

# **ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL**

## **Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

Diseño del procesamiento de menas auríferas refractarias provenientes del  
Municipio Buenos Aires, Colombia

### **PROYECTO INTEGRADOR**

Previo la obtención del Título de:

#### **Ingeniero de Minas**

Presentado por:

Rosalía Madelaine Jaramillo Chérrez

Nathalie Paulette Muñoz Agila

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

## **DEDICATORIA**

El presente proyecto lo dedico a mi madre, esposo e hijo.

Rosalía Madelaine Jaramillo Chérrez

El presente proyecto lo dedico a mi madre, padre y hermanas, que me han enseñado a trabajar para lograr mis metas, y que el trabajo duro siempre es recompensado.

Nathalie Paulette Muñoz Agila

## **AGRADECIMIENTOS**

Nuestro más sincero agradecimiento a la empresa LEGEMESA S.A., por la apertura para el uso de sus instalaciones e implementos para realizar las pruebas necesarias, a los ingenieros Sergio Rupay, Paulo Valdivieso, al técnico José Cantos, y a nuestro tutor de tesis el ing. José Moreno por compartir sus conocimientos y haber sido un apoyo y guía en todo momento.

## DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Rosalía Madelaine Jaramillo Chérrez, Nathalie Paulette Agila Muñoz* y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

---

**Rosalía Madelaine  
Jaramillo Chérrez**

---

**Nathalie Paulette  
Agila Muñoz**

## **EVALUADORES**

.....  
**Ing. José Ricardo Moreno Chávez**  
PROFESOR DE LA MATERIA

.....  
**Ing. José Ricardo Moreno Chávez**  
PROFESOR TUTOR

## RESUMEN

Esta tesis trata sobre el diseño de procesamiento para menas refractarias auríferas provenientes del distrito Buenos Aires, Colombia. Inicialmente se aplicaron métodos convencionales como la lixiviación con cianuro, donde se extrae aproximadamente 65% de oro. Para obtener extracciones de oro mayores al 80% se propuso la aplicación del método Nitrox, que consiste en aplicar ácido nítrico con el objetivo de oxidar los minerales que contienen al oro, luego el ácido se recupera empleando torres de absorción para ser reutilizado en el proceso.

El proceso comenzó con la caracterización de 2 muestras de la mina Carmelo, mediante técnicas ópticas, petrografía y mineralogía, utilizando láminas delgadas y secciones pulidas se observaron minerales sulfurosos como pirita, calcopirita que causa de refractariedad. Para realizar el proceso de oxidación Nitrox se procedió a realizar ultra molienda llegando a tamaños menores a 40  $\mu\text{m}$ , procediendo después a la oxidación, lavado, filtrado, cianuración y análisis de los relaves.

Los resultados obtenidos que aplicaron el método fueron, el incremento del porcentaje de extracción de oro para la muestra A de 75.89% a 95.87% y para la muestra B de 62.88% a 85.16% dependiendo de la concentración del ácido, tiempo de exposición, tiempo de goteo y tiempo de la lixiviación con cianuro, factores fundamentales en la extracción de oro para dichas muestras.

**Palabras Clave:** Oxidación con ácido nítrico, Cianuración, Refractariedad, Torres de absorción.

## **ABSTRACT**

*This study is about the design of a process for refractory gold ores, originated from the district of Buenos Aires, Colombia. Initially applying conventional methods such as cyanide leaching, it was possible to extract approximately 65% of gold. In order to obtain gold extractions over 80% it was proposed the Nitrox method, which consists on applying nitric acid, with the goal of oxidizing the minerals containing the gold, followed by the recovery of the acid to be reused in the process.*

*The process started with the mineral characterization of 2 samples of the mine Carmelo, using optical techniques, petrography and mineralogy, employing polished thin sections, and polished sections observing sulfide minerals as pyrite, chalcopyrite which cause the refractoriness. The sample preparation starts with fine grinding until reaching a size under 40  $\mu\text{m}$ , then proceeding to the oxidation, washing, filtration, cyanide leaching and tail analysis.*

*The results obtained, applying the method, were increasing the percentage of gold extraction for sample A from 75.89% to 95.87% and for sample B from 62.68% to 85.16% depending on parameters such as acid concentration, time of acid exposure and time of the cyanide leaching.*

**Keywords:** *Nitric acid oxidation, Cyanide leaching, Refractory gold ores, Absorption towers.*

# ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	VI
ABSTRACT.....	VII
ÍNDICE GENERAL.....	VIII
ABREVIATURAS .....	XI
SIMBOLOGÍA .....	XII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	XIV
ÍNDICE DE TABLAS .....	XV
CAPÍTULO 1 .....	1
1. Introducción .....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Justificación del problema .....	2
1.3 Objetivos.....	3
1.3.1 Objetivo General .....	3
1.3.2 Objetivos Específicos .....	3
1.4 Marco teórico .....	3
1.4.1 Caracterización mineralógica .....	3
1.4.2 Menas refractarias.....	4
1.4.3 Menas Doblemente refractarias.....	4
1.4.4 Métodos de pretratamiento.....	4
1.4.5 Tostación.....	5
1.4.6 Oxidación a presión.....	6
1.4.7 Biooxidación .....	6
1.4.8 Oxidación con cloro .....	6

1.4.9	Oxidación con ácido nítrico.....	7
1.4.10	Método NITROX.....	7
1.4.11	Metalurgia del Ácido Nítrico.....	9
1.4.12	Cianuración - Tratamiento convencional.....	9
1.4.13	Ultra molienda .....	10
1.4.14	Torres de absorción de gases .....	10
CAPÍTULO 2.....		11
2.	Metodología .....	11
2.1	Estructura de la investigación .....	11
2.2	Procedimientos .....	13
2.2.1	Preparación del material.....	13
2.2.2	Caracterización del material .....	15
2.2.3	Pruebas de oxidación .....	17
2.2.4	Cianuración .....	17
2.2.5	Reactivos e Insumos .....	19
CAPÍTULO 3.....		21
3.	Resultados y Análisis .....	21
3.1	Preparación del material .....	21
3.1.1	Granulometría .....	21
3.1.2	Caracterización del material .....	22
3.1.3	Secciones pulidas .....	25
3.1.4	Análisis de Fluorescencia de rayos X (FRX) .....	26
3.2	Resultados prueba de cianuración directa .....	31
3.3	Resultados de cianuración realizando ultra molienda .....	32
3.4	Resultados de la oxidación con el ácido nítrico y posterior cianuración .....	33

CAPÍTULO 4.....	54
4. Conclusiones Y Recomendaciones.....	54
4.1 Conclusiones.....	54
4.1.1 Oxidación con HNO <sub>3</sub> .....	54
4.1.2 Torres de Absorción.....	54
4.1.3 Lixiviación con NaCN.....	55
4.2 Recomendaciones.....	55
4.2.1 Oxidación con HNO <sub>3</sub> .....	55
4.2.2 Torres de Absorción.....	56
4.2.3 Lixiviación con NaCN.....	56
BIBLIOGRAFÍA.....	57
APÉNDICES.....	59

## ABREVIATURAS

ESPOL Escuela Superior Politécnica del Litoral

FRX Fluorescencia de rayos X

Conc. Concentración

Ens. Ensayada

Calc. Calculada

Acum. Acumulada

## SIMBOLOGÍA

g	Gramo
kg	Kilogramo
t	Tonelada
ppm	Partes por millón
l	Litros
g/t	Gramos por tonelada
g/l	Gramos por litro
°C	Grados Celsius
pH	Potencial de hidrógeno
h	Horas
min	Minutos
Au	Oro
Ag	Plata
Cu	Cobre
HNO <sub>3</sub>	Ácido nítrico
Na <sub>2</sub> O	Óxido de sodio
MgO	Óxido de magnesio
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Óxido de aluminio
SiO <sub>2</sub>	Óxido de silicio
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Óxido de fósforo
S	Azufre
Cl	Cloro
K <sub>2</sub> O	Óxido de potasio
CaO	Óxido de calcio
TiO <sub>2</sub>	Óxido de titanio
Cr	Cromo
MnO	Óxido de manganeso

$\text{Fe}_2\text{O}_3$	Óxido de Hierro III
Co	Cobalto
Zn	Zinc
As	Arsénico
Sr	Estroncio
Zr	Zirconio
Cd	Cadmio
Sb	Antimonio
Pb	Plomo
Rb	Rubidio
Hg	Mercurio
NaCN	Cianuro de sodio
$\text{Ca}(\text{OH})_2$	Cal apagada
$\text{C}_{28}\text{H}_{31}\text{ClN}_2\text{O}_3$	Rodamina
$\text{AgNO}_3$	Nitrato de plata
kPa	Kilo Pascal
p/p	Peso/peso

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Diagrama de metodología a seguir .....	12
Figura 2.2. Molino planetario.....	13
Figura 2.3. Tamizador de laboratorio Ro-Tap marca Tyler .....	14
Figura 2.4. Analizador de distribución de tamaño de partículas por dispersión láser marca HORIBA .....	14
Figura 2.5. Equipo de análisis de fluorescencia de rayos Supermini200 marca RIGAKU.....	16
Figura 2.6. Prensa de 30 t marca MEGA .....	17
Figura 2.7. Filtro prensa .....	18
Figura 2.8. Horno de secado.....	19
Figura 3.9. Cinética de cianuración de ensayos para la muestra A. ....	45
Figura 3.10. Cinética de cianuración de ensayos para la muestra B. ....	52

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Resumen de los procesos de pretratamiento (Marsden, 2006) .....	5
Tabla 1.2. Parámetros utilizados en procesos de oxidación con ácido nítrico (Marsden, 2006) .....	7
Tabla 2.3. Datos de análisis granulométrico por dispersión láser, muestra A.....	15
Tabla 2.4. Datos de análisis granulométrico por dispersión láser, muestra A.....	15
Tabla 2.5. Reactivos para la oxidación.....	19
Tabla 2.6. Reactivos para la determinación del ácido recuperado .....	19
Tabla 2.7. Reactivos para la lixiviación .....	20
Tabla 3.8. Datos del Análisis granulométrico muestra A .....	21
Tabla 3.9. Datos del Análisis granulométrico muestra B .....	22
Tabla 3.11. Identificación de minerales en muestra A .....	23
Tabla 3.12. Identificación de minerales en muestra B .....	24
Tabla 3.13. Identificación de minerales en muestra A .....	25
Tabla 3.14. Identificación de minerales en muestra B .....	25
Tabla 3.15. Composición química de la muestra A, antes de la oxidación. ....	26
Tabla 3.16. Composición química de la muestra B, antes de la oxidación. ....	27
Tabla 3.17 Composición química de relaves, muestra A, material ultra molido .....	28
Tabla 3.18 Composición química de relaves, muestra A, material ultra molido.....	29
Tabla 3.19 Composición química de relaves muestra B, material ultra molido .....	30
Tabla 3.20. Resultados de primera prueba de cianuración .....	31
Tabla 3.21. Resultados de cianuración con material ultra molido.....	32
Tabla 3.22. Resultados de ensayo 1 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido .....	33
Tabla 3.23. Resultados de ensayo 2 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido .....	34
Tabla 3.24. Resultados de ensayo 3 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido .....	36
Tabla 3.25. Resultados de ensayo 4 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido .....	37

Tabla 3.26. Resultados de ensayo 5 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.....	38
Tabla 3.27. Resultados de ensayo 6 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.....	39
Tabla 3.28. Resultados de ensayo 7 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.....	40
Tabla 3.29. Resultados de ensayo 8 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.....	42
Tabla 3.30. Resultados de ensayo 9 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.....	44
Tabla 3.31. Resultados de ensayo 1 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.....	47
Tabla 3.32. Resultados de ensayo 2 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.....	49
Tabla 3.33. Resultados de ensayo 3 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.....	50

# CAPÍTULO 1

## 1. INTRODUCCIÓN

### 1.1 Descripción del problema

La mena proveniente del municipio Buenos Aires, Colombia, tiene altos contenidos de sulfuros donde se encuentra el oro ocluido en una matriz de pirita. Mediante pruebas de cianuración se ha comprobado que el proceso sin un tratamiento previo es ineficiente, obteniendo bajos porcentajes de liberación de oro.

Existen varios métodos para realizar pretratamiento a menas refractarias, uno de los más aplicados es la tostación, debido a los problemas ambientales y sociales que acarrea aplicar este proceso, se ha descartado de este estudio y se ha optado la alternativa de realizar pretratamiento a la mena en un medio ácido, utilizando ácido nítrico para la oxidación de la mena.

Sin embargo, hay ciertas consideraciones para tener en cuenta, como la reutilización del ácido nítrico en el proceso y la neutralización de la mena antes de la cianuración.

Este método otorga mayor libertad para eliminar el hierro, arsénico y el azufre de la solución eliminando la posibilidad de precipitar especies que no permitan la extracción del oro.

Por último, se debe considerar que en el tratamiento de oxidación se liberan varias especies minerales que pueden ocasionar interferencia y grandes consumos de reactivos en la cianuración posterior.

## **1.2 Justificación del problema**

Desde 1970 hasta la actualidad, se han realizado investigaciones dirigidas al tratamiento de menas refractarias que por definición son aquellas que no pueden procesarse efectivamente mediante la cianuración directa.

La compleja naturaleza mineralógica de los minerales sulfurosos donde el oro se encuentra asociado disminuye la capacidad de extraer satisfactoriamente el metal mediante métodos convencionales, dando lugar al desarrollo de investigaciones en el método de pretratamiento con ácido nítrico, conocido como el método NITROX.

La industria minera debido al alza de precio del oro busca desarrollar alternativas y técnicas para tratar yacimientos con menas refractarias. El proceso probado comercialmente a nivel mundial es la tostación, éste genera gases que contienen S, As, Sb y Hg que contaminan el medio ambiente. Estos gases podrían procesarse, sin embargo, dichos procesos y su control implican altos costos, lo que conlleva al desarrollo de tecnología y técnicas hidrometalúrgicas más eficientes que la tostación; como la oxidación a presión que requiere equipos de alta presión y temperatura, biooxidación que necesita extensos periodos de tratamiento previo y restricción en el contenido de As, oxidación química que trabaja bajo condiciones de oxidación severa. Dentro del grupo de oxidación química, se desarrolla la oxidación con ácido nítrico para minerales de sulfuro refractarios cuyo proceso puede trabajar a temperatura y presión atmosférica, dando lugar a la reutilización del ácido nítrico mediante el uso de torres de absorción.

Los procesos hidrometalúrgicos se desarrollan debido al alza de precio del oro y a la disminución de yacimientos auríferos de fácil extracción, creando la necesidad de explotar cuerpos minerales refractarios. Debido a las razones mencionadas se realiza la investigación de menas refractarias provenientes de Colombia aplicando el método NITROX.

Logrando diseñar un proceso para pretratamiento de menas refractarias enfocado en aumentar el porcentaje de extracción de oro, mejorando los réditos económicos de la compañía minera y abriendo horizontes de investigación en el país.

### **1.3 Objetivos**

#### **1.3.1 Objetivo General**

Diseñar un proceso metalúrgico de menas auríferas refractarias provenientes del Municipio Buenos Aires, Colombia aplicando el Método NITROX para una eficiente extracción de oro.

#### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- Establecer la caracterización mineralógica a través de técnicas de mineralogía óptica del material proveniente de la mina El Carmelo, para conocer su composición.
- Evaluar el porcentaje de extracción de oro mediante el empleo del método NITROX como pretratamiento para oxidar la mena refractaria.
- Determinar el porcentaje de recuperación de ácido nítrico de la torre de absorción mediante ensayos de volumetría con el fin de emplearlo en la reutilización del proceso.

### **1.4 Marco teórico**

#### **1.4.1 Caracterización mineralógica**

También conocido como análisis mineralógico, es el estudio para determinar la composición mineral y su estructura. Este análisis puede ser utilizado para identificar especies minerales con sus asociaciones para entender sus características y propiedades como textura, tamaño de granos, mineralogía de la ganga. Este proceso es importante ya que puede afectar los resultados de

recuperación de la mena debido a las reacciones durante el proceso (Zeiss, 2007).

Para lograr este proceso un recurso esencial es la microscopía óptica en luz reflejada, debido a que esta luz permite identificar los minerales sulfurosos mediante su reflectividad, dureza, clivaje, y otras características mineralógicas. Además, se aplica microscopía de luz transmitida, la cual sirve para determinar y cuantificar la mineralogía de la ganga (Marsden, 2006).

#### **1.4.2 Menas refractarias**

Los minerales de oro se definen refractarios cuando al menos el 80% del metal no puede extraerse mediante cianuración convencional incluso posterior a la molienda fina. Se produce la refractariedad cuando el oro de grano fino o tamaño submicroscópico se encuentra encapsulado en minerales de sulfuro, como pirita, pirrotina y arsenopirita (Gudyanga, Mahlangu, Roman, Mungoshi, & Mbeve, 1999). Estos minerales deben ser tratados previamente para descomponer o modificar la matriz sulfurosa y liberar el oro, para aplicar un método convencional (Climo, Watling, & Van Bronswijk, 2000).

#### **1.4.3 Menas Doblemente refractarias**

Un mineral es doblemente refractario cuando contiene sulfuros y materia carbonácea. El tratamiento para estas menas es similar a los procesos aplicados en los minerales refractarios, incluyendo tostación, oxidación química y biooxidación. La diferencia es que se debe combatir el efecto producido por el material carbonáceo previo a la aplicación de métodos convencionales, como la cianuración (Li, 2009).

#### **1.4.4 Métodos de pretratamiento**

Los métodos de pretratamiento se dividen en dos categorías: hidrometalúrgica y pirometalúrgica, se detallan en la tabla 1.1:

**Tabla 1.1. Resumen de los procesos de pretratamiento** (Marsden, 2006)

Proceso	Métodos de pretratamiento	Desarrollo de tecnología	Tipos de minerales tratados
Pirometalúrgico	Tostación	Probado comercialmente	Menas refractarias sulfurosas, arseniosas, carbonáceas y de teluros.
Hidrometalúrgico	Oxidación a presión	Probado comercialmente	Menas refractarias sulfurosas y arseniosas.
	Biooxidación	Probado comercialmente en concentrados de flotación; No probado para el mineral completo.	Menas refractarias sulfurosas y arseniosas. Oro asociado a arsenopirita, marcasita.
	Oxidación con cloro	Probado comercialmente	Minerales carbonosos, minerales de telurio con bajo contenido de azufre.
	Oxidación con ácido nítrico	Probado comercialmente para concentrados de plata, no para oro.	Concentrados refractarios con contenidos en plata, cobre y antimonio.

### 1.4.5 Tostación

Es un proceso que permite transformar la composición química de un mineral metálico mediante la aplicación de altas temperaturas sin cambio en su estado sólido, donde las sustancias gaseosas se quedan en la atmósfera del horno hasta darles un determinado tratamiento. Se aplica dependiendo de la mineralogía de la mena, ya sea óxidos, sulfuros. Existen 3 tipos de tostación que son: oxidante, reductora y clorurante (Marsden, 2006).

Sin embargo, debido a las regulaciones del país donde se va a realizar la operación y también dependiendo de las restricciones sociales, puede

dificultarse su aplicación. Debido a que un proyecto no puede realizarse si alguna de las razones antes mencionadas se cumple.

#### **1.4.6 Oxidación a presión**

Los métodos de oxidación a presión utilizan parámetros similares que los realizados en medio ácido como temperatura, presión, oxigenación. Principalmente son desarrollados en medios alcalinos o neutros (Marsden, 2006).

Este proceso es aplicable a menas refractarias que contienen grandes cantidades de carbonatos que consumen ácido pero que tienen bajos contenidos de sulfuros, razón por la que no es adecuado aplicar técnicas de pretratamiento de oxidación en medio ácido (Gudyanga et al., 1999).

#### **1.4.7 Biooxidación**

Es el uso de los procesos químicos y biológicos que ocurren naturalmente para oxidar minerales sulfurosos. Estos procesos ocurren lentamente en la naturaleza en donde las condiciones para oxidaciones biológicas son raramente óptimas. Sus parámetros principales son: temperatura, pH, humedad, disponibilidad de oxígeno, y requerimiento de nutrientes (Whitlock, 1997).

Esta técnica ha sido probada comercialmente para el tratamiento de menas refractarias, demostrando tener gran eficiencia y efectividad en los costos. Sin embargo, requiere de grandes periodos de investigación para lograr el desarrollo de las bacterias que puedan oxidar las menas. Estas investigaciones no siempre tienen resultados positivos ya que no se puede replicar debido a las diferencias mineralógicas de cada material (Miller & Brown, 2005).

#### **1.4.8 Oxidación con cloro**

Las soluciones acuosas de cloro tienen grandes capacidades oxidantes y han sido utilizadas como oxidantes en agua y tratamiento de desechos. En la década de 1960 se desarrolló la cloración de menas carbonáceas de menas de oro,

donde fue utilizada principalmente para desactivar el preg-robbing. Este proceso utiliza parámetros similares que los realizados en medio ácido como temperatura, presión, oxigenación (Deng, 1992).

En este proceso se oxidan todos los sulfuros asociados con el oro, como la pirita, y arsenopirita, los cuales pueden ser precipitados y recuperados como productos estables en vez de formar complejos que dificultan la lixiviación (Marsden, 2006).

#### 1.4.9 Oxidación con ácido nítrico

El ácido nítrico es un oxidante fuerte para los minerales de sulfuro refractarios (Li, 2009).

La oxidación del ácido nítrico tiene el potencial de proporcionar la cinética más rápida de las rutas de oxidación hidrometalúrgica, sin embargo, ninguno de los otros procesos de oxidación basados en ácido nítrico (Arseno, Nitrox, Redox) se han aplicado comercialmente debido a su relativa complejidad y alto costo. (Marsden, 2006)

A continuación, se presenta una tabla sobre los parámetros generales usados en cada uno de los procesos de oxidación con ácido nítrico.

**Tabla 1.2. Parámetros utilizados en procesos de oxidación con ácido nítrico**  
(Marsden, 2006)

Proceso	Temperatura (°C)	Presión (kPa)	Concentración HNO <sub>3</sub>
Arseno	60 – 80	100 – 700	140 a 180 g/l
Nitrox	85 – 95	Atm	10% (p/p)
Redox	195 – 210	345	70 a 110 g/l
Sunshine	50 – 170	200 – 300	2 g/l

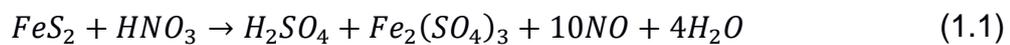
#### 1.4.10 Método NITROX

Es un proceso de pretratamiento oxidante para concentrados de oro y plata, que utiliza ácido nítrico, convirtiendo los sulfuros en óxidos, logrando que el oro y la

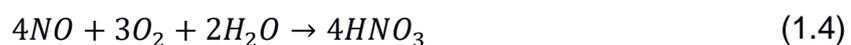
plata presentes sean tratables mediante procesos de extracción como la cianuración (Fair, Schneider, & Van Weert, 2013).

Para el proceso Nitrox es de principal importancia las reacciones de arsenopirita y pirita en un medio ácido, en este caso ácido nítrico. El objetivo de este proceso es la solubilización del hierro, el azufre y el arsénico, ya que se requiere retirar estos elementos en una forma fácil y segura. Precisamente porque representan un obstáculo para técnicas posteriores como la cianuración, debido a que son sustancias cianicidas (Monhemius, 1987).

Este método se realiza a temperatura ambiente, a presión atmosférica, con altas concentraciones de ácido nítrico. Durante el proceso ocurre la siguiente reacción principal (ver ecuación 1.1):



Donde en forma de gas, se libera el ácido sulfúrico y el óxido de nitrógeno que deberá ser regenerado posteriormente para reutilizarlo en el proceso, esto se da en varias etapas:



Se utilizan torres de absorción para dar tratamiento al óxido nítrico que se genera al reaccionar el ácido nítrico con el material sulfuroso. Este producto entra en contacto con una atmosfera de oxígeno formando  $NO_2$  (ver ecuación 1.2), el  $NO_2$  es un compuesto altamente soluble en agua produciendo  $HNO_3$ , (ver ecuación 1.3).

Para tratar el óxido nítrico que no se logra recuperar inicialmente, se aumentan las etapas de oxidación y lavado, garantizando que todo el NO sea regenerado (ver ecuación 1.4).

El óxido nítrico formado a partir de la descomposición de los sulfuros debe recuperarse por razones ambientales y económicas (Marsden, 2006).

#### **1.4.11 Metalurgia del Ácido Nítrico**

La función del ácido nítrico es solubilizar el elemento de interés para separarlo de otros elementos que también se solubilizan. El tratamiento con ácido nítrico para minerales que contienen oro difiere en ese sentido puesto que el oro no se solubiliza (Li, 2009). Cada mineral tiene diferente reactividad en el ácido nítrico produciendo cantidades variables de azufre elemental (Prater, Queneau, & Hudson, 1973).

La oxidación de sulfuros minerales con ácido nítrico produce gases nitrosos, que luego vuelven a transformarse en ácido nítrico. La reducción potencial estándar de ácido nítrico es 0.96 V, que comparado con el oxígeno es 1.23V, sin embargo, tiene una ventaja cinética por la transferencia de masa que logra ser eficiente sobre la superficie del mineral y no se limita al rango de transferencia del gas oxígeno al licor, o a la solubilidad del oxígeno en sistemas acuosos a altas temperaturas (Flatt & Woods, 1995).

#### **1.4.12 Cianuración - Tratamiento convencional**

La lixiviación es la disolución de un metal o mineral en líquido, principalmente en la industria metalúrgica se utiliza el cianuro que forma complejos estables con el oro para la extracción de este de las diferentes menas. Relativamente es de bajo costo y es efectivo en la disolución de oro y plata por su selectividad con estos elementos, ya que forma complejos estables, es biodegradable por lo cual es utilizado en la industria.

La reacción final de oro en solución alcalina cianurada, considerando las reacciones anódicas y catódicas, se da mediante la ecuación 1.5 propuesta por Elsner:



Los factores que tienen mayor impacto en el porcentaje de disolución de oro son: concentración de cianuro y oxígeno que es el principal agente oxidante utilizado, temperatura, pH, área de exposición del oro, grado de agitación, pureza del oro y presencia de otros iones en solución (Marsden, 2006).

#### **1.4.13 Ultra molienda**

Este proceso consiste en moler el material hasta un tamaño de partícula extrafino que comprende tamaños menores a 75 micras con el objetivo de alcanzar el grado de liberación y poder utilizar métodos convencionales como la cianuración (R. Parga, J & R. Carrillo, 1996).

#### **1.4.14 Torres de absorción de gases**

Los absorbedores de gas son utilizados en la industria como dispositivos para separación de gases, recuperación de productos y control de contaminación.

Se utiliza la absorción como un proceso en el que los componentes solubles de una mezcla de gases se disuelven en un medio líquido. Este proceso puede clasificarse en absorción física y absorción química. En la absorción física los compuestos son capturados por el solvente, mientras que en la absorción química el compuesto y el solvente reaccionan (Li, 2009).

Para la absorción de gases se utilizan torres o columnas cilíndricas esbeltas con relleno o platos, usualmente con el gas y el líquido a contracorriente en su interior. Dentro se colocan dispositivos para promover el contacto entre las diferentes fases (Rueda Lillo, 2016).

# CAPÍTULO 2

## 2. METODOLOGÍA

### 2.1 Estructura de la investigación

La metodología consta de tres fases, en la primera se realiza la caracterización del material determinando los minerales contenidos en la mena, para ello se elaboran láminas delgadas de las muestras, secciones pulidas, análisis de fluorescencia de rayos X (FRX), y pruebas de cianuración para conocer el porcentaje de extracción de oro y determinar si existe refractariedad. En la segunda fase se prepara el material para las pruebas de oxidación con ácido nítrico, se cuartea y pulveriza para obtener muestras de 0,5 kg.

En la última fase se realiza el pretratamiento a la muestra, utilizando ácido nítrico para oxidarla, luego se lixivia con cianuro y se determina el porcentaje de extracción de oro. La solución resultante del proceso de lavado de gases se analiza para calcular el porcentaje de ácido nítrico recuperado.

Las pruebas se desarrollan a diferentes concentraciones de ácido nítrico, porcentaje de sólidos en pulpa, tiempo de oxidación y de adición de ácido nítrico, concentración de cianuro.

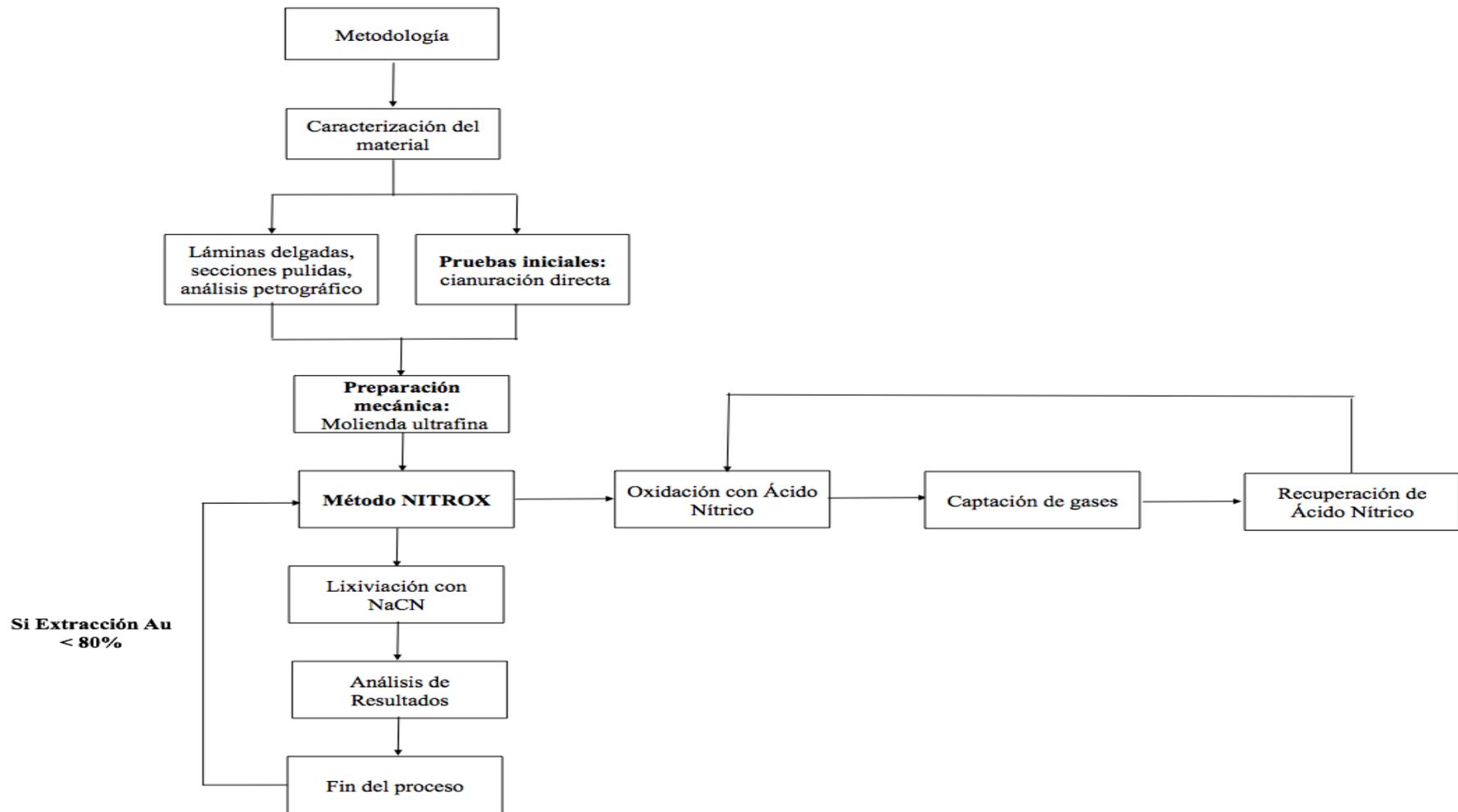


Figura 2.1. Diagrama de metodología a seguir

## 2.2 Procedimientos

### 2.2.1 Preparación del material

#### 2.2.1.1 *Reducción del tamaño*

La preparación de las muestras consiste en pulverizarlas usando un molino de bolas planetario modelo Pulverisette 5 marca Fritsch, reduciendo el tamaño a aproximadamente a 34  $\mu\text{m}$ , este molino acepta 4 tazones con capacidad de 100 g cada uno. A continuación, la figura 2.2.



Figura 2.2. Molino planetario

#### 2.2.1.2 *Granulometría de ensayos*

El análisis granulométrico para la muestra A y B, procedente de mesa concentradora y descarga del molino de bolas, respectivamente se lo realiza en un tamizador Ro-Tap. En la figura 2.3. se muestra el equipo.



**Figura 2.3. Tamizador de laboratorio Ro-Tap marca Tyler**

La granulometría después de realizar ultra molienda se determina mediante el Analizador de distribución de tamaño de partículas por dispersión láser marca HORIBA. El equipo se muestra en la figura 2.4:



**Figura 2.4. Analizador de distribución de tamaño de partículas por dispersión láser marca HORIBA**

En la Tabla 2.3 y 2.4 se presenta el  $D_{80}$  promedio, correspondiente al análisis de la muestra A y B, con su respectiva varianza y desviación estándar. La granulometría es la misma para todos los ensayos.

**Tabla 2.3. Datos de análisis granulométrico por dispersión láser, muestra A.**

<b>Muestra A</b>	<b>Promedio</b>	<b>Varianza</b>	<b>Desviación Estándar</b>
D <sub>80</sub>	36,45867	0,542999176	1,628998

**Tabla 2.4. Datos de análisis granulométrico por dispersión láser, muestra A.**

<b>Muestra B</b>	<b>Promedio</b>	<b>Varianza</b>	<b>Desviación Estándar</b>
D <sub>80</sub>	29,1996	1,886317527	5,658953

## **2.2.2 Caracterización del material**

### **2.2.2.1 Láminas delgadas**

Para la caracterización del material, con el objetivo de identificar minerales y conocer el porcentaje de minerales opacos se realizaron láminas delgadas empleando técnicas ópticas. Se utiliza resina epóxica para pegar el material disgregado que tiene un tamaño aproximado de 300  $\mu\text{m}$ . El procedimiento seguido para la realización de las láminas fue el siguiente:

- Seleccionar las muestras que se van a utilizar en el ensayo.
- Rifleado de la muestra, hasta obtener aproximadamente 5 g.
- Limpiar y pulir los portaobjetos.
- Se derrite la resina en un plato caliente.
- Se agrega la muestra sobre la resina.
- Se coloca la muestra bajo una prensa y se deja secar por 24 horas.
- Se adhiere con resina epóxica la cara pulida del prisma a otro portaobjetos, ejerciendo presión para evitar la formación de burbujas y se deja secar.
- Una vez secado, se realiza un desbastado hasta obtener el grosor deseado, normalmente 30  $\mu\text{m}$ .

### **2.2.2.2 Secciones pulidas**

Para la identificación de asociaciones mineralógicas presentes se realizó secciones pulidas. El procedimiento seguido fue el siguiente:

- Seleccionar las muestras que se van a utilizar en el ensayo.
- Rifleado de la muestra, hasta obtener aproximadamente 5 g.
- Se coloca el material en la briqueta.
- Se prepara la resina, se coloca a temperatura ambiente en la briqueta sobre el material y se deja secar por un periodo de 24 horas.
- Se pule la superficie de la sección pulida con el objetivo de nivelar la superficie.

### **2.2.2.3 Análisis de Fluorescencia de rayos X (FRX)**

El análisis de fluorescencia de rayos X se realiza con el equipo mostrado en la figura 2.5, la muestra es previamente pulverizada y compactada con la prensa (figura 2.6) para ser analizada en el equipo. Luego se coloca una base que sirve de blanco para el equipo antes de realizar las mediciones y finalmente se las ubica dentro de cada cápsula. El tiempo de análisis es de aproximadamente 20 minutos para cada muestra.



**Figura 2.5. Equipo de análisis de fluorescencia de rayos Supermini200  
marca RIGAKU**



**Figura 2.6. Prensa de 30 t marca MEGA**

### **2.2.3 Pruebas de oxidación**

El presente tratamiento se realiza en un tanque, previamente se seleccionan los parámetros para cada ensayo, partiendo de datos similares encontrados en investigaciones afines, en los cuales se utilizan dosificaciones de ácido nítrico de 7,5%, 10%, 15%, 25% y 30% en peso, para muestras de 0,5 kg.

El proceso inicia con el cuarteo de las muestras, se pulverizan en el molino planetario por un periodo de 5 minutos. Con los parámetros definidos, se llena la bomba que está conectada a las torres de absorción, el siguiente paso es mezclar el sólido con el agua, preparando una pulpa con 33,33% y 40% de sólidos; que se ingresa al tanque agitando la solución mediante la inyección de aire comprimido. Una vez concluido el periodo de la oxidación se retira la pulpa y se realizan dos lavados seguidos de un filtrado, se alcaliniza la muestra hasta llegar a un pH de 10 y se procede a la lixiviación.

### **2.2.4 Cianuración**

La lixiviación con cianuro se realiza en un tanque, siguiendo los parámetros que se seleccionaron previamente, como porcentaje de sólidos, concentración CN-, tiempo de la lixiviación.

El proceso inicia con el material procedente de las pruebas de oxidación, el cual se coloca en el tanque con el agua manteniendo una relación del 25% de sólidos y se enciende el agitador. Después de 5 minutos, se mide el pH inicial de la pulpa; luego se agrega cal hasta alcanzar un pH de 10,6 y se añade el cianuro

de sodio. Durante el proceso de lixiviación se realizan controles a 1h, 2h, 4h, 8h, 12h, 24h, 36 h y 48h dependiendo de las condiciones de cada ensayo. En cada control se titulan 5 ml de solución con nitrato de plata y 2 gotas de rodamina como indicador para verificar la cantidad de cianuro en solución, y establecer por diferencia el importe a agregar, además se toman 10 ml de muestra para lectura por absorción atómica. Al finalizar la lixiviación se pasa el material por el filtro prensa (ver figura 2.7).

#### **2.2.4.1 Filtro prensa**

Se utiliza el filtro prensa para separar los relaves de la solución.



**Figura 2.7. Filtro prensa**

#### **2.2.4.2 Horno de secado**

Después de la filtración de los relaves, el material es ingresado al horno de secado (ver figura 2.8), durante 1 hora a 1000°C de temperatura. Finalmente, el material seco es cuarteado y se seleccionan 20 gramos para realizar el ensayo al fuego.



Figura 2.8. Horno de secado

## 2.2.5 Reactivos e Insumos

### 2.2.5.1 Oxidación con Ácido Nítrico

Los reactivos utilizados para las pruebas de oxidación con ácido nítrico se muestran en la tabla 2.5:

Tabla 2.5. Reactivos para la oxidación

Reactivo	Tipo
Ácido Nítrico ( $\text{HNO}_3$ )	Agente oxidante, con concentración de 69,5%.

### 2.2.5.2 Determinación del ácido nítrico recuperado

Los reactivos usados para determinar la concentración del ácido nítrico recuperado en las torres de absorción se presentan en la tabla 2.6:

Tabla 2.6. Reactivos para la determinación del ácido recuperado

Reactivo	Tipo
Hidróxido de Sodio ( $\text{NaOH}$ )	Base utilizada con concentración 40g/l para neutralizar la solución.
Fenolftaleína ( $\text{C}_{20}\text{H}_{14}\text{O}_4$ )	Indicador utilizado en análisis volumétrico, para determinar $\text{HNO}_3$ .

### 2.2.5.3 Lixiviación

Los reactivos utilizados para los ensayos de cianuración se detallan en la tabla 2.7:

**Tabla 2.7. Reactivos para la lixiviación**

<b>Reactivo</b>	<b>Tipo</b>
Cianuro de Sodio (NaCN)	Agente lixiviar, con pureza del 95%.
Cal apagada (Ca(OH) <sub>2</sub> )	Compuesto regulador del pH para el proceso de lixiviación.
Rodamina (C <sub>28</sub> H <sub>31</sub> ClN <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	Indicador utilizado en análisis volumétrico, para determinar CN <sup>-</sup> libre.
Nitrato de plata (AgNO <sub>3</sub> )	Compuesto en solución concentración de 4.33 g/l con pureza del %, utilizado en la titulación para determinar CN <sup>-</sup> libre.

# CAPÍTULO 3

## 3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

### 3.1 Preparación del material

#### 3.1.1 Granulometría

En la tabla 3.8 se muestran los datos obtenidos en el ensayo granulométrico para la muestra A, usando 502,6 g con el procedimiento detallado en el capítulo 2. Siendo el  $D_{80}$  aproximado  $75\mu\text{m}$ .

**Tabla 3.8. Datos del Análisis granulométrico muestra A**

Muestra (g)	502,6						
Nº Tamiz	Tamaño ( $\mu\text{m}$ )	Peso vacío (g)	Peso lleno	Peso Retenido	% Retenido	% Retenido acumulado	% Pasante acumulado
40	425	358	403,5	45,5	9,09	9,09	91
50	300	353,3	410,5	57,2	11,43	20,52	79
100	150	339,6	480,8	141,2	28,21	48,73	51
140	106	325,9	394	68,1	13,61	62,34	38
200	75	321,9	391,4	69,5	13,89	76,22	24
325	45	317,3	380	62,7	12,53	88,75	11
400	38	315,5	338,6	23,1	4,62	93,37	7
<b>Fondo</b>		357	390,2	33,2	6,63	100	0
				<b>Total</b>	500,5	100	
				<b>% Pérdidas</b>	0,42		

En la tabla 3.9 se presentan los datos obtenidos en el ensayo granulométrico para la muestra B, 520,1 g con el procedimiento detallado en el capítulo 2. Siendo el  $D_{80}$  aproximado  $75\mu\text{m}$ .

**Tabla 3.9. Datos del Análisis granulométrico muestra B**

Muestra (g)	520.1						
Nº Tamiz	Tamaño (µm)	Peso vacío (g)	Peso lleno	Peso Retenido	% Retenido	% Retenido acumulado	% Pasante acumulado
40	425	358	414.5	56.5	10.86	10.86	89
50	300	353.3	414.2	60.9	11.71	22.57	77
100	150	339.6	471.7	132.1	25.39	47.96	52
140	106	325.9	384.9	59	11.34	59.30	41
200	75	321.9	391.1	69.2	13.30	72.61	27
325	45	317.3	378.3	61	11.73	84.33	16
400	38	315.5	357.4	41.9	8.05	92.39	8
<b>Fondo</b>		357	396.6	39.6	7.61	100.00	0
				<b>Total</b>	520.2	100.00	
				<b>% Pérdidas</b>	0.02		

### 3.1.2 Caracterización del material

#### 3.1.2.1 Láminas Delgadas

##### 3.1.2.1.1 Minerales Opacos

Posterior a la elaboración de láminas delgadas, mediante el uso de un microscopio petrográfico se determina la distribución de minerales opacos en cada sección, empleando un ábaco que se encuentra en el Apéndice A como guía.

**Tabla 3.10. Resultados de contenido de opacos determinados mediante observación en láminas delgadas, muestra A y B.**

Lámina	Sección	Distribución opacos	Promedio (%)	Varianza	Desviación estándar
Muestra A	1	5%	9,38	21,48	4,64
	2	5%			
	3	10%			
	4	10%			
	5	10%			
	6	5%			
	7	10%			
	8	20%			

Lámina	Sección	Distribución opacos	Promedio (%)	Varianza	Desviación estándar
Muestra B	1	20%	25	25	5
	2	20%			
	3	20%			
	4	30%			
	5	30%			
	6	30%			
	7	20%			
	8	30%			

En la tabla 3.10 se muestra el porcentaje de minerales opacos presentes en la muestra A y B. Identificando 9,375% con una varianza de 25 y una desviación estándar de 5 para la muestra A, mientras que en la muestra B se observa el 25% de minerales opacos con una varianza de 25 y una desviación estándar de 5.

### 3.1.2.1.2 Minerales identificados

Mediante el uso de un microscopio petrográfico de luz polarizada, se identificaron los minerales presentes en la muestra A y B:

**Tabla 3.11. Identificación de minerales en muestra A**

Lámina	Sección	Mineral identificado
Muestra A	1	Cuarzo
		Arcilla illita
	2	Cuarzo
		Sillimanita
	3	Cuarzo
		Rodocrosita
	4	Cuarzo
		Arcilla illita
	5	Cuarzo
		Arcilla illita
	6	Cuarzo
		Jarosita
Sillimanita		

Lámina	Sección	Mineral identificado
	7	Jarosita
		Cuarzo
		Sillimanita
	8	Arcilla illita
		Cuarzo
		Sillimanita
		Jarosita

**Tabla 3.12. Identificación de minerales en muestra B**

Lámina	Sección	Mineral identificado
Muestra B	1	Cuarzo
		Sillimanita
		Arcilla illita
	2	Cuarzo
		Rodocrosita
		Sillimanita
	3	Cuarzo
		Arcilla illita
		Jarosita
	4	Cuarzo
		Sillimanita
		Arcilla illita
	5	Cuarzo
		Jarosita
		Arcilla illita
	6	Cuarzo
		Rodocrosita
		Arcilla illita
	7	Cuarzo
		Jarosita
		Rodocrosita
	8	Cuarzo
		Sillimanita
		Arcilla illita

En la tabla 3.11 y 3.12 se muestran los minerales presentes en la muestra A y B, donde predomina el cuarzo por su tamaño de grano. Los minerales identificados no equivalen al total de cada sección debido a que el material estaba previamente triturado y no se llegó al tamaño requerido de 30  $\mu\text{m}$ , provocando zonas oscuras donde no se puede distinguir todos los granos.

### 3.1.3 Secciones pulidas

Mediante el uso de un microscopio de luz reflejada, se identificaron en las secciones pulidas los minerales presentes en la muestra A y B:

**Tabla 3.13. Identificación de minerales en muestra A**

Lámina	Porcentaje	Mineral identificado
Muestra A	45%	Pirita
	22%	Calcopirita
	20%	Esfalerita
	5%	Magnetita

En la tabla 3.13 se muestran los minerales presentes en la muestra A, donde predomina la pirita, con una asociación lateral con calcopirita, que también se presenta en granos incluidos en la pirita. La esfalerita presenta asociación lateral con la magnetita mostrando una coloración de tonalidad celeste.

**Tabla 3.14. Identificación de minerales en muestra B**

Lámina	Porcentaje	Mineral identificado
Muestra B	49%	Pirita
	24%	Calcopirita
	15%	Esfalerita
	7%	Magnetita

En la tabla 3.14 se presentan los minerales contenidos en la muestra B, donde predomina la pirita, con una asociación lateral e inclusiones de calcopirita. La

esfalerita gris con reflexiones internas rojizas de Zn presenta asociación lateral con la magnetita que presenta una coloración de tonalidad celeste.

### 3.1.4 Análisis de Fluorescencia de rayos X (FRX)

Se realiza el análisis FRX para determinar la composición química del material A y B, antes y después de la oxidación con ácido nítrico. En las siguientes tablas se muestra los resultados del análisis.

#### 3.1.3.1 Análisis FRX de material antes de realizar tratamiento.

Tabla 3.15. Composición química de la muestra A, antes de la oxidación.

Muestra	Composición química	Porcentaje (%)
A	MgO	1.695
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.581
	SiO <sub>2</sub>	44.850
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.194
	S	5.378
	Cl	0.068
	K <sub>2</sub> O	3.222
	CaO	10.795
	TiO <sub>2</sub>	0.391
	MnO	0.139
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.507
	Co	0.023
	Cu	0.177
	Zn	0.901
	As	0.912
	Sr	0.008
	Zr	0.009
	Ag	0.003
	Cd	0.023
	Sb	0.099
Pb	0.025	

En la tabla 3.15 se presenta la composición química de la muestra A; donde predomina el óxido de sílice, óxido de aluminio, azufre elemental, óxido de calcio, y óxido de hierro.

**Tabla 3.16. Composición química de la muestra B, antes de la oxidación.**

Muestra	Composición química	Porcentaje (%)
B	Na <sub>2</sub> O	0.636
	MgO	1.881
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14.320
	SiO <sub>2</sub>	42.513
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.154
	S	6.979
	Cl	0.219
	K <sub>2</sub> O	3.655
	CaO	8.979
	TiO <sub>2</sub>	0.446
	MnO	0.135
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	17.549
	Cu	0.148
	Zn	0.940
	As	1.271
	Sr	0.011
	Zr	0.009
	Ag	0.002
	Cd	0.029
	Sb	0.094
Pb	0.030	

En la tabla 3.16 se presenta la composición química de la muestra B; donde predomina el óxido de sílice, óxido de aluminio, azufre elemental, óxido de calcio, y óxido de hierro. Se observa que el contenido de As, S y óxido de hierro es mayor en la muestra B, que en la muestra A.

### 3.2.3.2. Análisis FRX de material después de realizar oxidación HNO<sub>3</sub> y lixiviación NaCN.

En la tabla 3.17 y 3.18 se presenta los resultados de la composición química de los relaves de cada ensayo de la muestra A y en la tabla 3.19 se presentan los resultados para los ensayos de la muestra B.

**Tabla 3.17 Composición química de relaves, muestra A, material ultra molido**

Muestra	Composición Química	Ensayo 1 (%)	Ensayo 2 (%)	Ensayo 3 (%)	Ensayo 4 (%)	Ensayo 5 (%)
A	Na <sub>2</sub> O	0,000	0,333	0,713	0,466	0,458
	MgO	1,695	1,468	1,678	0,000	0,000
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,581	14,507	15,713	13,625	13,881
	SiO <sub>2</sub>	44,850	48,297	52,556	47,178	46,527
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,194	0,000	0,151	0,140	0,122
	S	5,378	8,997	4,984	6,894	6,879
	Cl	0,068	0,015	0,052	0,016	0,016
	K <sub>2</sub> O	3,223	2,829	3,417	3,253	3,266
	CaO	10,795	1,811	3,090	2,843	3,131
	TiO <sub>2</sub>	0,391	0,381	0,421	0,457	0,529
	Cr	0,000	0,000	0,000	0,000	0,030
	MnO	0,140	0,036	0,029	0,054	0,042
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,508	18,536	15,523	22,244	22,452
	Co	0,022	0,017	0,000	0,549	0,000
	Cu	0,177	0,135	0,127	0,154	0,136
	Zn	0,901	0,829	0,501	0,000	0,508
	As	0,912	1,505	0,908	1,635	1,784
	Sr	0,008	0,000	0,000	0,012	0,016
	Zr	0,009	0,009	0,008	0,011	0,010
	Ag	0,003	0,000	0,002	0,000	0,000
	Cd	0,023	0,000	0,020	0,000	0,000
Sb	0,099	0,111	0,068	0,142	0,123	
Pb	0,025	0,020	0,032	0,063	0,048	
Rb	0,000	0,010	0,011	0,000	0,011	
Rh	0,000	0,103	0,000	0,216	0,000	
Hg	0,000	0,050	0,000	0,036	0,033	

**Tabla 3.18 Composición química de relaves, muestra A, material ultra molido**

Muestra	Composición Química	Ensayo 6 (%)	Ensayo 7 (%)	Ensayo 8 (%)	Ensayo 9 (%)
A	Na <sub>2</sub> O	0,404	0,469	0,834	0,636
	MgO	0,000	0,000	1,611	1,881
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	16,385	13,223	15,095	14,320
	SiO <sub>2</sub>	53,736	45,399	51,905	42,513
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,140	0,143	0,000	0,154
	S	3,739	7,042	5,302	6,980
	Cl	0,008	0,017	0,033	0,220
	K <sub>2</sub> O	4,039	3,143	3,595	3,655
	CaO	2,988	4,657	3,204	8,980
	TiO <sub>2</sub>	0,513	0,470	0,520	0,446
	Cr	0,026	0,026	0,033	0,000
	MnO	0,046	0,054	0,046	0,135
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	16,353	22,598	16,418	17,549
	Co	0,000	0,000	0,000	0,000
	Cu	0,118	0,131	0,074	0,148
	Zn	0,295	0,483	0,320	0,940
	As	1,008	1,837	0,764	1,271
	Sr	0,012	0,017	0,013	0,011
	Zr	0,011	0,006	0,011	0,009
	Ag	0,000	0,001	0,004	0,002
Cd	0,000	0,027	0,028	0,029	
Sb	0,000	0,142	0,120	0,093	
Pb	0,121	0,117	0,061	0,030	
Rb	0,013	0,000	0,010	0,000	
Hg	0,008	0,000	0,000	0,000	

Los datos mostrados en la tabla 3.17 y 3.18 representan el contenido de elementos presentes en los relaves. Se recalca el contenido de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, ya que durante la oxidación los sulfuros se transforman a óxidos. Los mejores resultados se tienen cuando mayor es la presencia del Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> como es el caso del ensayo 4, 5 y 7. Es posible acotar de estos resultados la presencia de elementos como el Cu, As, S en el relave significando que durante la cianuración no fueron extraídos, mientras que otros como la plata han sido totalmente extraídos durante la lixiviación con cianuro.

**Tabla 3.19 Composición química de relaves muestra B, material ultra molido**

Muestra	Composición Química	Ensayo 1 (%)	Ensayo 2 (%)	Ensayo 3 (%)
<b>B</b>	Na <sub>2</sub> O	0,564	0,003	0,255
	MgO	1,558	1,771	0,000
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,854	2,307	15,066
	SiO <sub>2</sub>	52,653	0,000	49,862
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,109	0,045	0,188
	S	5,226	27,316	5,124
	Cl	0,017	0,017	0,019
	K <sub>2</sub> O	3,597	10,540	3,424
	CaO	4,189	9,308	3,592
	TiO <sub>2</sub>	0,596	0,317	0,393
	Cr	0,041	0,034	0,025
	MnO	0,056	0,089	0,044
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,122	44,818	19,604
	Cd	0,000	0,000	0,028
	Cu	0,107	0,270	0,111
	Zn	0,279	0,616	0,683
	As	0,797	2,298	1,405
	Rb	0,009	0,047	0,011
	Sr	0,016	0,037	0,000
	Zr	0,010	0,043	0,000
Ag	0,000	0,002	0,001	
Hg	0,008	0,000	0,000	
Sb	0,138	0,064	0,092	
Pb	0,056	0,060	0,073	
Rh	0,000	0,000	0,000	

Los datos mostrados en la tabla 3.19 representan el contenido de elementos presentes en los relaves. Se recalca el contenido de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, ya que durante la oxidación los sulfuros se transforman a óxidos. Los mejores resultados se tienen cuando mayor es la presencia del Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> como es el caso del ensayo 2 donde se logró una extracción del 85.16% de oro. Es posible acotar de estos resultados el bajo contenido de elementos como el Cu, As, S en los relaves, que indican que durante la lixiviación fueron extraídos en su mayoría.

### 3.2 Resultados prueba de cianuración directa

Se realizó la prueba a 4 muestras provenientes de la mina EL CARMELO, del Municipio Buenos Aires, Colombia. Los resultados de las pruebas de cianuración directa se encuentran en la tabla 3.20.

**Tabla 3.20. Resultados de primera prueba de cianuración**

Código	Tipo de material	Procedencia	Volumen H2O (l)	CABEZA			% Extracción Au		% Malla pasante 75 µm	RELAVE
				Ley Au g/t	Peso g	Ley As	10 horas	24 horas		Ley relave Au g/t
M1	Concentrado ley alta	Mina Carmelo	1,445	55,31	481	1,786	72,73	75,89	54,74	12,05
M2	Concentrado ley baja	Mina Carmelo	1,439	47,5	480	1,698	73,8	72,51	55,33	13
M3	Concentrado descargue molino ley alta	Mina Carmelo	1,364	32,72	455	1,014	61,61	62,68	61	15,17
M4	Concentrado descargue molino ley baja	Mina Carmelo	1,381	24,8	460	1,164	65	71,88	59,48	7,55

De acuerdo con los resultados obtenidos se seleccionaron las muestras de alta ley con menor porcentaje de extracción de la mina el Carmelo M1 cuyo material es concentrado de mesa y M3 cuyo material es concentrado de descarga del molino. Para llevar a cabo los ensayos se denomina muestra A y B, respectivamente.

### 3.3 Resultados de cianuración realizando ultra molienda

En la tabla 3.21 se presentan los resultados de la cianuración, con previa ultra molienda.

**Tabla 3.21. Resultados de cianuración con material ultra molido**

Muestra	Tipo	Procedencia	Volumen de H <sub>2</sub> O (l)	CABEZA			% EXTRACCIÓN Au				% MALLA PASANTE			RELAVE
				Ley Au g/t	Peso g	Ley As	12 h	24 h	36 h	48 h	75 µm	36 µm	25 µm	Ley relave Au g/t
<b>A</b>	Concentrado ley alta	Mina Carmelo	1,077	55,31	0,359	1,786	46,05	57,11	62,11	70,53	82,63	63,96	56,13	12,05
<b>B</b>	Conc. descargue molino ley alta	Mina Carmelo	1,074	38,55	0,358	1,014	58,39	61,07	60,00	60,00	95,19	78,24	67,14	4,35

Para la muestra A se obtuvo un porcentaje de extracción de Au de 57,11% a las 24h, mientras que para la muestra B se tuvo una extracción Au del 61,07% a las 24h. Estos resultados muestran que al aplicar ultra molienda al material antes de lixiviarlo con NaCN no favorece a la extracción de Au, se estima que esto se debe a la generación de especies que intervienen en la lixiviación.

### 3.4 Resultados de la oxidación con el ácido nítrico y posterior cianuración

Tabla 3.22. Resultados de ensayo 1 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido

Condiciones Ensayo Oxidación								
Porcentaje de sólidos (%)	33,33		Tiempo oxidación (min)	80		Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	150	
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN								
Porcentaje Sólidos (%)	25	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo total (h)	24	Factor	0,29248707	
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	10,90	
Datos obtenidos								
Tiempo Acum. (h)	0	1	2	4	8	12	24	36
pH (inicial)	4,55	10,34	10,48	10,57	10,54	10,46	9,95	-
Cal (g)	2,72	0,41	0,27	0	0	0,1	-	-
pH (ajustado)	10,68	10,82	10,63	10,57	10,54	10,6	-	-
Gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	-	3,00	3,7	4,7	3,8	4,1	3	-
Cianuro (g)	1,4848	0,6026	0,3968	0,1027	0,36	0,27	0	-
Consumo CN Acum. (g)	1,4848	2,09	2,48	2,59	2,95	3,22	3,22	-
Ensaye Au(ppm)	0	8,10	16,8	30,6	37,8	39,6	42,9	-
Ley cabeza Calc. (g/t)	0	19,00	27,70	41,50	48,70	50,50	53,80	-
Extracción Au %	0	42,63	60,65	73,73	77,62	78,42	79,74	-

En la tabla 3.22 se presentan los resultados de la oxidación y cianuración utilizando 150 g/l de HNO<sub>3</sub>, y 80 minutos de oxidación, tiempo de adición del ácido 5 minutos, obteniendo un porcentaje de extracción Au en 24 horas de 79,74%, es decir que queda 20,26% de oro presente que no se ha logrado lixiviar. Sin aplicar el método se tuvo 75,89% de extracción de Au, con los parámetros aplicados el proceso mejora en 3,85%. El incremento del porcentaje de Au se va dando en cada control sin embargo después de las 8 horas este porcentaje aumenta 0,8% hasta las 12 horas y en el control a las 24h se extiende en 1,32%.

**Tabla 3.23. Resultados de ensayo 2 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido**

Condiciones Ensayo Oxidación							
Porcentaje de sólidos (%)	33,33	Tiempo de oxidación (min)	70	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	150		
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN							
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)	24	Factor	0,29404998
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	19,88
Datos obtenidos							
Tiempo Acum.	0	1	2	4	10	12	24
pH (inicial)	9,22	10,21	10,6	10,12	11,4	10,93	11,12
Cal (g)	0,88	0,33	-	0,21	-	-	-
pH (ajustado)	10,7	10,89	10,6	10,93	-	-	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)		3,70	4	3,6	3,5	2,2	3
Cianuro (g)	1,49	0,40	0,31	0,43	0,46	0,84	0,61

Condiciones Ensayo Oxidación							
Porcentaje de sólidos (%)	33,33	Tiempo de oxidación (min)	70	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	150		
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN							
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)	24	Factor	0,29404998
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	19,88
Datos obtenidos							
Tiempo Acum.	0	1	2	4	10	12	24
Consumo CN acum (g)	1,49	1,89	2,20	2,63	3,09	3,93	4,54
Ensaye Au(ppm)	0	11,10	16,80	21,90	27,00	30,75	31,80
Ley cabeza ens. (g/L)	0	30,98	36,68	41,78	46,88	50,63	51,68
Extracción Au (%)	0	35,83	45,80	52,42	57,59	60,73	61,53

En la tabla 3.23 se presentan los resultados del segundo ensayo, variando solo el tiempo de oxidación con respecto al ensayo 1, de 80 a 70 minutos, adicionando el ácido durante 5 minutos y manteniendo las demás variables constantes, se obtuvo una extracción de oro de 61,53%. Esto indica que al disminuir el tiempo de oxidación trabajando con una concentración de HNO<sub>3</sub> de 7,5% (p/p) resultó desfavorable para el proceso.

Tabla 3.24. Resultados de ensayo 3 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido

Condiciones Ensayo Oxidación										
Porcentaje sólidos (%)	33,33	Tiempo de oxidación				70	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	150		
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN										
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo total (h)		48	Factor	0,294044970		
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1000	Ley de cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)			3,25	
Datos obtenidos										
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48	
pH (inicial)	9,39	10,56	10,13	10,31	10,31	10,35	10,12	10,6	10,6	
Cal (g)	0,64	-	0,29	0,15	0,31	0,34	0,41	-	-	
pH (ajustado)	10,88	10,56	10,53	10,51	10,66	10,77	10,6	10,6	10,6	
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	-	2,5	3,3	3,2	2,8	3,4	2,0	3,0	1,9	
Cianuro (g)	-	0,75	0,51	0,54	0,66	0,48	0,9	0,0	0,0	
Consumo CN acum (g)	0,0	0,75	1,26	1,80	2,46	2,94	3,84	3,84	3,84	
Ensaye Au(ppm)	0,0	6,3	9,3	13,2	15,3	16,95	17,25	18,45	18,75	
Ley cabeza calc. (g/L)	0,0	9,55	12,55	16,45	18,55	20,20	20,50	21,70	22,00	
Extracción Au (%)	0,0	65,97	74,10	80,24	82,48	83,91	84,15	85,02	85,23	

En la tabla 3.24 se presentan los resultados de oxidación y lixiviación para el tercer ensayo. De todos los ensayos trabajando al 7,5% (p/p) de HNO<sub>3</sub>, en este se obtuvo mejores resultados, oxidando durante 70 minutos y adicionando el ácido nítrico durante 10 minutos. Se estima que esta mejora se debe al agregar el ácido de forma más controlada.

**Tabla 3.25. Resultados de ensayo 4 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido**

Condiciones Ensayo Oxidación								
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)	60	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	290			
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN								
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)	36	Factor	0,275327829	
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	9,18	
Datos obtenidos								
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36
pH (inicial)	9,20	10,51	10,42	10,30	10,14	-	-	-
Cal (g)	0,90	-	-	0,33	0,36	-	-	-
pH (ajustado)	10,50	10,51	10,42	10,56	10,64	-	-	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)		2,40	3,20	2,30	1,60	-	-	-
Cianuro (g)	1,40	0,73	0,51	0,76	0,96	-	-	-
Consumo CN acum (g)	1,396	2,126	2,636	3,396	4,356	4,356	4,356	4,356
Ensaye Au(ppm)	0,00	9,15	13,95	20,85	24,90	28,20	30,90	31,50
Ley cabeza calc. Au (%)	0,00	18,33	23,13	30,03	34,08	37,38	40,08	40,68
Extracción Au (%)	0,00	49,92	60,31	69,43	73,06	75,44	77,10	77,43

En la tabla 3.25 se muestran los resultados para el ensayo 4 de la muestra A, a una concentración de 25% (p/p) de HNO<sub>3</sub>, con un tiempo de oxidación de 60 minutos, tiempo de adición del ácido de 8 minutos, concentración de 500ppm CN<sup>-</sup>, se logró una extracción de oro de 77,10%. Siendo posible y factible tratar los relaves ya que tienen una ley de 9,18 g/t.

**Tabla 3.26. Resultados de ensayo 5 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido**

Condiciones Ensayos Oxidación								
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)	60	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	290			
Condiciones Ensayo Lixiviación								
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)	36	Factor	0,294044970	
Conc. CN <sup>-</sup> (ppm)	1000	Agua (l)	1,5	Ley de cabeza calc. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	4,63	
Datos obtenidos								
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36
pH (inicial)	9,36	10,31	10,30	10,48	10,41	10,54	10,08	-
Cal (g)	1,19	0,35	0,55	-	0,35	-	0,65	-
pH (ajustado)	10,50	10,56	10,58	10,48	10,69	10,54	10,63	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	-	4,80	5,20	5,00	3,80	4,10	3,50	4,30
Cianuro (g)	2,83	1,41	1,30	1,35	1,71	1,62	1,80	-
Consumo CN acum (g)	2,83	4,24	5,54	6,89	8,60	10,22	12,02	.
Ensaye Au(ppm)	0,00	15,45	24,45	30,45	35,25	36,90	40,50	29,85
Ley cabeza calc. Au (g/L)	0,00	20,08	29,08	35,08	39,88	41,53	45,13	34,48

<b>Extracción Au (%)</b>	0,00	76,94	84,08	86,80	88,39	88,85	89,74	86,57
--------------------------	------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------

En la tabla 3.26 se muestran los resultados para el ensayo 5 de la muestra A, a una concentración de 25% (p/p) de HNO<sub>3</sub>, con un tiempo de oxidación de 60 minutos, tiempo de adición del ácido de 15 minutos, concentración de 500ppm CN-, se logró una extracción de oro a las 24 h de 89,74%, está mejora se dio al aumentar el tiempo de adición del ácido nítrico de 8 a 15 minutos con respecto al ensayo 4.

**Tabla 3.27. Resultados de ensayo 6 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Ensayos Oxidación								
<b>Porcentaje sólidos (%)</b>	40		<b>Tiempo de oxidación (min)</b>	165		<b>Conc. HNO<sub>3</sub> (g/l)</b>	290	
Condiciones Ensayo Lixiviación								
<b>Dilución</b>	3	<b>Peso muestra (kg)</b>	0,5	<b>Tiempo total(h)</b>	36	<b>Factor</b>	0,294044970	
<b>Conc. CN- (ppm)</b>	1000	<b>Agua (l)</b>	1,5	<b>Ley de cabeza ens. (g/t)</b>	48,50	<b>Ley relave ens. (g/t)</b>	2,55	
Datos obtenidos								
<b>Tiempo Acum.</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>4</b>	<b>8</b>	<b>12</b>	<b>24</b>	<b>36</b>
<b>pH (inicial)</b>	9,36	10,19	10,40	10,50	10,46	10,61	10,37	-
<b>Cal (g)</b>	0,79	0,52	0,35	-	0,36	-	0,33	-
<b>pH (ajustado)</b>	10,49	10,57	10,56	10,50	10,71	10,61	10,63	-
<b>gasto AgNO<sub>3</sub> (ml)</b>	0,00	4,60	6,20	5,70	4,50	5,20	2,80	-
<b>Cianuro (g)</b>	2,83	0,47	1,00	1,15	1,50	1,30	2,00	-

Condiciones Ensayos Oxidación								
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)	165	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	290			
Condiciones Ensayo Lixiviación								
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo total(h)	36	Factor	0,294044970	
Conc. CN- (ppm)	1000	Agua (l)	1,5	Ley de cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	2,55	
Datos obtenidos								
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36
Consumo CN acum (g)	2,83	3,30	4,30	5,45	6,95	8,25	10,25	-
Ensaye Au(ppm)	0,00	13,20	20,40	23,55	26,25	27,60	29,10	40,80
Ley cabeza calc. Au (g/L)	0,00	15,75	22,95	26,10	28,80	30,15	31,65	43,35
Extracción Au (%)	0,00	83,81	88,89	90,23	91,15	91,54	91,94	94,12

En la tabla 3.27 se presentan los resultados del ensayo 6, se aumentó el tiempo de oxidación de 60 a 165 minutos y la concentración de CN- de 500 a 1000 ppm, el tiempo de adición del ácido se mantuvo en 15 minutos, las demás variables se mantuvieron constantes. Se obtuvo una extracción de 91,94 % a las 24 horas. Comparando estos resultados con los del ensayo 5, la extracción de oro aumentó 2,20%, por tanto, no es conveniente aumentar el tiempo de oxidación y la concentración de cianuro, este ensayo demuestra que para obtener buenos porcentajes de extracción de oro es factible oxidar el material entre 60 a 90 minutos.

**Tabla 3.28. Resultados de ensayo 7 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Ensayo Oxidación										
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación				90	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	290		
Condiciones Ensayo										
% Sólidos	25	Peso muestra (g)	0,5	Tiempo tot. (h)	48			Factor	0,308456864	
Conc. CN-	500	Agua (l)	1,5	Ley de cabeza ens. (g/t)	48,50	Ley relave ens. (g/t)	4,5	Dilución	3	
Datos obtenidos										
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48	
pH (inicial)	7,86	9,74	10,18	10,13	10,41	10,25	9,92	-	-	
Cal (g)	2,02	0,78	0,95	0,56	-	0,45	0,60	-	-	
pH (ajustado)	10,36	10,55	10,62	10,71	10,41	10,75	10,63	-	-	
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)		1,60	3,60	2,60	1,90	2,50	1,10	-	-	
Cianuro (g)	1,56	1,08	0,46	0,76	0,97	0,78	0,34	-	-	
Consumo CN acum (g)	1,56	2,64	3,10	3,85	4,82	5,60	5,94	-	-	
Ensaye Au(ppm)	0,00	6,99	10,35	12,15	12,30	13,65	18,60	20,25	22,20	
Ley cabeza calc. (g/L)	0,00	11,49	14,85	16,65	16,80	18,15	23,10	24,75	26,70	
Extracción Au (%)	0,00	60,84	69,70	72,97	73,21	75,21	80,52	81,82	83,15	

En la tabla 3.28 se muestran los resultados del ensayo 7, obteniendo una extracción de oro 80,52%. Para este ensayo se disminuye el tiempo de adición del ácido a 8 minutos y se observa una disminución en la extracción de oro con respecto al ensayo 5, comprobando que el tiempo de adición del ácido debe realizarse entre 10 a 15 minutos para la muestra A.

**Tabla 3.29. Resultados de ensayo 8 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Ensayo Oxidación									
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación			80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)		350	
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN									
% Sólidos	25	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)		48		Factor	0,218780328
Conc. CN-	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,5	Ley relave ens. (g/t)	7,3	Dilución	3
Datos obtenidos									
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48
pH (inicial)	9,62	10,46	10,37	10,34	10,34	10,47	10,02	-	-
Cal (g)	0,53	-	0,16	0,32	0,24	0,19	0,66	-	-
pH (ajustado)	10,56	10,46	10,56	10,56	10,57	10,68	10,70	-	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	0,00	2,70	3,50	3,40	1,50	2,60	1,40	2,30	2,00

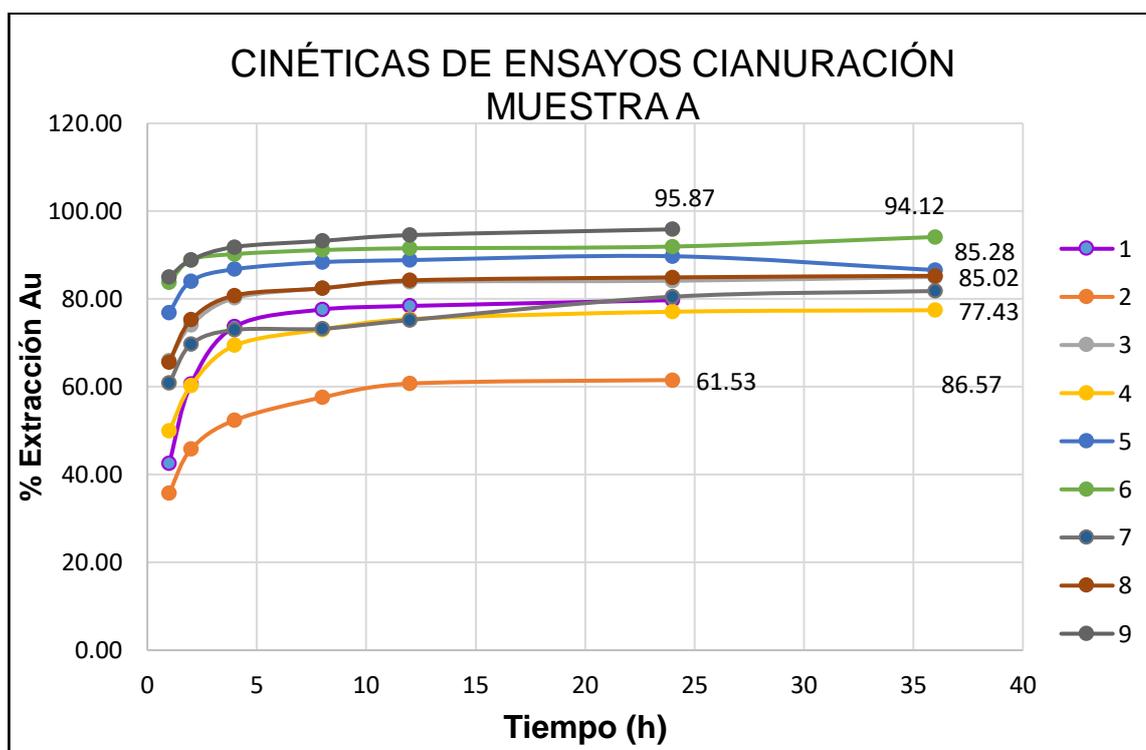
Condiciones Ensayo Oxidación									
Porcentaje sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación			80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)		350	
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN									
% Sólidos	25	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo tot. (h)		48		Factor	0,218780328
Conc. CN-	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	48,5	Ley relave ens. (g/t)	7,3	Dilución	3
Datos obtenidos									
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48
Cianuro (g)	0,00	0,70	0,45	0,48	1,04	0,72	1,07	0,00	0,00
Consumo CN acum (g)	0,00	0,70	1,15	1,63	2,67	3,39	4,46	4,46	4,46
Ensaye Au(ppm)	0,00	13,95	22,20	30,75	34,20	39,00	41,10	42,30	42,00
Ley cabeza calc. (g/t)	0,00	21,25	29,50	38,05	41,50	46,30	48,40	49,60	49,30
Extracción Au (%)	0,00	65,65	75,25	80,81	82,41	84,23	84,92	85,28	85,19

En la tabla 3.29 se presentan los resultados para el ensayo 8, se utilizó una concentración de HNO<sub>3</sub> de 30% (p/p), un tiempo de oxidación de 80 minutos, tiempo de adición del ácido 10 minutos, obteniendo una extracción de 84,92% a las 24 horas, comparando este ensayo con el 5 donde se obtuvo a las 24 horas 89,74% de extracción de oro, es decir similares extracciones, se trabajó con menor concentración de HNO<sub>3</sub> y se logró mayor extracción de oro, esto sugiere que se logran mayores extracciones de oro entre 25 y 30% (p/p) de HNO<sub>3</sub>.

**Tabla 3.30. Resultados de ensayo 9 de oxidación muestra A y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Ensayo Oxidación							
<b>Sólidos (%)</b>	40	<b>Tiempo de oxidación (min)</b>	70	<b>Conc. HNO<sub>3</sub> (g/l)</b>	350		
Condiciones Ensayo de Lixiviación NaCN							
<b>% Sólidos</b>	25	<b>Peso muestra (kg)</b>	0,5	<b>Tiempo total (h)</b>	24	<b>Factor</b>	0,2753278
<b>Conc. CN-</b>	500	<b>Agua (l)</b>	1,5	<b>Ley cabeza ens. (g/t)</b>	48,5	<b>Ley relave ens. (g/t)</b>	1,85
Datos obtenidos							
<b>Tiempo Acum.</b>	<b>0</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>4</b>	<b>8</b>	<b>12</b>	<b>24</b>
<b>pH (inicial)</b>	8,89	10,45	10,32	10,51	10,58	10,56	10,46
<b>Cal (g)</b>	1,44	-	0,10	-	-	0,10	-
<b>pH (ajustado)</b>	10,52	10,45	10,51	10,51	10,58	10,56	-
<b>gasto AgNO<sub>3</sub> (ml)</b>	-	0,00	5,20	3,31	3,00	2,70	1,30
<b>Cianuro (g)</b>	1,40	1,40	0,04	0,48	0,57	0,65	0,00
<b>Consumo CN acum (g)</b>	1,40	2,79	2,83	3,31	3,88	4,53	4,53
<b>Ensaye Au(ppm)</b>	0,00	10,50	14,85	20,85	25,50	32,10	42,90
<b>Ley cabeza ens. (g/t)</b>	0,00	12,35	16,70	22,70	27,35	33,95	44,75
<b>Extracción Au (%)</b>	0,00	85,02	88,92	91,85	93,24	94,55	95,87

En la tabla 3.30 se presentan los resultados para el ensayo 9, que fue el ensayo donde se logró mayor porcentaje de extracción de oro para la muestra A, se trabajó con 30% (p/p) de HNO<sub>3</sub>, un tiempo de oxidación de 70 minutos, tiempo de adición del ácido 15 minutos, obteniendo una extracción de oro de 95,87% a las 24 horas.



**Figura 3.9. Cinética de cianuración de ensayos para la muestra A.**

En la figura 3.9 se presentan las curvas de cinética de cada ensayo realizado bajo diferentes parámetros, obteniendo resultados más satisfactorios para el ensayo 9, con una extracción de oro de 94,87% a las 24 horas, una ley de relave de 1,87 g/t, realizando la oxidación durante 70 min, con una concentración de 30% (p/p) del ácido nítrico, porcentaje de sólidos para la pulpa de 40% y una dilución de 3 para el proceso de lixiviación con NaCN. El siguiente ensayo satisfactorio es el 6, logrando a las 24 horas de lixiviación una extracción de Au de 91,94%, una ley de relave de 2,55 g/t, realizando la oxidación durante 165 min, con una concentración de 25% (p/p) del ácido

nítrico, porcentaje de sólidos para la pulpa de 40% y una dilución de 3 para el proceso de lixiviación con NaCN, con 1000ppm de CN. El ensayo 6 se lo compara con el ensayo 5, donde se obtiene a las 24 h una extracción de oro de 89,74% disminuyendo el tiempo de oxidación a 60 min y la concentración de CN a 500 ppm, la concentración del ácido nítrico se mantiene en 25% (p/p), debido a estos resultados se comprueba que el rango de tiempo recomendado para lograr una adecuada oxidación se encuentre entre 60 a 90 min.

Se observa que el ensayo con menor extracción de oro es el 2, obteniendo a las 24h 61,53%, esto se puede atribuir a que la concentración del ácido nítrico utilizado 7,5% (p/p) no fue suficiente para oxidar todo el material y lograr liberar el oro, puesto que en los siguientes ensayos se aumentó este parámetro y se mejoraron los resultados.

Tabla 3.31. Resultados de ensayo 1 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.

Condiciones Ensayo Oxidación								
Porcentaje Sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)	80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)	175			
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN								
Dilución	3	Peso muestra (kg)	0,5	Tiempo total (h)	36	Factor	0,275327829	
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	21,50	Ley relave ens. (g/t)	13,5	
Datos obtenidos								
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36
pH (inicial)	8,15	9,28	10,43	10,26	10,32	-	-	-
Cal (g)	0,60	0,63	-	0,21	0,34	-	-	-
pH (ajustado)	10,50	10,73	10,43	10,50	10,67	-	-	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)		3,00	3,90	3,80	2,60	-	-	-
Cianuro (g)	1,40	0,57	0,32	0,34	0,68	-	-	-
Consumo CN acum (g)	1,40	1,97	2,29	2,63	3,31	3,31	3,31	3,31
Ensaye Au(ppm)	0,00	5,58	8,10	11,70	13,95	15,60	17,25	17,25
Ley cabeza calc. (g/t)	0,00	19,08	21,60	25,20	27,45	29,10	30,75	30,75
Extracción Au (%)	0,00	29,25	37,50	46,43	50,82	53,61	56,10	56,10

De la tabla 3.31 para la muestra B es posible observar que con una concentración de 175 g/l de  $\text{HNO}_3$ , con un tiempo de oxidación de 80 minutos no es posible oxidar la pulpa, con un porcentaje de extracción de oro en 36 h de 56,10%, es decir queda un 43,90% de oro presente que no se ha logrado lixiviar, mientras que de los resultados anteriores con ultra molienda llega al 61,07%, reflejando que empeoró en un 7,97% la extracción de oro, el 50,82% del oro es posible extraerlo en las primeras 4 horas de la lixiviación con cianuro, mientras que en las restantes 32 h se logra extraer 5,28% de oro. Obteniendo al final un relave con una ley elevada de 13,5 g/t.

**Tabla 3.32. Resultados de ensayo 2 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Oxidación									
Porcentaje Sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)			80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)			175
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN									
% Sólidos	25	Peso muestra (kg)		0,5	Tiempo tot. (h)		48	Factor	0,218780328
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	21,5	Ley relave ens. (g/t)	6,03	Dilución	3
Datos obtenidos									
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48
pH (inicial)	9,07	10,48	10,54	10,57	10,61	10,61	10,42	10,6	10,67
Cal (g)	0,81	0,2	-	-	-	-	0,14	0,17	-
pH (ajustado)	10,47	10,61	10,54	10,57	10,61	10,61	10,63	10,94	10,67
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	-	3,5	4,7	4	3,7	3,1	3,1	2,6	4,7
Cianuro (g)	1,11	0,34	0	0,23	6,3	0,43	0,43	0,54	0
Consumo CN acum (g)	1,11	1,45	1,45	1,68	7,98	8,41	8,84	9,38	9,38
Ensaye Au(ppm)	0	6,99	10,35	12,15	12,3	13,65	18,6	20,25	22,2
Ley cabeza calc. (g/t)	0	13,02	16,38	18,18	18,33	19,68	24,63	26,28	28,23
Extracción Au (%)	0	53,69	63,19	66,83	67,1	69,36	75,52	77,05	78,64

De la tabla 3.32 para la muestra B es posible observar que con una concentración de 175 g/l de HNO<sub>3</sub>, con un tiempo de oxidación de 80 minutos es posible oxidar la pulpa, con un porcentaje de extracción de oro en 48 h de 78,64%, es decir que queda un 21,36% de oro presente que no se ha logrado lixiviar, mientras que de los resultados anteriores con ultra molienda

llega al 61,07%, reflejando que mejoró en un 17,57% la extracción de oro. El 69,36% del oro es posible extraerlo en las primeras 12 horas de la lixiviación con cianuro, mientras que en las restantes 36 h se logra extraer 9,28% de oro. En comparación con el ensayo 1, los resultados de extracción de oro mejoraron en 22,54% Obteniendo al final un relave con una ley de 6,03 g/t.

**Tabla 3.33. Resultados de ensayo 3 de oxidación muestra B y posterior cianuración con material ultra molido.**

Condiciones Ensayo Oxidación									
Porcentaje Sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)			80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)			175
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN									
Porcentaje Sólidos (%)	25	Peso muestra (kg)		0,5	Tiempo tot. (h)		48	Factor	0,218780328
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	21,5	Ley relave ens. (g/t)	3,53	Dilución	3
Datos obtenidos									
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48
pH (inicial)	4,70	10,10	10,40	10,42	10,29	10,11	10,42	10,39	-
Cal (g)	9,29	0,33	-	-	0,19	0,59	-	0,48	-
pH (ajustado)	10,25	10,50	10,40	10,42	10,54	10,61	10,42	10,58	-
gasto AgNO <sub>3</sub> (ml)	0,00	1,90	3,50	3,20	3,00	2,50	2,10	2,20	-
Cianuro (g)	1,49	0,92	0,45	0,54	6,30	0,75	0,87	0,84	2,30
Consumo CN acum (g)	1,49	2,41	2,86	3,40	9,70	10,45	11,32	12,16	14,46
Ensaye Au(ppm)	0,00	9,45	12,75	14,10	17,10	17,85	20,25	20,25	20,25
Ley cabeza calc. (g/t)	0,00	12,98	16,28	17,63	20,63	21,38	23,78	23,78	23,78

Condiciones Ensayo Oxidación									
Porcentaje Sólidos (%)	40	Tiempo de oxidación (min)			80	Conc. HNO <sub>3</sub> (g/l)			175
Condiciones Ensayo Lixiviación NaCN									
Porcentaje Sólidos (%)	25	Peso muestra (kg)		0,5	Tiempo tot. (h)		48	Factor	0,218780328
Conc. CN- (ppm)	500	Agua (l)	1,5	Ley cabeza ens. (g/t)	21,5	Ley relave ens. (g/t)	3,53	Dilución	3
Datos obtenidos									
Tiempo Acum.	0	1	2	4	8	12	24	36	48
Extracción Au (%)	0,00	72,80	78,32	79,89	82,89	83,49	85,16	85,16	85,16

De la tabla 3.33 para la muestra B es posible observar que con una concentración de 175 g/l de HNO<sub>3</sub>, con un tiempo de oxidación de 80 minutos es posible oxidar la pulpa, con un porcentaje de extracción de oro en 48 h de 85,16%, es decir que queda un 14,84% de oro presente que no se ha logrado lixiviar, mientras que de los resultados anteriores con ultra molienda llega al 61,07%, reflejando que mejoró en un 24,09% la extracción de oro. El 79,89% del oro es posible extraerlo en las primeras 4 horas de la lixiviación con cianuro, mientras que en las restantes 20 h se logra extraer 5,27% de oro, ya que el porcentaje de oro extraído se mantiene desde las 24 hasta las 48 horas, siendo este el tiempo óptimo de la lixiviación con cianuro. En comparación con el ensayo 2, los resultados de extracción de oro mejoraron en 6,52% Obteniendo al final un relave con una ley de 6,03 g/t.

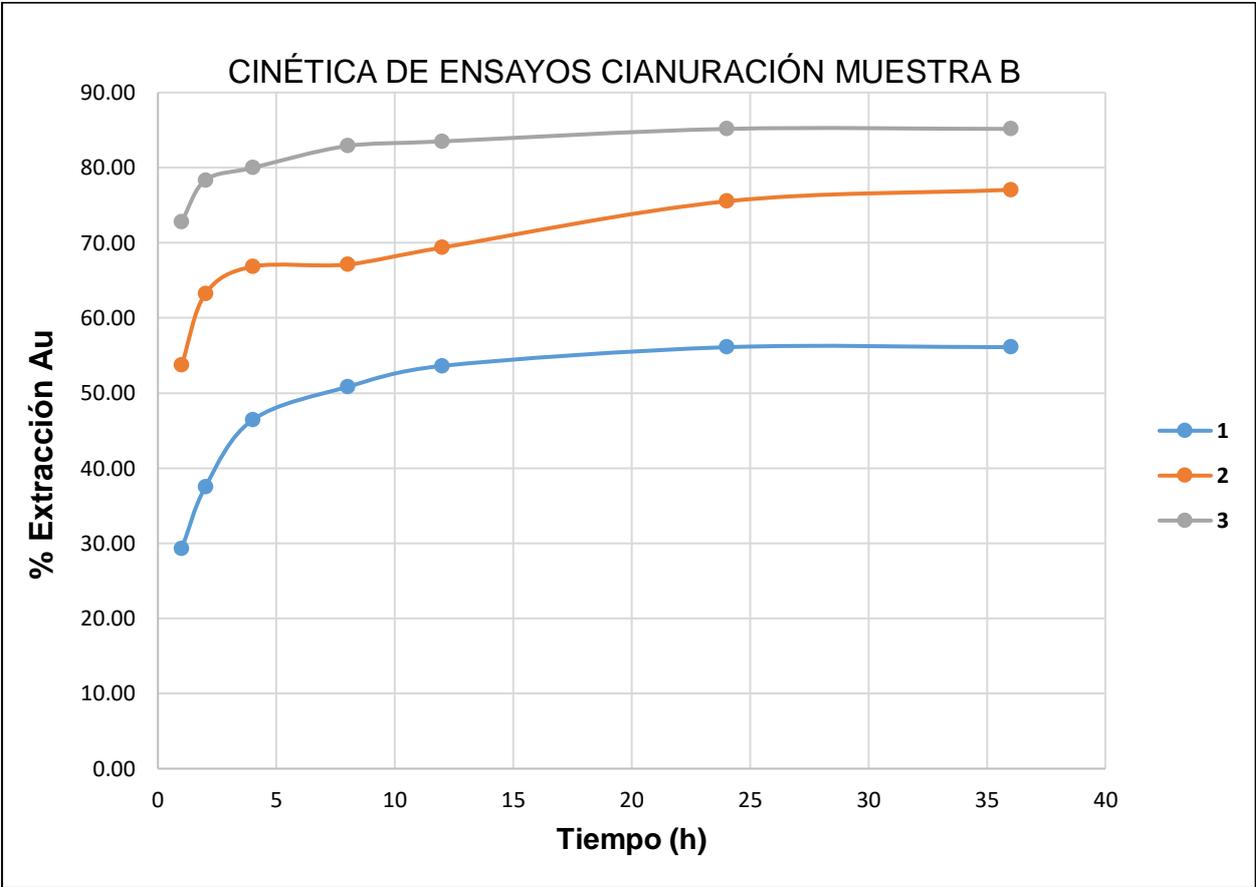


Figura 3.10. Cinética de cianuración de ensayos para la muestra B.

En la figura 3.10 se presentan las curvas de cinética de los tres ensayos realizados para la muestra B, manteniendo constantes los siguientes parámetros: concentración de ácido nítrico 15% (p/p), 40% de sólidos para la pulpa, 80 minutos de oxidación, 500 ppm CN<sup>-</sup> de concentración, dilución de 3 para la lixiviación NaCN, siendo el único parámetro variable el tiempo de goteo del ácido nítrico, para el primer ensayo la adición del ácido se realizó en aproximadamente 5 minutos, para el segundo ensayo aproximadamente 8 minutos y para el tercer ensayo 10 min. Se puede comprobar que el tiempo de goteo para el material B fue un parámetro que afectó en gran magnitud a los resultados, puesto que mientras se iba aumentando el tiempo de goteo se incrementaba la extracción de oro desde 56.10% a 75,52% llegando a 85,16% respectivamente.

Se comprobó que la adición del ácido debe realizarse en un rango de tiempo de 10 a 14 minutos.

Los principales parámetros que influyen en la extracción del oro en cada ensayo son: la concentración del ácido nítrico, el tiempo de la oxidación, el tiempo de goteo del HNO<sub>3</sub>. En el caso de la concentración del ácido nítrico está relacionado con el tiempo de la oxidación, ya que a mayor concentración menor el tiempo de oxidación y viceversa. Además, las cuotas de ácido dependerán del material y la cantidad de sulfuros presentes en cada muestra. El tiempo de goteo del ácido es importante para la reacción del material ya que se debe realizar de forma controlada y pausada, para mejores resultados.

# CAPÍTULO 4

## 4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 4.1 Conclusiones

#### 4.1.1 Oxidación con $\text{HNO}_3$

- Se realizó la caracterización mineralógica determinando que las muestras contienen cuarzo, pirita, calcopirita, rodocrosita, jarosita, magnetita, esfalerita.
- Se comprobó el incremento del porcentaje de extracción de Au alcanzando un 95,78% para la muestra A, aplicando la oxidación con ácido nítrico como pretratamiento.
- Se determinó el análisis volumétrico para calcular el porcentaje de recuperación de  $\text{HNO}_3$ , utilizando como titulante el compuesto NaOH con concentración de 20 g/L y como indicador fenolftaleína al 0,1 %.
- Se estima que mientras mayor es el tiempo de oxidación mayor es la generación de elementos tales como As, Cu que pueden interferir en la posterior lixiviación con NaCN, disminuyendo el porcentaje de extracción de Au.
- Se comprueba que mientras mayor es la velocidad de goteo de ácido nítrico menor es el porcentaje de extracción de oro.

#### 4.1.2 Torres de Absorción

- Para todos los ensayos realizados se trabajó con una torre de absorción, obteniendo en las primeras pruebas recuperaciones de  $\text{HNO}_3$  de 30%, siendo necesario adaptar más torres al sistema para lograr absorber todos los gases generados y regenerar un mayor porcentaje de  $\text{HNO}_3$ .

- Se utilizó un tanque de agua alcalinizada con cal pH10 para capturar los gases NO que no lograron regenerarse.
- La reducción de pH en la solución con cal de 10 a 5,5, sugiere que sí se capturan los gases NO producto de la reacción entre el ácido nítrico y el material.

#### **4.1.3 Lixiviación con NaCN**

- Se aumentó el porcentaje de extracción de oro para la muestra A, de 75,89% a 95,87%, lixiviando durante 24 horas con una concentración de 500 ppm de NaCN.
- Se incrementó el porcentaje de extracción de oro para la muestra B, de 62,68% a 85,16%, lixiviando durante 24 horas con una concentración de 500 ppm de NaCN.
- Se comprobó para la muestra A, que al incrementar la fuerza iónica del CN de 500 ppm a 1000ppm en 24 horas, se obtuvieron mejoras en el porcentaje de extracción de Au.
- Debido a los ensayos realizados a los relaves resultantes del proceso de lixiviación, las leyes ensayadas indican que el proceso es mejorable y que por lo tanto se puede incrementar el porcentaje de extracción de oro.

## **4.2 Recomendaciones**

### **4.2.1 Oxidación con HNO<sub>3</sub>**

- Iniciar los ensayos con concentraciones de HNO<sub>3</sub> del 10% (p/p), para garantizar un mejor control de los efectos generados durante la reacción del ácido con el material.
- Realizar oxidación en un tiempo de 70 a 90 minutos, con base en las pruebas realizadas en estos periodos se obtiene buenos porcentajes de extracción de oro.

#### **4.2.2 Torres de Absorción**

- Utilizar oxígeno de alta pureza en la etapa de regeneración, para favorecer la oxidación de NO a NO<sub>2</sub>, siendo este compuesto muy soluble en agua permitiendo la formación de HNO<sub>3</sub>.
- Implementar un diseño de torres con la menor cantidad de uniones y empates, para evitar fuga de gases y la emisión de estos al ambiente.
- Incrementar la capa de relleno de la torre de absorción a 50% de la altura de la torre, para garantizar que todo el gas pueda tener contacto con el solvente.
- La formación de NO posterior a la absorción de NO<sub>2</sub> implica realizar varias etapas para oxidar el NO a NO<sub>2</sub> y lograr recuperar HNO<sub>3</sub>. Se recomienda realizar hasta 7 etapas para regenerar el 90% del ácido nítrico utilizado inicialmente.

#### **4.2.3 Lixiviación con NaCN**

- Finalizado el proceso de oxidación, se debe proceder de manera continua a la lixiviación, porque debido a factores externos se puede alterar la composición del material.
- Realizar la cianuración durante 48 horas para conocer el desarrollo y cinética que permita determinar el tiempo óptimo para el proceso.

# BIBLIOGRAFÍA

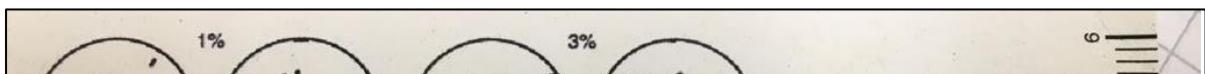
- Climo, M., Watling, H. R., & Van Bronswijk, W. (2000). Biooxidation as pre-treatment for a telluride-rich refractory gold concentrate. *Minerals Engineering*, 13(12), 1219–1229. [https://doi.org/10.1016/s0892-6875\(00\)00106-0](https://doi.org/10.1016/s0892-6875(00)00106-0)
- Deng, T. (1992). Chemical Oxidation of Iron Sulfide Minerals for Metals Recovery. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 10(1), 325–345. <https://doi.org/10.1080/08827509208914094>
- Fair, K. J., Schneider, J. C., & Van Weert, G. (2013). Options in the Nitrox Process®. In *Proceedings of the Metallurgical Society of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy*. <https://doi.org/10.1016/b978-0-08-035882-6.50035-2>
- Flatt, J. R., & Woods, R. (1995). A voltammetric investigation of the oxidation of pyrite in nitric acid solutions: relation to treatment of refractory gold ores. *Journal of Applied Electrochemistry*, 25(9), 852–856. <https://doi.org/10.1007/BF00772204>
- Gudyanga, F. P., Mahlangu, T., Roman, R. J., Mungoshi, J., & Mbeve, K. (1999). Acidic pressure oxidation pre-treatment of refractory gold concentrates from the Kwekwe roasting plant, Zimbabwe. *Minerals Engineering*, 12(8), 863–875. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)00074-6](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)00074-6)
- Li, D. X. (2009). Developments in the pretreatment of refractory gold minerals by nitric acid. *World Gold Conference. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2, 145–150.
- Marsden, J. (2006). *Chemistry of gold extraction*.
- Miller, P., & Brown, A. (2005). Bacterial oxidation of refractory gold concentrates. In *Developments in Mineral Processing* (Vol. 15). [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15016-9](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15016-9)
- Monhemius, A. (1987). Recent advances in the treat of refractory gold ores. *XII International Meeting on Mineral Treatment and Hidrometallurgy-Río de Janeiro*, 2, 281.
- Prater, J. D., Queneau, P. B., & Hudson, T. J. (1973). Nitric Acid Route To Processing Copper Concentrates. *Trans Soc Mining Eng AIME*, Vol. 254, pp. 117–122.
- R. Parga, J & R. Carrillo, F. (1996). Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista de Metalurgia*.

- Rueda Lillo, F. J. (2016). *Absorción de contaminantes inorgánicos de un gas de gasificación de RDF mediante sosa cáustica*. (15), 23–32. Retrieved from <https://idus.us.es/xmlui/handle/11441/49947>
- Whitlock, J. L. (1997). Biooxidation of Refractory Gold Ores (The Geobiotics Process). *Biomining*, 117–127. [https://doi.org/10.1007/978-3-662-06111-4\\_6](https://doi.org/10.1007/978-3-662-06111-4_6)
- Zeiss. (2007). *ZEISS Microscopy Solutions for Gold Ores*. 1–4.

# APÉNDICES

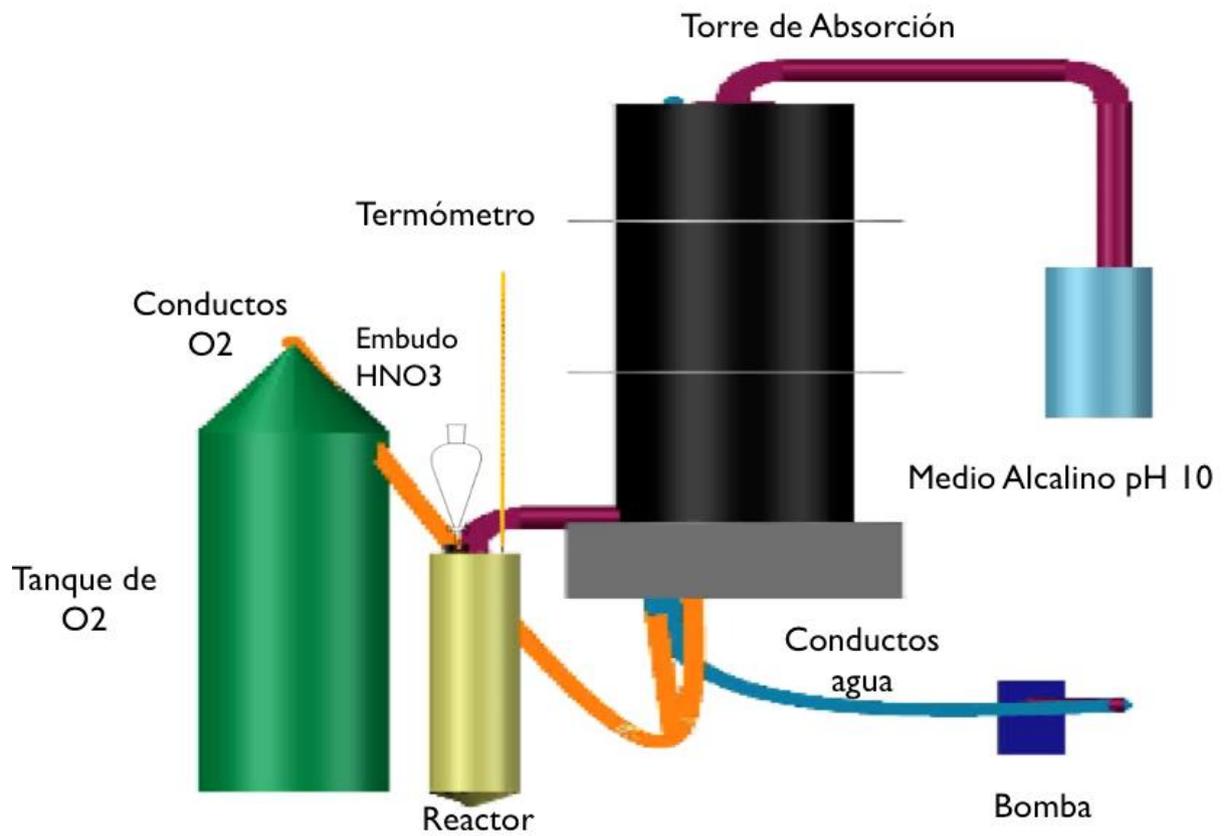
## APÉNDICE A

### ÁBACO PARA LA DETERMINACIÓN DEL PORCENTAJE DE MINERALES OPACOS



## **APÉNDICE B**

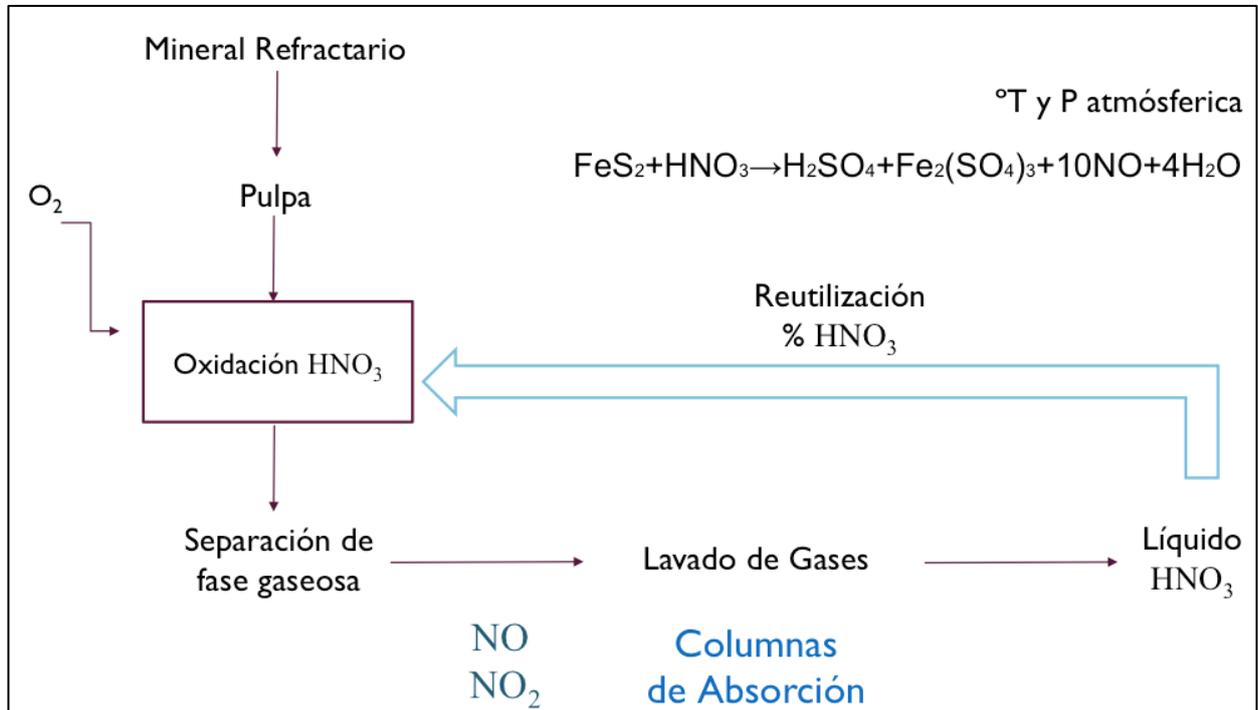
### **EQUIPO UTILIZADO EN PRUEBAS DE OXIDACIÓN**



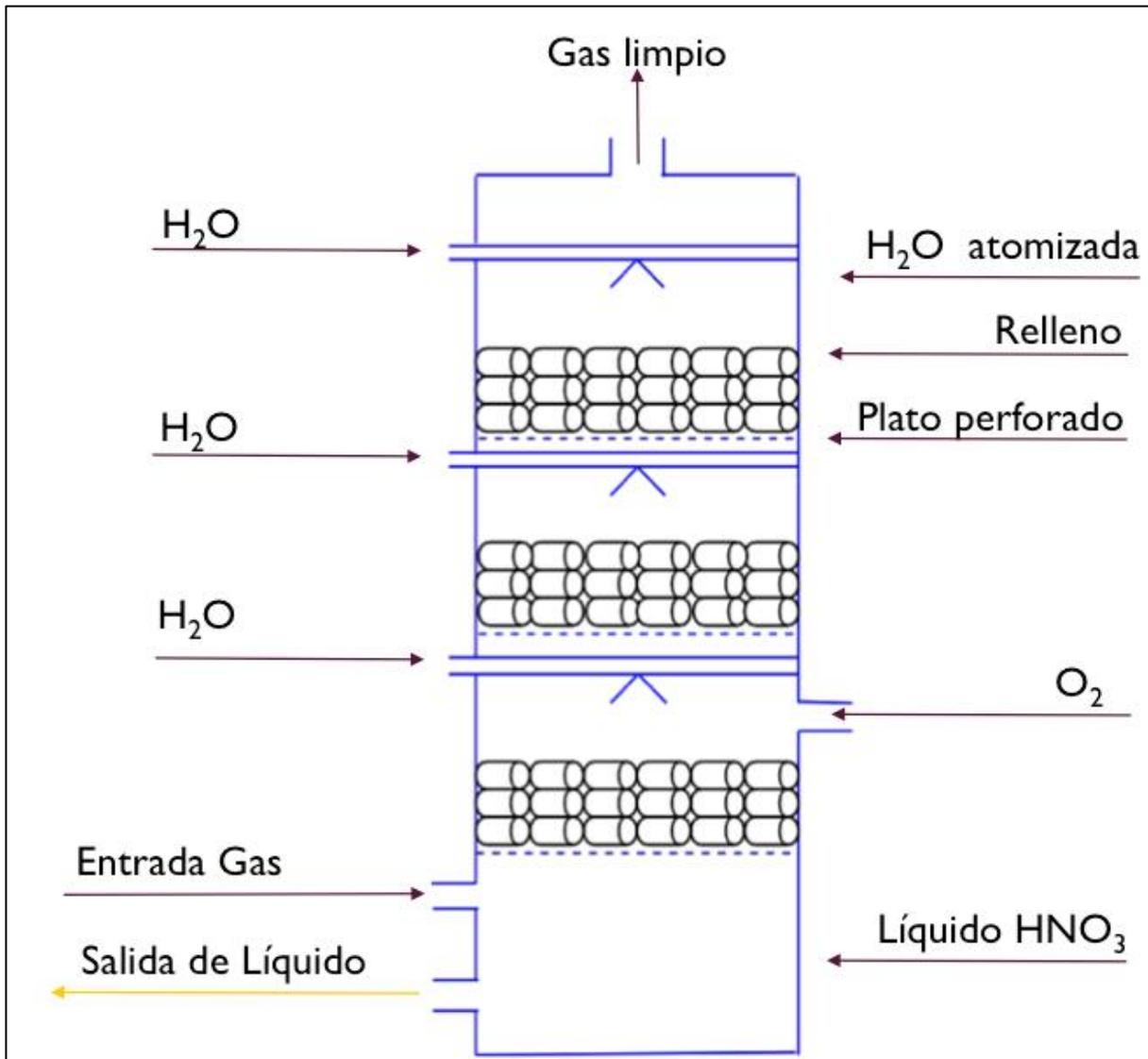
## APÉNDICE C

### ESQUEMAS DE PROCESOS OXIDACIÓN Y REGENERACIÓN DE $\text{HNO}_3$

## ESQUEMA DE OXIDACIÓN MATERIAL CON HNO<sub>3</sub>



## ESQUEMA DE TORRE DE ABSORCIÓN DE GASES TORRE CON PLATO Y RELLENO



## APÉNDICE D

## FÓRMULAS USADAS PARA EL CÁLCULO DE CONCENTRACIÓN DE ÁCIDO NÍTRICO RECUPERADO EN LAS TORRES DE ABSORCIÓN

Cálculo de  $\text{HNO}_3$  en solución

$$\text{HNO}_3(\text{g/L}) = V_{\text{consumido}}(\text{L}) \times \text{Conc. NaOH}(\text{g/L}) \times \frac{1 \text{ mol NaOH}}{39 \text{ g NaOH}} \times \frac{63 \text{ g HNO}_3}{1 \text{ mol HNO}_3} \times \frac{1}{V_{\text{alicuota}}(\text{L})}$$

Porcentaje de Recuperación  $\text{HNO}_3$

$$\% \text{ Recuperación } \text{HNO}_3 = \frac{\text{HNO}_3(\text{g/L}) \times V_{\text{Torre}}(\text{L})}{\text{HNO}_3 \text{ inicial}(\text{g})} \times 100$$

## FÓRMULAS USADAS PARA EL CÁLCULO DE LIXIVIACIÓN NaCN

### Cálculo de NaCN a utilizar

$$NaCN (g) = Conc. CN^{-} (mg/L) \times \frac{1g}{1000mg} \times \frac{49 g NaCN}{26 g CN^{-}} \times V_{H_2O} (L) \times \frac{1}{0,95}$$

### Ley cabeza calculada Au

$$Ley\ cabeza\ calc. (g/T) = [Dilución \times Au\ ens. (ppm)] + Ley\ Relave\ ens. (g/T)$$

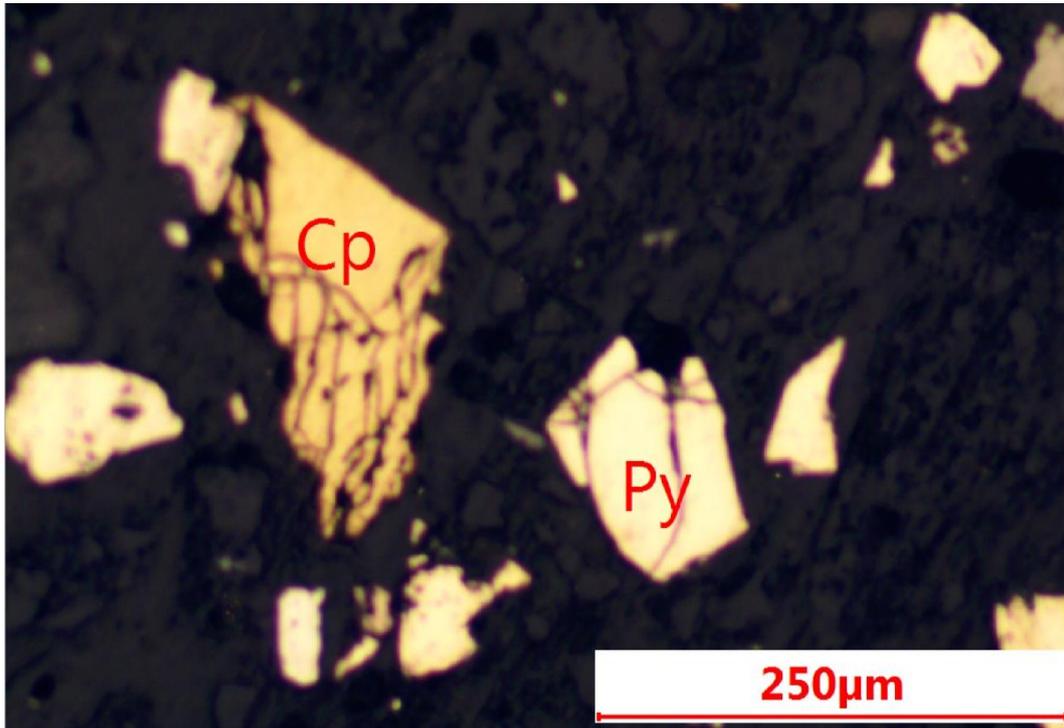
### Porcentaje de extracción Au

$$\% \text{ Extracción Au} = \frac{Dilución \times Au\ ens. (ppm)}{Ley\ cabeza\ calc. (g/T)}$$

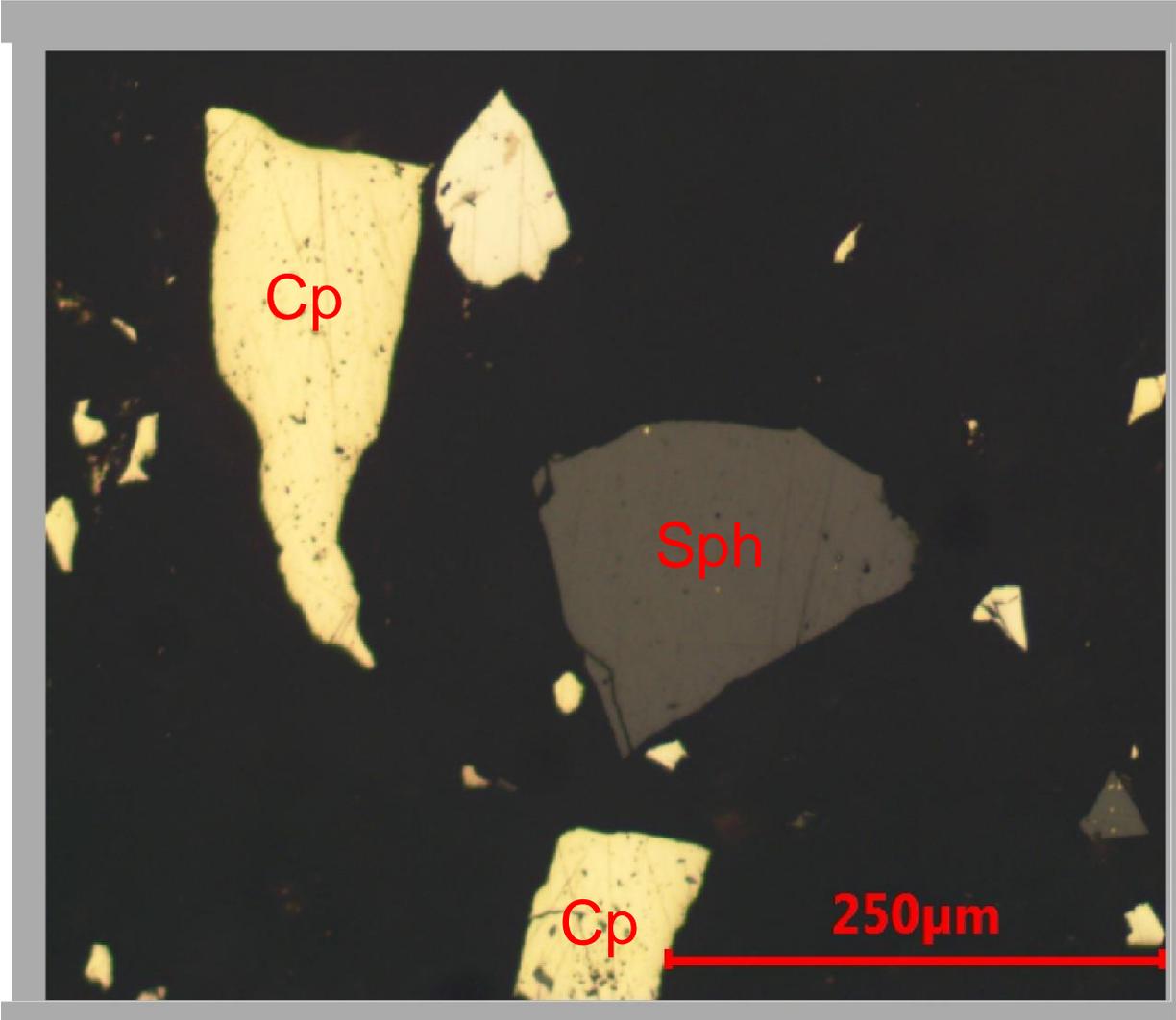
## APÉNDICE E

### IMÁGENES DE ANÁLISIS PETROGRÁFICO

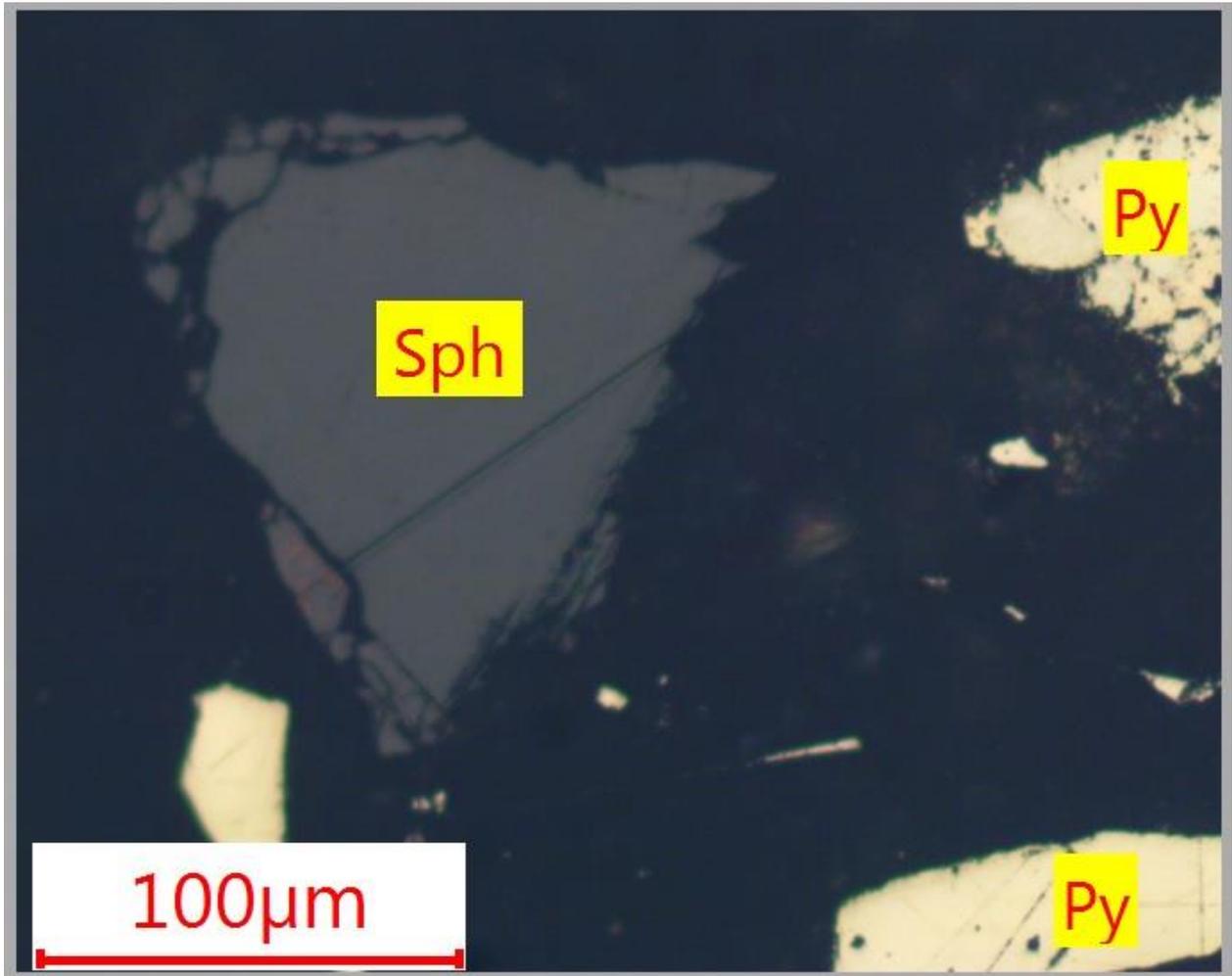
## Secciones pulidas



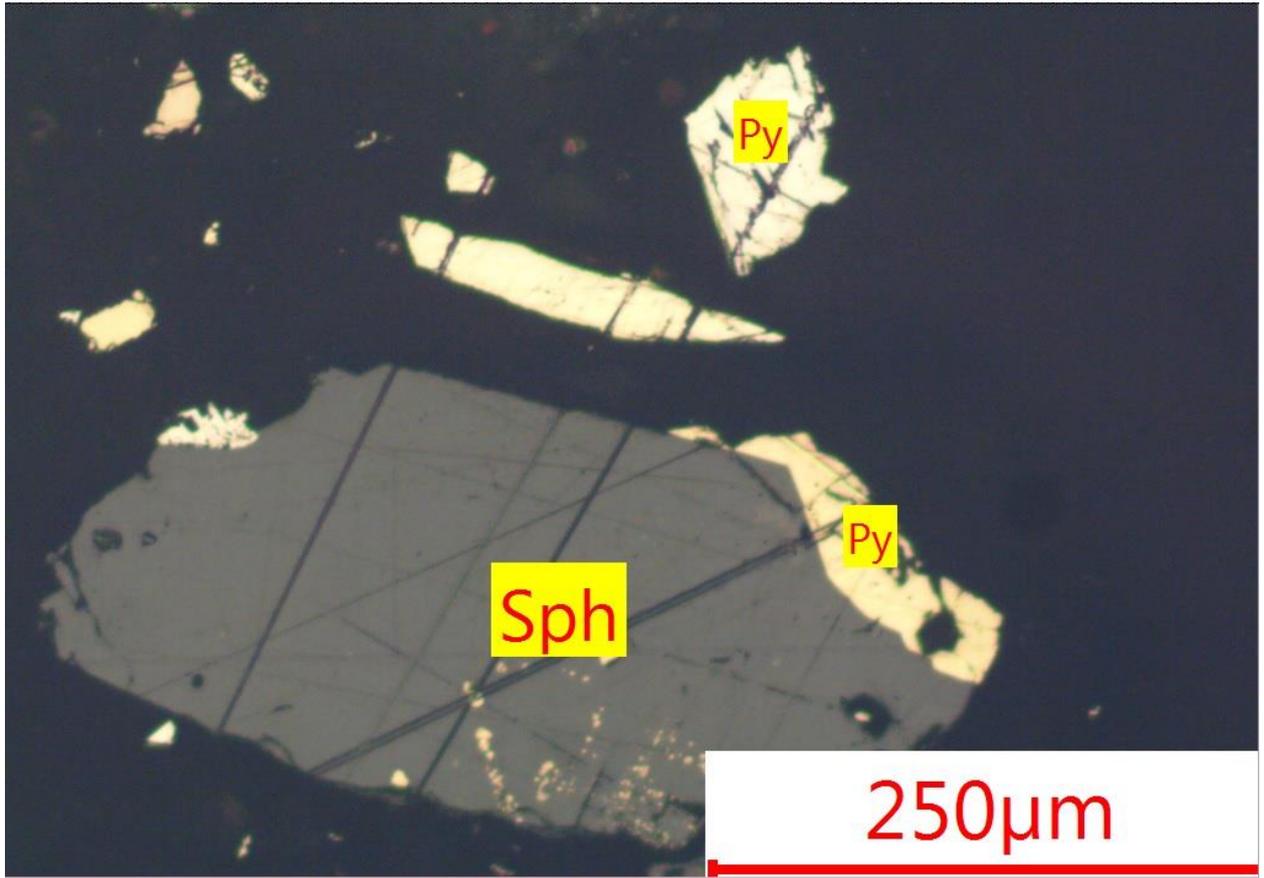
Muestra A. Nícoles paralelos. Aumento 40x



Muestra A. Nícoles paralelos. Aumento 40x



Muestra B. Nícoles paralelos. Aumento 40x



Muestra B. Nícoles paralelos. Aumento 40x