótesis es que, si se somete este mineral a una lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido al 90 % de pureza, debe alcanzar una mayor recuperación con respecto a una

lixiviación directa por cianuración mejorando de este modo la rentabilidad del proceso.

#### **4.2.2 Hipótesis específicas**

- a) La reacción de la sal oxidante (nitrato de potasio) en un medio ácido (ácido sulfúrico) formará el oxidante (ácido nítrico) capaz de oxidar y modificar la estructura de los sulfuros.
- b) El ácido nítrico formado por la interacción del ácido sulfúrico con el nitrato de potasio al adicionar cloruro de sodio formará el cloruro de nitrosilo que es uno de los componentes del agua regia, éste componente es un poderoso lixiviante del oro.
- c) La adición de oxígeno enriquecido al 90 % de pureza debe coadyuvar con la oxidación parcial de los sulfuros.

#### **4.2.3 Verificación de la hipótesis general**

La recuperación de oro obtenida en la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido comparado con la lixiviación por cianuración ha sido superior, por cianuración se alcanzó 0.37 % y con el proceso propuesto en la tesis se alcanzó 37.08 %, de este modo la hipótesis formulada se está verificando con los resultados obtenidos.

#### **4.2.4 Verificación de las hipótesis específicas**

En la hipótesis “a” se formula que la reacción química entre el nitrato de potasio con el ácido sulfúrico forme el ácido nítrico, la formación de este

compuesto lo podemos verificar en reacciones químicas posteriores que permitirán seguir formando otros compuestos necesarios para la lixiviación del oro.

En la hipótesis “b”, se espera que el ácido nítrico formado y planteado en “a” al interactuar con el cloruro de sodio se forme el cloruro de nitrosilo, éste hecho lo podemos verificar por los resultados obtenidos, en un medio meramente ácido no es posible lixiviar al metal noble, sin embargo, el cloruro de nitrosilo al ser un componente del agua regia es un lixiviante del oro.

En la hipótesis “c” se plantea que la adición del oxígeno debe ayudar a mejorar la oxidación de los sulfuros y consecuentemente ayudar en la lixiviación del oro, de acuerdo al análisis de varianza el oxígeno no es muy relevante como se esperaba en la formulación de la hipótesis a pesar de que en las pruebas experimentales la adición de oxígeno incrementó la recuperación de 28.74 % hasta 37.08 %, este aporte de 8.33 % de la adición de oxígeno representa en el análisis de varianza un coeficiente de 5.94, si bien esta cifra es positiva pero no es elevada de tal modo que pueda inferir en la recuperación del oro como sí lo es el nitrato de potasio que tiene un coeficiente de 74.18.

La tabla 5, muestra los resultados del análisis de varianza aplicada a las variables independientes y dependientes, en este análisis se observa los reactivos utilizados en la lixiviación ácida.

El coeficiente que mayor incidencia tiene en la recuperación de oro es el mayor positivo; nótese que el coeficiente del nitrato de potasio ( $\text{KNO}_3$ ) es 74.18 y el del oxígeno ( $\text{O}_2$ ) es 5.94, éstos coeficientes en la recuperación de oro alcanzada en la lixiviación por cianuración nos indica que el nitrato de potasio es el de mayor incidencia, el coeficiente del oxígeno representa

un aporte de 8.33 % ya que permitió incrementar de 28.74 % a 37.08 % la recuperación de oro.

**Tabla 5. Variables predictivas en la recuperación de oro**

	<b>Coeficientes</b>	<b>Error típico</b>	<b>Estadístico t</b>	<b>Probabilidad</b>
Intercepción	-15.32	11.90	-1.29	0.33
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	14.96	19.85	0.75	0.53
KNO <sub>3</sub>	74.18	28.36	2.62	0.12
NaCl	-27.77	22.44	-1.24	0.34
O <sub>2</sub> (l/min)	5.94	1.39	4.28	0.05

#### 4.2.5 Identificación de variables

La presente tesis considera las siguientes variables:

##### 4.2.5.1 Variable independiente

Las variables independientes a considerar en la tesis son la caracterización mineralógica y el oxígeno enriquecido.

##### 4.2.5.2 Variable dependiente

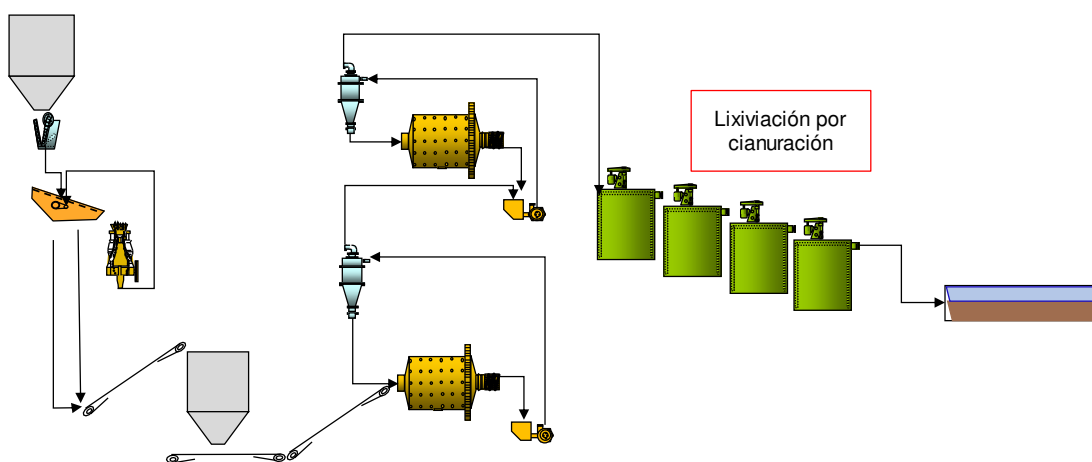
La variable dependiente en la lixiviación ácida es la recuperación de oro.

#### 4.3 Presentación de resultados



Antes de aplicar el método propuesto se han realizado pruebas metalúrgicas variando la concentración de cianuro y determinar la refractariedad del mineral, en efecto aún a concentraciones elevadas de cianuro de sodio, no se ha alcanzado una significativa recuperación, tan sólo recuperó 0.37 %.

En la figura 10, se observa el circuito actual de procesamiento, es el proceso de lixiviación directa por cianuración.



**Figura 10. Flow sheet circuito de lixiviación por cianuración**

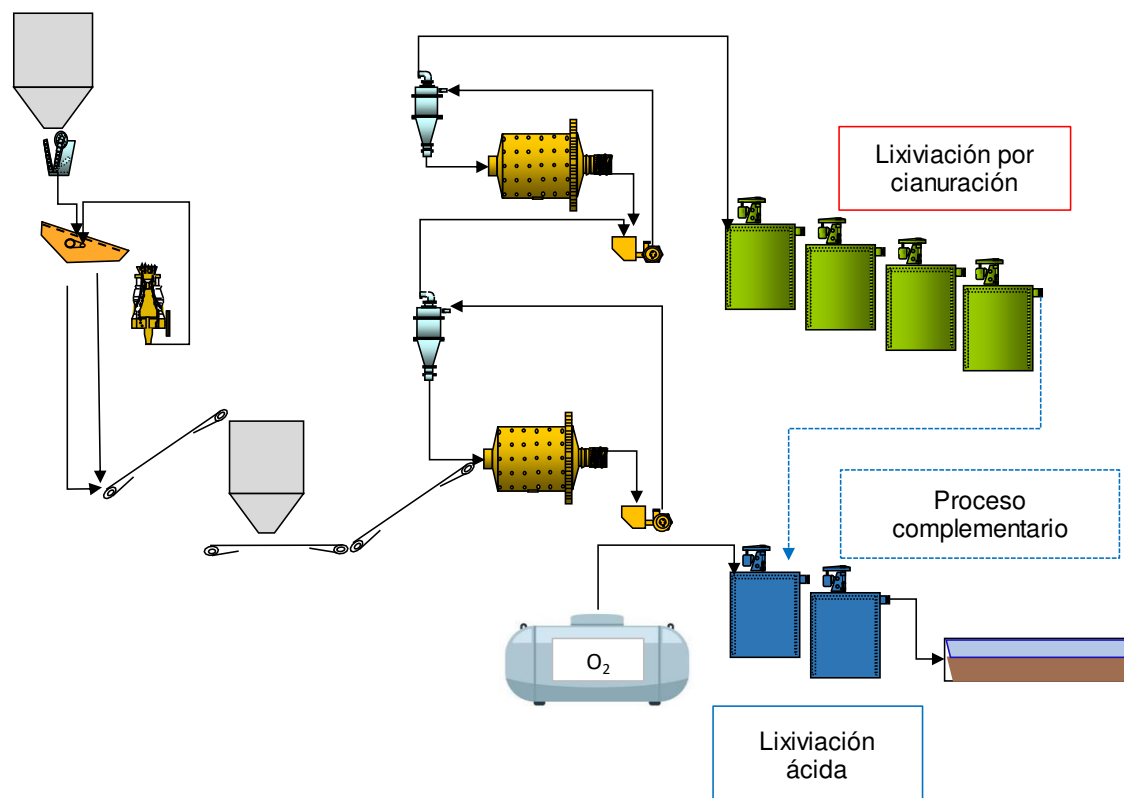
La tabla 6, muestra las recuperaciones de oro por el método de cianuración directa a diversas concentraciones de cianuro de sodio, en la columna Recup. 2, se observa los resultados de relave sometido a lixiviación directa, nótese que hay una variación insignificante, tan sólo ha logrado disolver el 0.37 %.

**Tabla 6. Lixiviación por cianuración a diversas concentraciones de cianuro de sodio**

Compósito	TMS	Ley Cabeza g/TMS	Ley relave g/TMS	Ley cola PM g/TMS	Finos Au cabeza (gr)	Recup. 1 %	Recup. 2 %	Delta Recup %	CC de NaCN (%)	pH
<b>PM 1</b>	1.00	53.73	4.80	4.62	4.80	91.07	91.40	0.33	0.25	10.50
<b>PM 2</b>	1.00	53.73	4.80	4.62	4.80	91.07	91.40	0.33	0.40	10.50
<b>PM 3</b>	1.00	53.73	4.80	4.60	4.80	91.07	91.44	0.37	0.60	10.50
<b>PM 4</b>	1.00	53.73	4.80	4.61	4.80	91.07	91.42	0.35	0.80	10.50

Para comprobar el aporte del oxígeno enriquecido en la recuperación del oro se han realizado pruebas metalúrgicas adicionando y sin adicionar oxígeno enriquecido, en ambos casos el mineral se ha molido a 90 % malla -200, se ha interactuado los reactivos ácido sulfúrico, nitrato de potasio y cloruro de sodio, tiempo de residencia 60 horas, los muestreos para la cinética se han espaciado cada 12 horas, con la adición del oxígeno a razón de 5 litros por minuto se ha alcanzado una recuperación de 37.08 %, sin adicionar oxígeno se alcanzó 28.74 %, en consecuencia el aporte del oxígeno enriquecido en la recuperación de oro es de 8.33 %.

En la figura 11, se muestra el circuito mixto de procesamiento por cianuración y lixiviación ácida.



**Figura 11. Flow sheet circuito mixto: cianuración y lixiviación ácida.**

La tabla 7, muestra los equipos básicos necesarios para la instalación de una planta de lixiviación ácida con capacidad para 30 TPD, con lo cual al mes se procesaría 900 toneladas de mineral aurífero refractario. El costo de instalación es US \$ 126,500.

**Tabla 7. Capex instalación planta de lixiviación ácida**

Equipos requeridos	Unid	Precio Unit US \$	Precio total US \$
Tanque agitador enjebado 15'x15'	2	30,000	60,000
Planta de oxígeno 10 m <sup>3</sup> hora	1	50,000	50,000
Tanque de oxígeno 100 m <sup>3</sup>	1	5,000	5,000
Misceláneos, imprevistos (10%)	1	11,500	11,500
<b>Total</b>			<b>126,500</b>

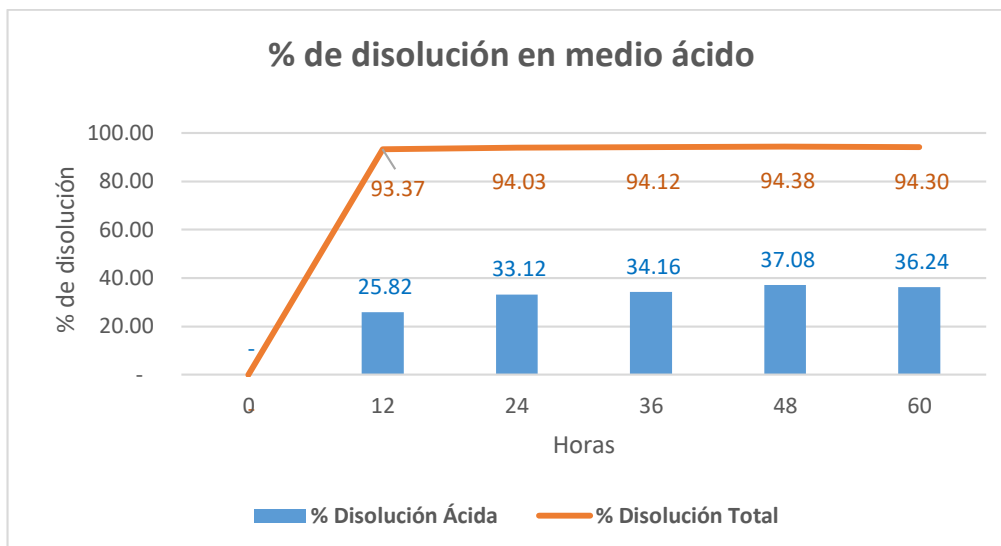
En la tabla 8, se observa la utilidad del procesamiento por lixiviación ácida, el valor del mineral de cabeza es US \$/TM 235, el valor recuperado es US \$/TM 87.20, el costo por tonelada procesada es de US \$ 40.58, realizando el balance económico la utilidad neta sería US \$ 46.62 por tonelada procesada.

La inversión en la instalación de los equipos para la lixiviación ácida es de US \$ 120,000 por lo que el tiempo de retorno de la inversión sería de 3.02 meses.

**Tabla 8. Rentabilidad de procesamiento por lixiviación ácida**

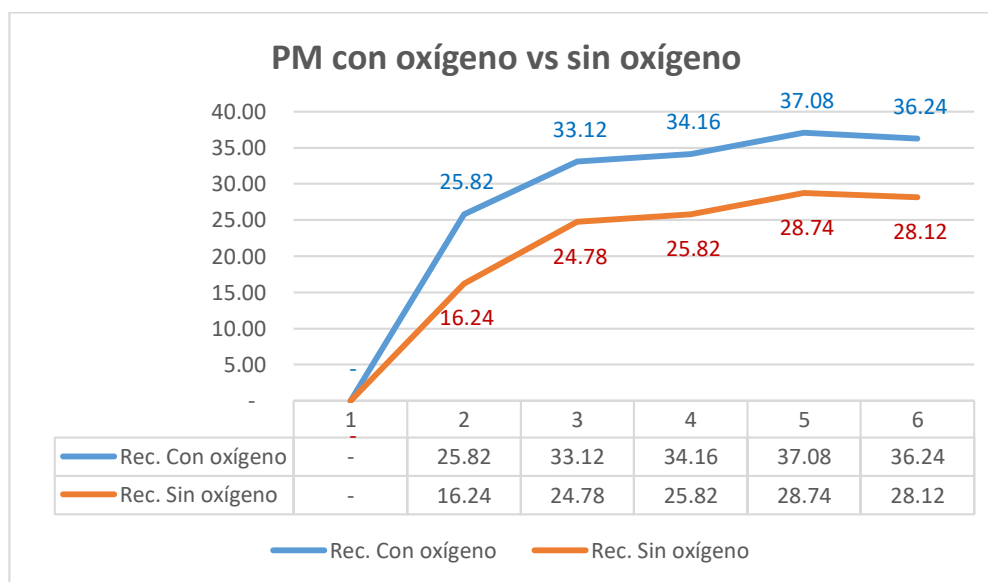
Mineral de cabeza			Lixiviación ácida			
Ley cabeza Oz/TC	Inter US \$ Oz Au	US \$ Ton Min	% Recup	US \$ Recup.	Costo US \$/Ton Min	Utilidad US \$/Ton
0.14	1,680	235	37.08	87.20	40.58	46.62

En la Figura 12, el gráfico de barras muestra las disoluciones alcanzadas en la prueba metalúrgica realizada a 60 horas de lixiviación en medio ácido, el gráfico de líneas muestra la recuperación acumulada entre lixiviación directa por cianuración sumado a la recuperación alcanzada en medio ácido.



**Figura 12. Porcentaje de disolución a 60 horas de lixiviación ácida**

La figura 13, muestra la curva de recuperación de las pruebas metalúrgicas, una de ellas con adición de oxígeno y la otra línea es sin adición de oxígeno.



**Figura 13. Porcentaje de disolución a 60 horas de lixiviación**

Con los resultados obtenidos se ha elaborado el modelo matemático que nos ayude a predecir las recuperaciones del oro, de acuerdo a este análisis, el nitrato de potasio es el que mayor relevancia tiene para alcanzar una mayor recuperación, se observa que el oxígeno tiene menor relevancia por ello es que se sugiere continuar investigando con distintos flujos, variar la pureza del oxígeno; como se citó en la situación problemática son diversas menas que responden a distintos métodos de procesamiento, por ello no podemos dar por concluida el tema del oxígeno como aporte en la recuperación de oro a partir de minerales refractarios.

$$\% \text{ Rec Au} = -15.32 + 14.96(H_2SO_4) + 74.18(KNO_3) - 27.77(NaCl) + 5.94(O_2) \quad (6)$$

En la tabla 9, se muestra las concentraciones de los reactivos y flujo del oxígeno enriquecido utilizados en las pruebas experimentales con los cuales se ha desarrollado el modelo matemático para proyectar la recuperación de oro del mineral estudiado.

**Tabla 9. Concentración de reactivos y flujo de oxígeno utilizado**

H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	KNO <sub>3</sub>	NaCl	O <sub>2</sub>	Recup. Real	Recup. Proyectado
%	%	%	l/min	%	%
0.459	0.099	0.171	4.00	18.21	17.91
0.408	0.297	0.537	2.00	3.57	9.77
0.816	0.198	0.616	4.00	15.71	18.24
0.408	0.099	0.513	3.00	7.14	1.70
0.408	0.099	0.684	10.00	36.58	38.57
0.612	0.396	0.684	5.00	37.08	33.91
0.612	0.396	0.684	5.00	35.71	33.91

## CONCLUSIONES

El objetivo principal de la presente tesis es demostrar que la lixiviación ácida es un método alternativo eficiente para el procesamiento de minerales refractarios, los resultados obtenidos validan que éste método contribuye para mejorar la recuperación de oro.

La recuperación de oro en la lixiviación ácida logró el 28.74 %, con la adición de oxígeno enriquecido al 90 % de pureza, a razón de un caudal de 5 litros por minuto alcanzó una mayor recuperación llegando a 37.08 % en 48 horas de tiempo de lixiviación ácida por agitación.

El resultado de los análisis de caracterización mineralógica ha demostrado que la mena estudiada es refractaria, el oro se encuentra asociado a la arsenopirita y piritas auríferas, con éstos resultados es imposible obtener una mayor recuperación por los métodos convencionales, sin esta caracterización mineralógica no podríamos haber propuesto un método eficiente de procesamiento, para modificar la matriz de las arsenopiritas y piritas era necesario la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido a fin de que la reacción de oxidación sea más veloz.

En la figura 14, se aprecia la partícula de pirita con trazas de oro, éste oro es el que no ha podido ser disuelto por la cianuración directa.





Para determinar el aporte cuantitativo del uso del oxígeno se han realizado pruebas metalúrgicas adicionando distintos flujos de oxígeno con pureza del 90 % de uso industrial, se han considerado flujos menores y mayores a 5 litros por minuto, llegando a la conclusión que la mejor recuperación de oro se alcanzó a un flujo de 5 litros por minuto.

El uso de oxígeno enriquecido en la lixiviación ácida ha logrado incrementar la recuperación de oro en 8.33 % más que a la alcanzada en la lixiviación convencional por cianuración, éste porcentaje es un aporte apreciable logrado por el uso del oxígeno enriquecido, teniendo en cuenta que el mineral estudiado es un mineral refractario de donde ya no era posible incrementar la recuperación por métodos convencionales.

El mineral estudiado en la presente tesis han sido los relaves de un proceso de lixiviación convencional por cianuración directa en ella se alcanzado una recuperación de 91.07 %, el relave analizado tiene una ley de 0.14 oz/TC dado el valor económico que este relave representa se ha optado por investigar la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido como alternativa de procesamiento a fin de incrementar la recuperación de oro, los resultados de estas pruebas metalúrgicas han alcanzado una recuperación de 37.08 %, si ésta recuperación sumamos a la recuperación inicial alcanzada en la lixiviación directa se ha obtenido una recuperación global de 94.38 %, el aporte de la lixiviación ácida es de 3.31 %, este porcentaje de recuperación de oro, incrementa considerablemente a la rentabilidad de la empresa.

En la tabla 10, se observa que cada 1 % alcanzado en la recuperación ácida representa 0.07 US \$/ton de la utilidad global.

**Tabla 10. Equivalencia, utilidad por cada 1 % de oro recuperado**

<b>Descripción</b>	<b>Lixiviación directa</b>	<b>Lixiviación ácida</b>	<b>Total</b>
Recuperación (%)	91.07	3.31	94.38
US \$/ton	1,943	47	1,989
Equiv 1 % Recup. US \$/ton	0.05	0.07	0.12

En los costos de operación la molienda es el que más costo demanda, en este caso al tratarse de relaves producto de una lixiviación directa ya no necesitan mayor molienda, las pruebas metalúrgicas realizadas a las muestras del relave refractario han alcanzado su máxima recuperación a las 48 horas de agitación por lixiviación ácida, este tiempo relativamente es corto por lo que el procesamiento se hace viable económicamente y operativamente.

Como conclusión final podemos mencionar que entre las alternativas de procesamiento para minerales refractarios planteadas por otros autores y tomadas como referencias en la presente tesis son aportes importantes, sin embargo, aún existe mucho por investigar dado la naturaleza y complejidad de los minerales explotados en nuevos yacimientos, éstos como lo mencionamos en la situación problemática responden eficientemente a una determinada técnica de procesamiento no habiendo hasta la fecha una única fórmula que sea aplicada indistintamente a todo tipo de mineral para alcanzar recuperaciones eficientes.

## RECOMENDACIONES

Establecidas las conclusiones de esta investigación se recomienda: utilizar agentes oxidantes alternativos, como el peróxido de hidrógeno, ozono entre otros, como alternativa en reemplazo del oxígeno enriquecido.

Las pruebas metalúrgicas han sido realizadas a temperatura ambiente, se recomienda variar la temperatura de lixiviación ácida en cada prueba experimental a desarrollar. Sobre la variable temperatura debemos citar que es en principio para fines técnico-científicos, el tema económico se tendrá que evaluar ya que la modificación de esta variable genera un costo adicional.

Replicar la lixiviación ácida con otro tipo de menas que no sean necesariamente refractarias y compararlas con los resultados obtenidos por otros métodos convencionales.

Variar los parámetros y concentración de los reactivos que intervienen en la lixiviación ácida.

Aplicar la lixiviación ácida a relaves de flotación que contienen leyes de oro, la presencia de reactivos propios de este proceso como son los xantatos tienen un comportamiento particular en las reacciones químicas generadas durante el proceso y por consiguiente una implicancia en los resultados finales.

Con respecto a la generación de aguas ácidas, se recomienda almacenar temporalmente dentro de una relavera impermeabilizada con

geomembrana y de ahí recuperar las aguas ácidas para su reutilización en el proceso de lixiviación, estas aguas no se van a verter al medio ambiente.

## 5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Abramova, N. A., & Blagovidov, A. S. (2017). Prospects for application of biotechnology in mining industry. *Gornyi Zhurnal*, 74–79. <https://doi.org/10.17580/gzh.2017.07.14>

*Análisis de Varianza (ANOVA)\_ qué es y cómo se usa en estadística.* (n.d.).

Bolaños, E. (2012). *Enero-Junio de 2012.* [https://www.uaeh.edu.mx/docencia/P\\_Presentaciones/tizayuca/gestion\\_tecnologica/muestraMuestreo.pdf](https://www.uaeh.edu.mx/docencia/P_Presentaciones/tizayuca/gestion_tecnologica/muestraMuestreo.pdf)

C. Komnitsas, F. D. P. (1989). Mineralogical characteristics and treatment of refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 2(4), 449–457. [https://doi.org/https://doi.org/10.1016/0892-6875\(89\)90080-0](https://doi.org/https://doi.org/10.1016/0892-6875(89)90080-0)

CÁCERES PÉREZ, S. M. (2018). Influencia Del Modelo Geometalúrgico Para La Optimización De Los Procesos De Explotación Y Beneficio Del Au En El Yacimiento Don Marcelo De La Provincia De Recuay, Ancash - 2017. *Repositorio.Unh*, 138. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/2444>

Filippa, M. A. G. (2010). Biolixiviación y biooxidación de minerales utilizando cepas nativas con capacidad termofílica. *Repositorio Institucional de La Universidad Nacional de La Plata.* <https://doi.org/https://doi.org/10.35537/10915/2699>

Hasab, M. G., Rashchi, F., & Raygan, S. (2013). Chloride-hypochlorite oxidation and leaching of refractory sulfide gold concentrate. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 49(1), 61–70. <https://doi.org/10.5277/ppmp130106>

Hinojosa, O. (2002). Oxidación de sulfuros: importante proceso de pretratamiento. *Revista Metalúrgica UTO*, 23(2078–5593), 31–41. <http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078->

55932002000100006&script=sci\_arttext

- La Brooy, S. R., & Komosa, T. (1992). Oxidant addition during gold ore processing. *AusIMM Extractive Metallurgy Conference*, 147–152.
- Palacios, S. (2012). Lixiviación De Menas Auríferas Con Sales Oxidantes En Medio Ácido Mediante El Proceso Severo. *Revista Del Instituto de Investigación de La Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalurgica y Geográfica*, 5(9), 22–31.  
<https://doi.org/https://doi.org/10.15381/iigeo.v5i9.661>
- Restrepo Baena, O. J., Campos Arango, M. A., & Escobar Gil, S. (2017). *Notas de clase. Metalurgia extractiva*. 8–13.
- Rojas, V. S. A. (2003). MODELO DE LA PREAIREACIÓN EN CONCENTRADO DE ORO PIRÍTICO, PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN. *Revista Del Instituto de Investigación de La Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalurgica y Geográfica*, 6(12), 7–15.  
<https://doi.org/10.15381/iigeo.v6i12.739>
- Saba, M., Mohammadyousefi, A., Rashchi, F., & Moghaddam, J. (2011). Diagnostic pre-treatment procedure for simultaneous cyanide leaching of gold and silver from a refractory gold/silver ore. *Minerals Engineering*, 24(15), 1703–1709. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.09.013>
- Santos, R. (2018). Evaluación de cuatro métodos para recuperación de oro a partir de un mineral refractario. *CIMAV*, 67.  
<http://cimav.repositorioinstitucional.mx/jspui/handle/1004/2323>
- Torres, J. A. G. (2016). Carbón activado de carácter básico para recuperar oro de lixiviados cianurados. *Instituto Potosino de Investigación Científica y Tecnológica A.C.* <http://hdl.handle.net/11627/4911>
- Wang, Q., Hu, X., Zi, F., Qin, X., Nie, Y., & Zhang, Y. (2019). Extraction of gold from refractory gold ore using bromate and ferric chloride solution. *Minerals Engineering*, 136, 89–98. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.02.037>

- Yen, W. T., Pindred, R. A., & Lam, M. P. (1990). Hypochlorite leaching of gold ore. *Advances in Gold and Silver Processing*, 6, 67–74. <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/HYPOCHLORITE-LEACHING-OF-GOLD-ORE.pdf>
- Zhou J.a, Dymov I.b, L. J. . (2018). Geometallurgy and mineralogy of precious metal ores: Importance and application in process selection and plant optimization. *IMPC 2018 - 29th International Mineral Processing Congress*, Pages 220-229. <https://www.scopus.com/record/display.uri?eid=2-s2.0-85059357177&origin=resultslist&sort=plf-f&src=s&sid=133021e1a22d988b381da25ec31cd9b2&sot=b&sdt=b&sl=86&s=TITLE-ABS-KEY%28The+importance+of+mineralogical+characterization+in+refractory+minerals%29&relpos>

## 6. ANEXOS

**Tabla 11. Procedimiento para oxidar mineral sulfurado**

		<b>PROCEDIMIENTO PARA OXIDAR MINERAL SULFURADO</b>		<b>Código:</b> 01-MTPSP/ PORFÍA	LA
<b>Elaborado por:</b>		<b>Aprobado por:</b>	<b>Vigencia de:</b> 01-08-20	<b>Versión N°:</b>	
Renán Gutarra Bernaola		Gerencia de Planta	<b>Hasta:</b>	01	
<b>1. OBJETIVO</b>					
Lograr oxidar de manera eficiente al mineral sulfurado a fin de que las partículas de oro queden expuestas a los reactivos ácidos para la consiguiente disolución del oro.					
<b>2. ALCANCES</b>					
Aplica a los colaboradores del laboratorio de investigación					
<b>3. REFERENCIAS</b>					
Método Severo					
<a href="https://sisbib.unmsm.edu.pe">https://sisbib.unmsm.edu.pe</a>					
<b>4. DEFINICIONES</b>					



Sales oxidantes:
Son agentes oxigenantes que transfieren átomos de oxígeno a la reacción.
KNO <sub>3</sub> :
Nitrato de potasio
NaCl:
Cloruro de sodio
Malla 90% -200:
El 90% de las partículas son igual o menor a 74 micras.
<b>5. PROCEDIMIENTO</b>
Se toma un kg de muestra de mineral sulfurado molido a malla 90 % -200 (74 micras), una vez pesado se procede a introducir en la botella de pruebas metalúrgicas para su respectiva agitación, previamente se adiciona agua en una relación de 2:1 (2 litros de agua por 1 kg de mineral), el proceso de oxidación se va a generar por la interacción de las sales oxidantes y el oxígeno enriquecido, a razón de 10 gr de nitrato de potasio (KNO <sub>3</sub> ), 30 gr de cloruro de sodio (NaCl) y 5 litros de oxígeno por minuto.
<b>6. RECOMENDACIONES</b>
Leer el procedimiento de trabajo antes de ejecutar el trabajo.

La figura 16, muestra los resultados del ensaye ICP-Multielementos del mineral refractario estudiado en la presente tesis.

SOLANDRA SAC


 recepcionch@solandra.pe  
 percy.rojas@solandra.pe

**INFORME DE ENSAYO**

N° : ES21 - 011662

Cliente : COMPAÑÍA MINERA LA PORFIA SAC  
 Referencia : GR N° -002558-21  
 Solicitud de Análisis : ICP - MULTIELEMENTOS  
 Recepción de Muestras :  
   Método : Code VH-ME-ICP2 Análisis por ICP-OES agua regia  
   Descripción : Mineral sulfuro  
   Envase : Bolsa transparente  
   Cantidad : 1  
   Fecha Ingreso : 3-nov.-21

Símbolo de Análito	Ag	Al	As	Ba	Be	Bi
Símbolo de Unidad	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm
Límite Detección	0.2	0.01	3	1	0.5	5
COMPOSITO LA PORFIA	83.1	0.25	> 10000	45	< 0.5	25

Símbolo de Análito	Ca	Cd	Co	Cr	Cu	Fe
Símbolo de Unidad	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Límite Detección	0.01	1	1	1	0.5	0.01
COMPOSITO LA PORFIA	1.12	237	8	23	1030.6	> 15.00

Símbolo de Análito	Ga	Hg	K	La	Mg	Mn
Símbolo de Unidad	ppm	ppm	%	ppm	%	ppm
Límite Detección	10	1	0.01	0.5	0.01	2
COMPOSITO LA PORFIA	< 10	< 1	0.13	5.1	0.14	544

Símbolo de Análito	Mo	Na	Nb	Ni	P	Pb
Símbolo de Unidad	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm
Límite Detección	1	0.01	1	1	0.01	2
COMPOSITO LA PORFIA	2	0.12	3	4	0.02	> 10000

Símbolo de Análito	S	Sb	Sc	Se	Sn	Sr
Símbolo de Unidad	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Límite Detección	0.01	5	0.5	10	10	0.5
COMPOSITO LA PORFIA	> 10.00	140	0.9	< 10	132	17.9

Símbolo de Análito	Te	Ti	Tl	V	W	Y
Símbolo de Unidad	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm
Límite Detección	10	0.01	2	2	10	0.5
COMPOSITO LA PORFIA	< 10	0.01	< 2	43	203	3.6

Símbolo de Análito	Zn	Zr
Símbolo de Unidad	ppm	ppm
Límite Detección	0.5	0.5
COMPOSITO LA PORFIA	> 10000.0	15.3

Lima, 12 de noviembre del 2021

  
 RUBÉN CAMARGO PENA  
 ASISTENTE TÉCNICO EN ANÁLISIS DE MINERALES  
 REG. C. U. N.º 7674

**Figura 16. Ensayo ICP - Multielementos**  
**Fuente.** Laboratorio químico Solandra SAC

**Tabla 12. Abreviaturas, nomenclaturas y composición química presentes en el mineral estudiado.**

Nombre	Símbolo	Composición Química	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	Dureza
Arsenopirita	Apy	FeAsS	6.07	5.0
Carbonatos (calcita)	cac	CaCO <sub>3</sub>	2.71	3.0
Cuarzo	cz	SiO <sub>2</sub>	2.62	7.0
Esfalerita	ef	(Zn,Fe)S	3.9-4.2	3.5-4.0
Mica (flogopita)	flg	KMg <sub>3</sub> (Si <sub>3</sub> Al) O <sub>10</sub> (F, OH) <sub>2</sub>	2.8	2.0-2.5
Galena	gn	PbS	7.4	2.5
Pirita	py	FeS <sub>2</sub>	5.01	6.5

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp14

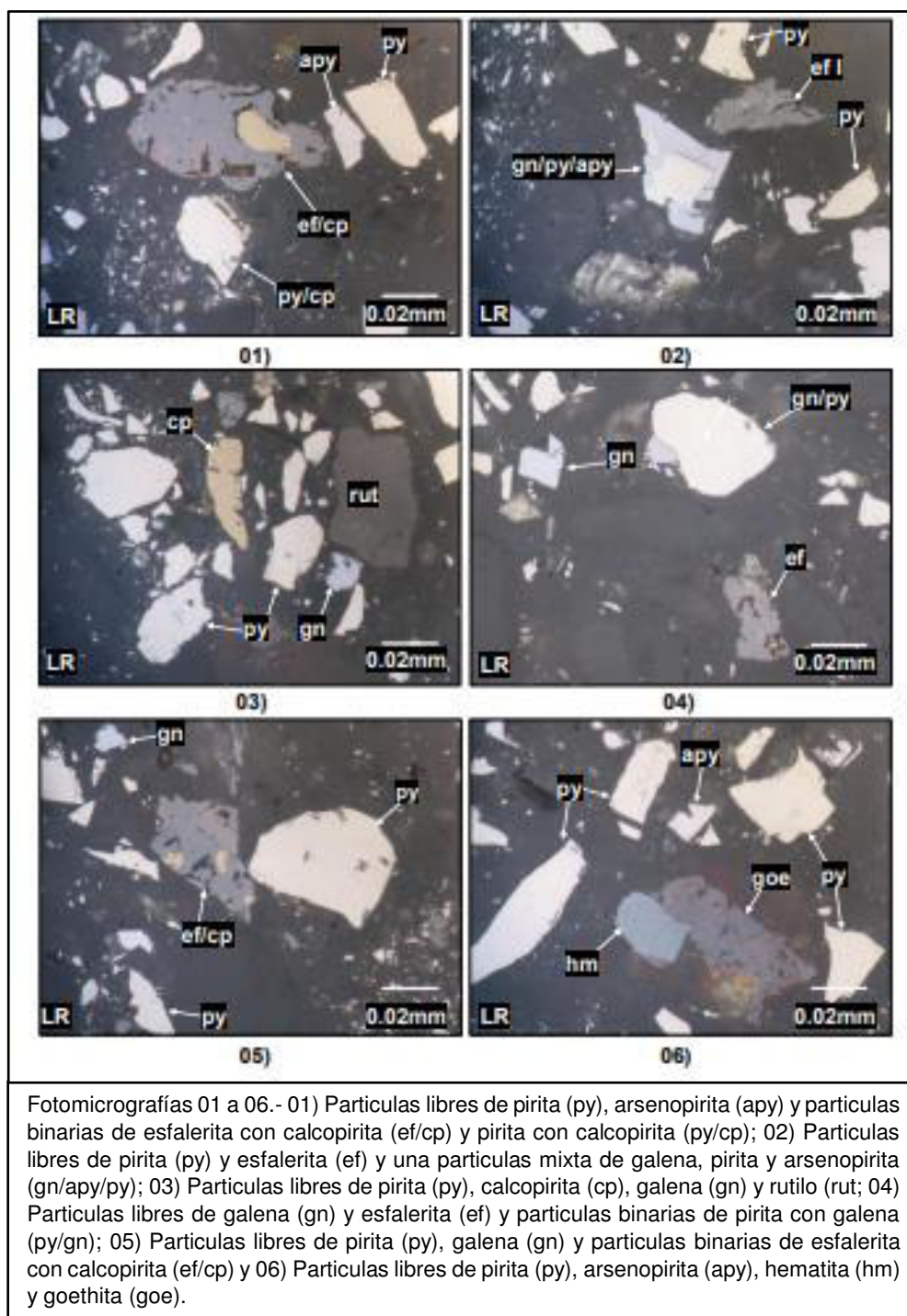
## 6.1 Método estadístico aplicado a resultados

El método estadístico utilizado para encontrar la relación entre las variables de la lixiviación ácida en esta tesis es el análisis de varianza (ANOVA).

El análisis de varianza (ANOVA) surge de los conceptos de regresión lineal. La regresión lineal, en estadística, es un modelo matemático que se utiliza para aproximar la relación de dependencia entre una variable dependiente Y (Porcentaje de recuperación de oro), las variables independientes X (por ejemplo, el flujo de oxígeno enriquecido a 90 % de pureza y la concentración de reactivos utilizados en la agitación de mineral refractario). (*Análisis de Varianza (ANOVA)\_ Qué Es y Cómo Se Usa En Estadística*, n.d.).

## 6.2 Fotomicrografías de la microscopía óptica

La figura 17, muestra las microfotografías de los elementos encontrados por microscopía óptica

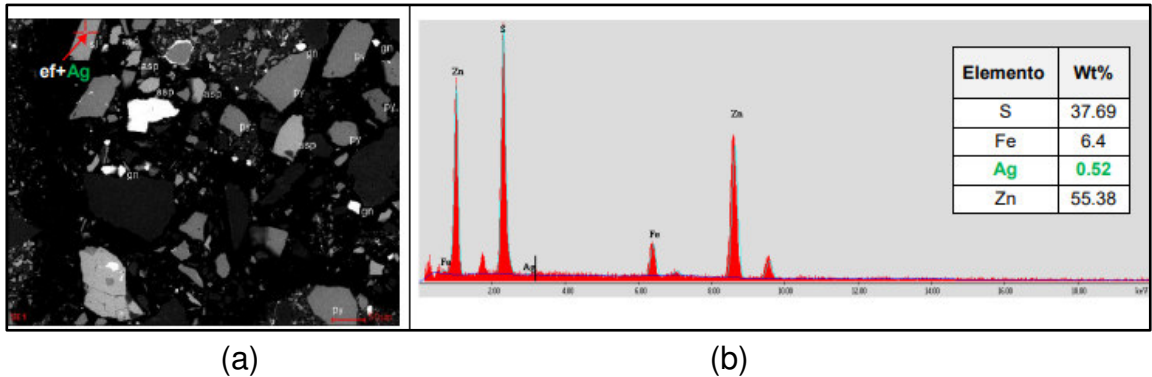


**Figura 17. Fotomicrografías de microscopía óptica**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp12

### 6.3 Difractograma de rayos X

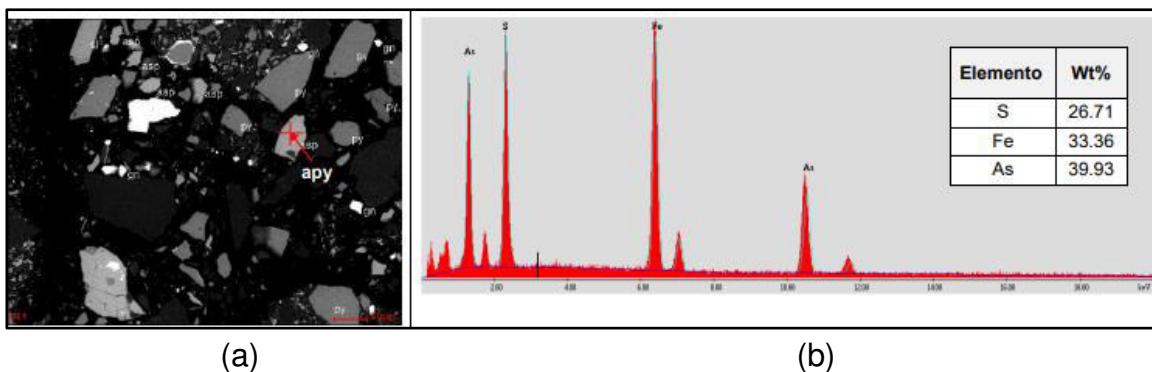
La figura 18, muestra la partícula de esfalerita con inclusiones de plata.



**Figura 18.** a) Partícula libre de esfalerita (ef) con inclusiones de Plata (Ag); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Plata y Zinc.

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp14

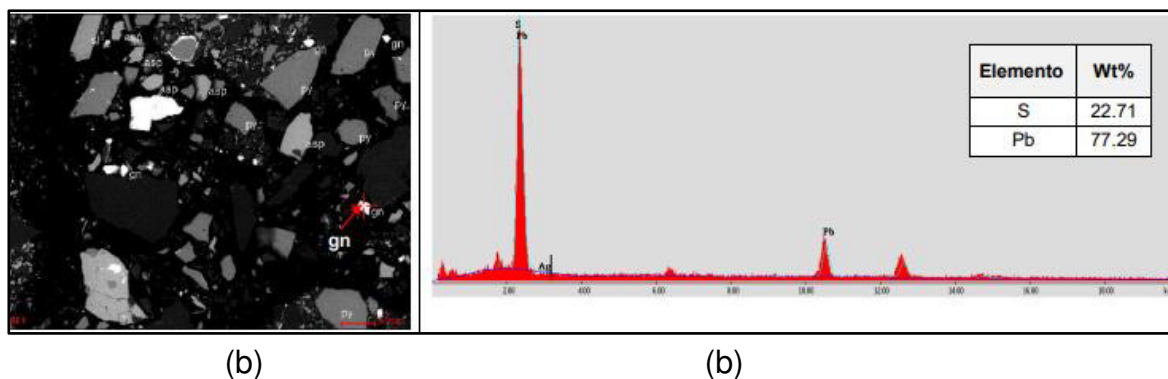
La figura 19, muestra la partícula de arsenopirita y su tamaño aproximado.



**Figura 19.** a) Partícula de Arsenopirita (apy); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Arsénico.

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp15

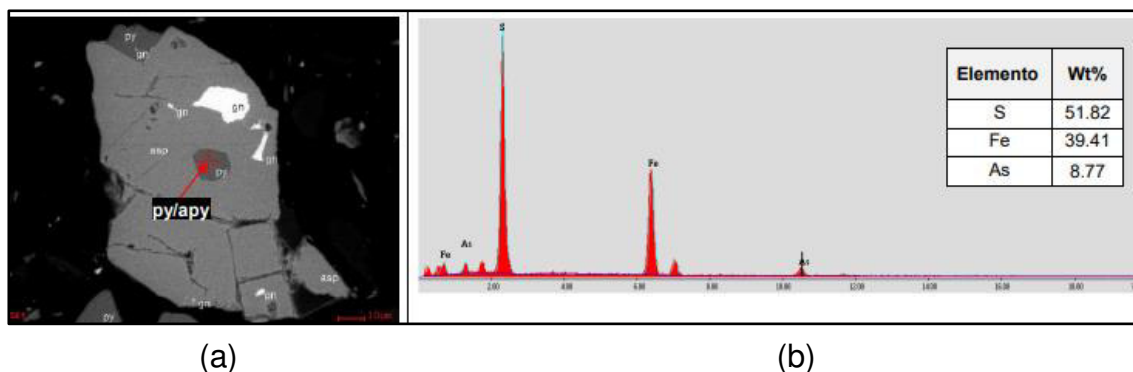
En la figura 20, se observa la partícula libre de galena, así como el tamaño aproximado de la partícula.



**Figura 20. a) Partícula libre de Galena (gn); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre y Plomo.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp16

En la figura 21, se aprecia la presencia de una partícula mixta de pirita en arsenopirita, así como también muestra los elementos del cual está compuesto la partícula.

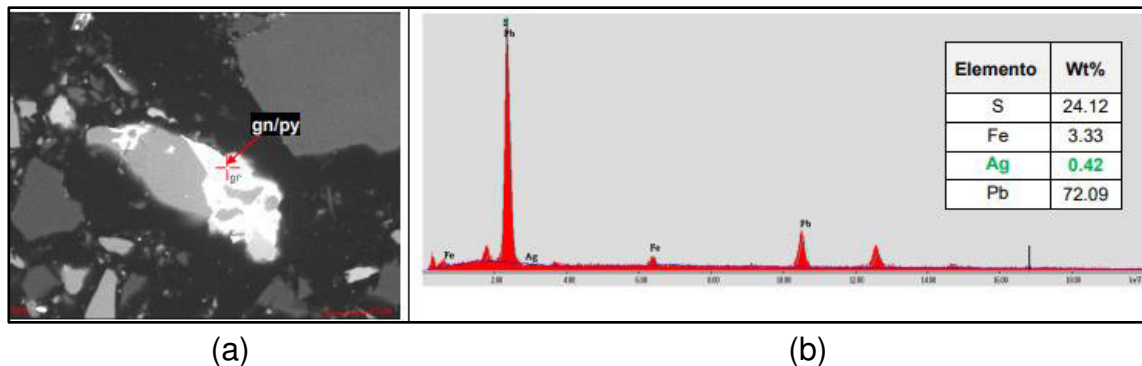


**Figura 21. a) Partícula mixta de Pirita en Arsenopirita (py/apy); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro y Arsénico.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp17



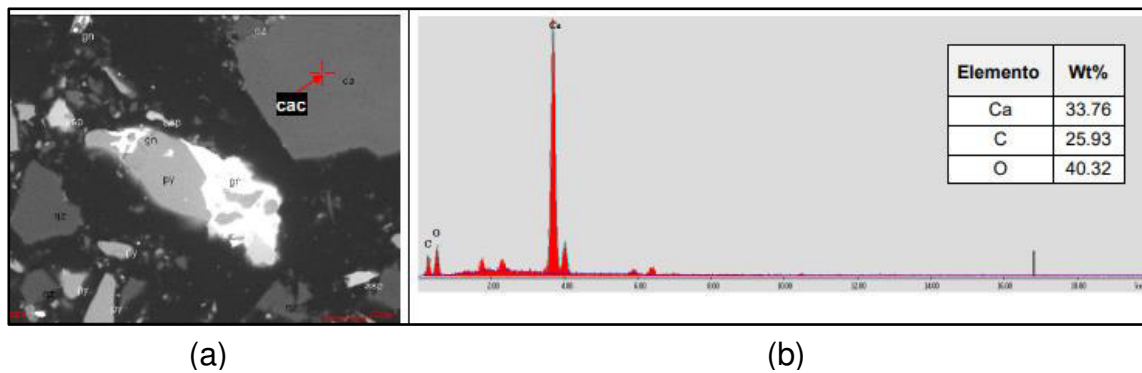
La figura 22, muestra la partícula de galena en pirita y los elementos presentes en la partícula observada.



**Figura 22. a) Partícula de Galena en Pirita (gn/py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Plata y Plomo.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp18

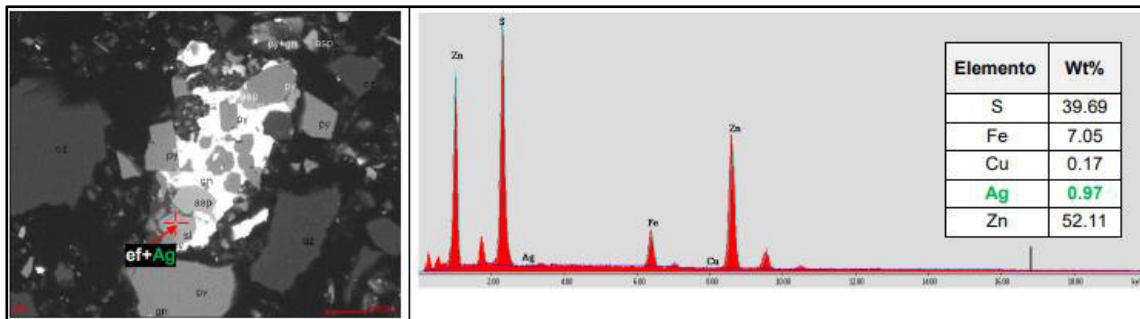
La figura 23, muestra la partícula de calcita, el tamaño aproximado y las especies que conforman la partícula mencionada.



**Figura 23. a) Partícula de Calcita (cac); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Calcio, Carbono y Oxígeno.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp19

En la figura 24, se aprecia la partícula libre de esfalerita, el tamaño aproximado de esta y los elementos presentes en la partícula de esfalerita.



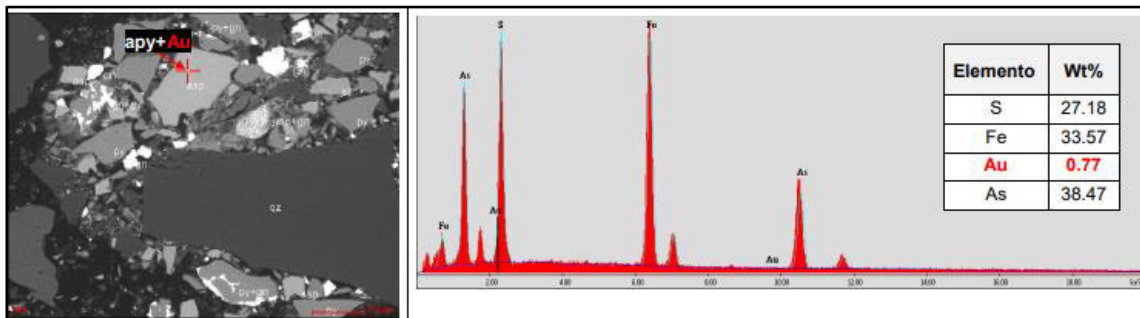
(a)

(b)

**Figura 24. a) Partícula libre de Esfalerita (ef) con inclusiones de Plata (Ag); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Plata y Zinc.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp20

La figura 25, se observa la partícula de arsenopirita con gtrazas de oro, así como los elemntos presentes en la partícula.



(a)

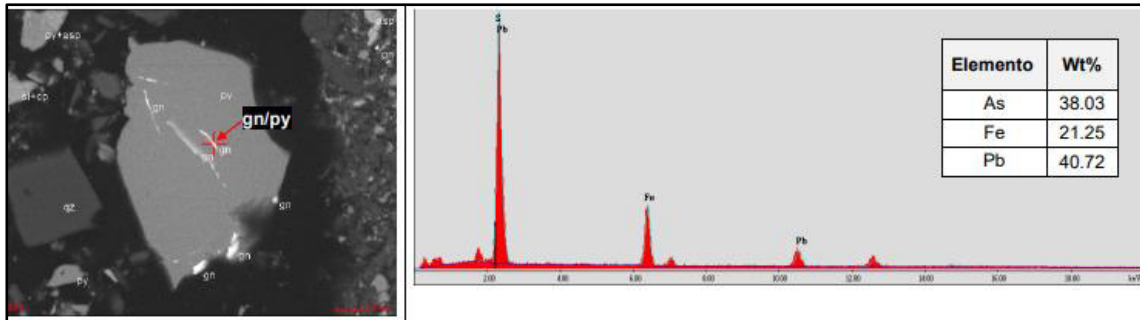
(b)

**Figura 25. a) Partícula de Arsenopirita (apy) con trazas de Oro (Au); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Oro y Arsénico.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp21

En la figura 26 se observa la partícula de galena en pirita, también muestra los elementos presents en la partícula de galena en pirita.





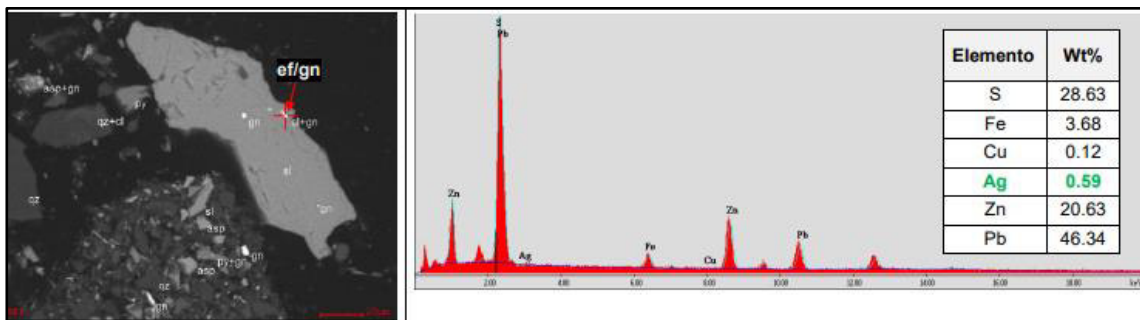
(a)

(b)

**Figura 26. a) Partícula de Galena en Pirita (gn/py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Arsénico, Hierro y Plomo.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp22

La figura 27, muestra la partícula de esfalerita con galena, y en el espectro podemos notar los elementos presentes en la partícula observada.



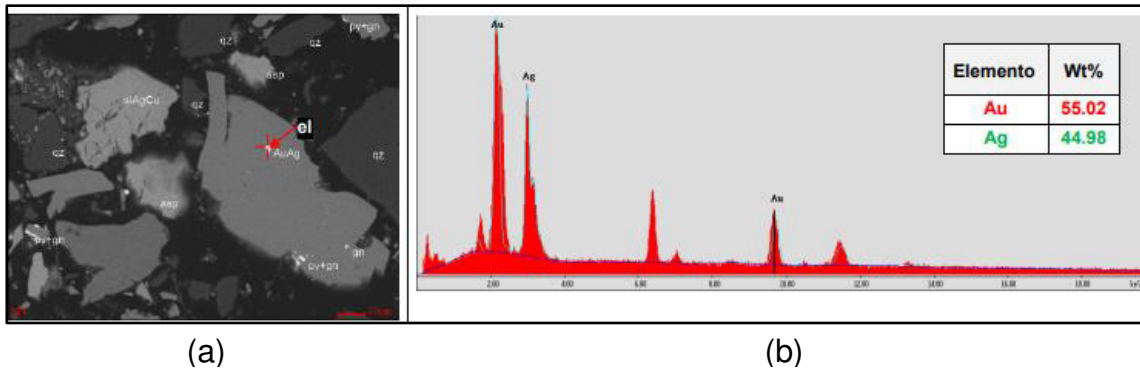
(a)

(b)

**Figura 27. a) Partícula de Esfalerita con Galena (ef/gn); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Plata, Zinc y Plomo.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp23

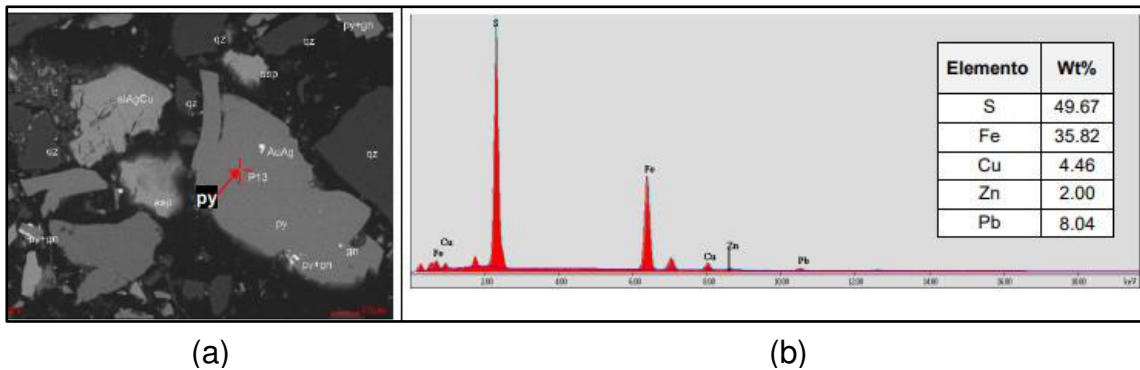
En la figura 28, se aprecia la partícula de electrum incluido en pirita, el espectro muestra los elementos presentes en la partícula.



**Figura 28. a) Partícula de Electrum (el) incluido en Pirita; b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Oro y Plata.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp24

En la figura 29, se observa la partícula de pirita, el espectro muestra los elementos y su porcentaje presente en la partícula de pirita.



**Figura 29. a) Partícula de Pirita (py); b) Espectro la cual muestra los elementos presentes: Azufre, Hierro, Cobre, Zinc y Plomo.**

**Fuente.** Consultoría, capacitación, investigación, laboratorio y proyectos aplicados a la geología, geometalurgia, geotecnia y medio ambiente, pp25