

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN**

**Facultad de Ingeniería**

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DE PROCESOS PARA EL TRATAMIENTO  
DE MINERALES AURÍFEROS SULFURADOS  
DE LA CONCESIÓN MINERA NUEVO  
MOISÉS YUNGAR- HUARAZ**

**TESIS**

Presentada por:

**Bach. Yassira Adela Mamani Cabrera**

Para optar el Título Profesional de:

**INGENIERO METALURGISTA**

TACNA – PERÚ

2022

# UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

## Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

### ESTUDIO DE PROCESOS PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES AURÍFEROS SULFURADOS DE LA CONCESIÓN MINERA NUEVO MOISÉS YUNGAR- HUARAZ

#### TESIS

Tesis sustentada el 23 de noviembre del dos mil dieciocho, siendo el jurado calificador integrado por:

PRESIDENTE	..... Dr. TOLOMEO RAÚL SOTO PEREZ
SECRETARIO	..... Dr. LUIS FORTUNATO CASO PALPA
VOCAL	..... Ing. DANIEL JESÚS ZEVALLOS RAMOS
ASESOR	..... Dr. FREDDY FELIPE CORI NINA

## **DEDICATORIA**

A DIOS, por guiarme en todos los aspectos de mi vida y permitirme llegar hasta este momento tan importante en mi formación profesional.

A mi MADRE ANA, quien es el pilar fundamental de mi vida, dándome buen ejemplo, cariño y sobre todo el enseñarme que la vida tiene altos y bajos pero que nunca debo rendirme para alcanzar mis objetivos.

A mi PADRE MIGUEL, por impulsarme a seguir creciendo como persona y profesional.

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar, quiero agradecer a Dios por permitirme vivir experiencias increíbles.

A mis padres, por darme la vida y apoyarme en este camino de la vida.

A mi querida Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, cuyos docentes me guiaron y permitieron concluir con una etapa de mi vida, gracias por la paciencia, orientación y guiarme en el desarrollo de esta investigación.

A mis amigos, que me ayudaron a seguir adelante con la elaboración de mi tesis.

## CONTENIDO

<b>DEDICATORIA</b>	iii
<b>AGRADECIMIENTO</b>	iv
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b>	ix
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b>	xi
<b>RESUMEN</b>	xii
<b>ABSTRACT</b>	xv
<b>INTRODUCCIÓN</b>	1
<b>CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b>	
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	4
1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	4
1.4. LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.5. OBJETIVOS	5
1.5.1. Objetivo general	5
1.5.2. Objetivos específicos	5
1.6. HIPÓTESIS	6
1.6.1. Hipótesis general	6
1.6.2. Hipótesis específica	6

1.7. Variables	7
1.7.1. Identificación de las variables	7
1.7.2. Definición operacional de las variables	7
<b>CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO</b>	
2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO	8
2.2. BASES TEÓRICAS	11
2.2.1. Definición del oro	11
2.2.1.1. Propiedades físicas del oro	12
2.2.2. Clasificación de minerales de oro	13
2.2.2.1. Minerales no refractarios	17
2.2.2.2. Minerales complejos	19
2.2.2.3. Minerales de oro refractarios	20
2.2.3. Cianuración	23
2.2.3.1. Descripción	23
2.2.3.2. Condiciones generales	23
2.2.4. Termodinámica de la cianuración	26
2.2.5. Cinética de disolución de sulfuro	30
2.2.5.1. Cinética de disolución de pirita	31
2.2.6. Tipos de lixiviación	33
2.2.6.1. Lixiviación por agitación	33
2.2.6.2. Lixiviación en pila o montón	34

2.2.6.3. Lixiviación intensiva	36
2.2.6.4. Lixiviación en bateas	36
2.2.6.5. Lixiviación in situ	37
2.2.7. Las variables que afectan los fenómenos	38
2.2.7.1. La temperatura y la presión de oxígeno	38
2.2.7.2. Concentración de ácido y pH	40
2.2.7.3. Grado de agitación	41
2.2.7.4. Densidad de pulpa	42
2.2.7.5. Tamaño de partícula	43
2.2.7.6. El tiempo de residencia	44
2.2.8. Minerales refractarios de oro y sus concentrados	45
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	47
<b>CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO</b>	
3.1. TIPO Y METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	52
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA	53
3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	54
3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS	54
3.4.1. Materiales, equipos y reactivos	55
3.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	56
3.5.1. Procedimiento para la caracterización física del mineral	56
3.5.1.1. Caracterización física	56

3.5.2. Procedimiento para la determinación del consumo de reactivo	58
3.5.2.1. Molienda del mineral de cabeza	58
3.5.2.2. Prueba de cianuración por agitación	59
3.5.2.3. Procedimiento para la determinación del cianuro libre	59
3.5.3. Procedimiento para las pruebas de lixiviación	60
3.5.3.1. Procedimiento para la copelación	62
<b>CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y ANÁLISIS</b>	
4.1. RESULTADOS	64
4.1.1. Resultados de la caracterización física del mineral	64
4.1.2. Resultados del consumo de reactivos en la cianuración	65
4.1.2.1. Resultados de la malla control -200 pasante 70 %	65
4.1.2.2. Resultados de la malla control -200 pasante 80 %	69
4.1.2.3. Resultados de la malla control -200 pasante 90 %	73
4.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS	77
<b>CONCLUSIONES</b>	81
<b>RECOMENDACIONES</b>	83
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	84

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b> Propiedades del oro	13
<b>Table 2.</b> Concentrations of gold in common minerals	15
<b>Tabla 3.</b> Molienda del mineral de cabeza	58
<b>Tabla 4.</b> Características de la lixiviación m-200 pasante 70 %	60
<b>Tabla 5.</b> Características de la lixiviación m-200 pasante 80 %	61
<b>Tabla 6.</b> Características de la lixiviación ma-200 pasante 90 %	61
<b>Tabla 7.</b> Resultados de la caracterización física	64
<b>Tabla 8.</b> Determinación del cianuro libre – 70 % pasante m-200	65
<b>Tabla 9.</b> Determinación del consumo del cianuro en kg/t– 70 % pasante m-200	66
<b>Tabla 10.</b> Determinación del consumo de NaOH – 70 % pasante m-200	66
<b>Tabla 11.</b> Determinación del % de recuperación del oro y plata -70 % pasante m-200	67
<b>Tabla 12.</b> Determinación del cianuro libre – 80 % pasante m-200	69
<b>Tabla 13.</b> Determinación del consumo del cianuro en kg/t – 80 % pasante m-200	70
<b>Tabla 14.</b> Determinación del consumo de NaOH – 80 % pasante m-200	70
<b>Tabla 15.</b> Determinación del % de recuperación del oro y plata – 80 % pasante m-200	71

<b>Tabla 16.</b> Determinación del cianuro libre – 90 % pasante m-200	73
<b>Tabla 17.</b> Determinación del consumo del cianuro en kg/t – 90 % pasante m-200	74
<b>Tabla 18.</b> Determinación del consumo de NaOH – 90 % pasante m-200	74
<b>Tabla 19.</b> Determinación del % de recuperación del oro y plata – 90 % pasante m-200	75
<b>Tabla 20.</b> Comparación de consumo de reactivo CN	78

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1. Oro nativo</b>	11
<b>Figura 2. Pepitas de oro</b>	12
Figura 3. Lingotes de oro	13
Figura 4. Clasificación de los minerales de oro	17
Figura 5. Opciones de procesamiento de oro para la molienda libre y semi-refractario	18
Figura 6. Clasificación compleja de minerales complejos	20
Figura 7. Los grados de mineral de oro en el tiempo	22
Figura 8. Diagrama Eh-pH para cianuro-oro- agua, sistema a 298,15 K (25° C) para [Au]=01 mM y [CN <sup>-</sup> ]=1mM.	29
Figura 9. Tipo de agitadores para la lixiviación por agitación	34
Figura 10. Lixiviación en pila o montón	35
Figura 11. Lingotera invertida en forma de cono	62
Figura 12. Consumo de reactivos en función del tiempo	67
Figura 13. Recuperación del oro y plata en función del tiempo	68
Figura 14. Consumo de reactivos en función del tiempo	71
Figura 15. Recuperación del oro y plata en función del tiempo	72
Figura 16. Consumo de reactivos en función del tiempo	75
Figura 17. Recuperación del oro y plata en función del tiempo	76

<b>Figura 18.</b> Comparación del tiempo de lixiviación y consumo de reactivo CN	79
<b>Figura 19.</b> Comparación del tiempo de remolienda Vs. % de recuperación	80

## RESUMEN

En la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz existen minerales auríferos sulfurados refractarios o complejos, donde el oro fino libre se encuentra atrapado y/o encapsulado en minerales sulfurados, y es uno de los problemas en la planta concentradora, el presente trabajo de investigación encontró una alternativa para el tratamiento de este tipo de minerales complejos. Se determinó las características físicas de los minerales auríferos sulfurados donde se obtuvo una humedad de 1,95 %, la densidad fue de 2,3 g/cm<sup>3</sup> y el pH trabajado en las pruebas tuvo un valor de 11, también se determinó del consumo de reactivos para la cianuración en la lixiviación de minerales auríferos sulfurados, el 70 % pasante la malla -200 presenta un menor consumo de reactivo no superando los 8 Kg de CN/t, para el 80 % pasante la malla -200 el consumo de CN aumenta en el tiempo de las 48 horas de lixiviación, y por último el 90 % pasante la malla -200 presenta mayor consumo a partir de las 24 horas.

**Palabras clave:** Cianuración, lixiviación, recuperación, remolienda, mineral sulfurado.

## **ABSTRACT**

In the New Moisés Yungar-Huaraz mining concession there are refractory or complex sulfur-bearing gold ores, where the free fine gold is trapped or encapsulated in the sulphides, is one of the problems of the concentrator plant, the present research found an alternative for the treatment of this type of complex minerals, consisting of a regrind, leaching tests by agitation and then the gravels are evaluated by the copeling method. The physical characteristics of the sulphide gold minerals were determined, where a humidity of 1,95 % was obtained, the density was 2,3 g/cm<sup>3</sup> and the normal pH worked in the tests had a value of 11, consumption was also determined of reagents for the cyanidation in the leaching of sulfur-bearing gold minerals, the 70 % through-the mesh - 200 presents a lower consumption of reagent not exceeding 8 Kg of CN/t, for the 80 % through the mesh -200 the consumption of CN It increases in the time of the 48 hours of leaching, and finally the 90 % through the mesh -200 presents higher consumption after 24 hours.

**Keywords:** Sulphide mineral, cyanidation, recovery, trawl, leaching.

## INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo de tesis se desarrolló un estudio de los minerales sulfurados de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar-Huaraz, donde los bajos niveles de extracción del oro se deben a la refractariedad de los minerales, la influencia de la presencia de minerales complejos, retardan e inhiben la disolución del oro metálico a solución y esto se logra mediante el proceso de cianuración , también existe otro medios para el tratamiento de estos minerales complejos los que pueden ser ciclos de tostación, pre-aireación o pre oxidación, lixiviaciones acuosas con soluciones ácidas o básicas bajo condiciones controladas de presión, temperatura y mediante la lixiviación bacteriana, etc.

La mayoría de las veces, la cianuración de estos minerales requiere largos periodos de lixiviación y se producen bajas recuperaciones de oro, para obtener resultados se hacen pruebas a escala de laboratorio y luego a nivel piloto. El desarrollo del presente estudio consta de cuatro capítulos y estas son: Planteamiento del problema, marco teórico, marco metodológico y finalmente están los resultados y análisis.

En la metalurgia del oro, merecen especialmente atención aquellos minerales llamados refractarios o minerales problema. Estos incluyen al oro combinado químicamente (teluros), el oro libre atrapado o asociado en los sulfuros refractarios (pirita y especialmente arsenopirita) y el oro lixiviable que es reabsorbido sobre materiales carbonáceos en el mineral. Por lo general, el tratamiento de este tipo de minerales complejos requiere la aplicación de técnicas de pretratamiento o combinación de estas; sin embargo, hay minerales que no responden satisfactoriamente inclusive a este tipo de tratamientos previos, lo que una mayor investigación en este tema es necesaria (Misari, 2010).

# **CAPÍTULO I**

## **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

### **1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA**

#### **1.1.1. Antecedentes del problema**

Existe una cantidad significativa de minerales que contienen oro y estos pueden estar conjuntamente asociados con sulfuros y otro tipo de minerales que son considerados minerales refractarios, para el tratamiento de estos minerales mayormente se utiliza el cianuro de sodio, el tratamiento con este reactivo requiere mayor tiempo de lixiviación y se obtiene recuperaciones bajas de oro.

#### **1.1.2. Problemática de la investigación**

La problemática de la investigación es encontrar los procesos adecuados para obtener una buena recuperación del metal valioso, se podría realizar mediante la cianuración, flotación, el grado de liberación de la partícula, tratamientos piro-químicos de tostación, calcinación y fusión para lograr la oxidación y reducción de sus componentes, de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

Ante la problemática del estudio de procesos para el tratamiento de minerales auríferos sulfurados, nos planteamos la siguiente interrogante

***¿De qué manera se evaluaría el proceso de tratamiento de minerales auríferos sulfurados para la obtención de una buena recuperación de oro de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz?***

## **1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA**

Se justifica este estudio con la aplicación y análisis a minerales auríferos sulfurados mediante la cianuración por lixiviación y su recuperación del oro, la consistencia de la investigación está en las evaluaciones de diferentes grados de liberación del material, verificando los distintos tiempos de molienda y obtención de soluciones cianuradas.

La importancia de este estudio nos permite dar a conocer el grado de liberación y posterior a la lixiviación con cianuro de sodio de manera experimental. La lixiviación de minerales auríferos aparece como un área bien evolucionada en lo que a tratamientos

de minerales de oro y plata se refiere. Así entonces se muestra como la vía de proceso más económica para la recuperación del oro.

#### **1.4. LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

Un gran problema considerado como una limitación de esta investigación es determinar la mineralogía del mineral debido al costo de esta prueba y la realización de distintas pruebas como la flotación.

#### **1.5. OBJETIVOS**

##### **1.5.1. Objetivo general**

Control del parámetro de la molienda en la lixiviación del mineral aurífero sulfurado para la recuperación de oro.

##### **1.5.2. Objetivos específicos**

- Determinar las características físicas de los minerales auríferos sulfurados.
- Determinar el consumo de reactivos y cianuración en la lixiviación de minerales auríferos sulfurados.

- Comparar las pruebas de lixiviación a diferente tiempo de molienda, para la obtención de la recuperación del oro.

## **1.6. HIPÓTESIS**

### **1.6.1. Hipótesis general**

Controlando uno de los parámetros de molienda en este caso el tiempo de molienda del mineral aurífero sulfurado se tendrá una buena recuperación de oro en la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz.

### **1.6.2. Hipótesis específica**

- Realizando pruebas en el laboratorio se logrará la caracterización física del mineral como son la humedad, densidad, medición del pH y el análisis granulométrico.
- Mediante las pruebas de lixiviación se obtendrán datos del consumo de reactivos.
- Mediante la comparación de las pruebas de lixiviación a diferente tiempo de molienda, se obtendrá una buena recuperación del oro.

## **1.7. VARIABLES**

### **1.7.1. Identificación de las variables**

Para este estudio se considera las siguientes variables.

#### **Variable independiente**

Tratamiento de oro sulfurado

#### **Indicadores:**

- Tiempo de molienda
- Concentración de CN
- Granulometría ( $\mu\text{m}$ )
- Tiempo de lixiviación

#### **Variable dependiente**

Recuperación de oro

#### **Indicadores:**

- Porcentaje de recuperación del oro

### **1.7.2. Definición operacional de las variables**

El método permite contrastar si las variables son medibles o no. Así mismo, permite identificar los indicadores para la construcción de los instrumentos de medición. Constituye la base para la recolección de la información que permitirá la comprobación de las hipótesis.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO**

En su estudio indican que el proceso metalúrgico adecuado de acuerdo a los resultados de la investigación de la presente tesis, para la recuperación de oro de minerales sulfurados de baja ley en la provincia de Casma, fue una pre concentración con el concentrador Falcón, seguido de la flotación de los relaves de la pre concentración, finalmente se juntaron y se remolieron los concentrados de la pre concentración y flotación , para realizar el proceso de cianuración, obteniéndose una recuperación total de 87,94 % de oro y un consumo de cianuro de sodio de 1,65 Kg/t (Julca y Ortiz, 2017).

En base a sus estudios obtuvieron los resultados de la caracterización, se realizaron pruebas metalúrgicas de preconcentración a la muestra, con el equipo de concentración Falcón; los resultados de la prueba más representativa obtenida a una granulometría de 67,80 % malla -200, obteniéndose una calidad del concentrado de 16,20 g/t, con una recuperación de

57,04 %; además de 41,60 como radio de concentración para la muestra analizada. Por último, se obtuvo una cabeza calculada de 0,68 g/t. Con el relave de la prueba más representativa de la pre-concentración, se realizaron varias pruebas metalúrgicas de flotación. La prueba más representativa se obtuvo utilizando 74,10 g/t de colector (AR1208), obteniéndose una calidad del concentrado de 11,36 g/t, con una recuperación de 92,27 % y 88,11 como radio de concentración.

Los concentrados de la pre-concentración y de la flotación se juntaron y pasaron a remolienda, obteniéndose una granulometría final de 80,27 % malla -200 con una ley de cabeza de 15,78 g/t y con ello se realizaron pruebas metalúrgicas de cianuración en botella, a diferentes tiempos; la prueba más representativa es a 72 horas de cianuración, obteniéndose 87,94 % de recuperación de oro y con un consumo de cianuro de sodio de 1,65 Kg/t (Aramburú, Azañero, *et al.*, 2015).

En su investigación realizó la caracterización geometalúrgica del mineral con el objeto de identificar los procesos aplicables técnica, económica y ambientalmente en el beneficio y extracción de oro, a partir de mineral de mina. Se realizó la caracterización

mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica de un mineral aurífero de la zona norte del país, para determinar los parámetros que más influyen en los procesos de extracción y seleccionar así las tecnologías más adecuadas de implementación.

Cada compuesto fue caracterizado mineralógica, fisicoquímica y metalúrgicamente, determinando las características más influyentes en los procesos extractivos. Los resultados obtenidos indican que el oro presente en el mineral se presenta en un tamaño muy fino (menor 75 micrones), y que la gran mayoría está como libre o expuesto. Por tal motivo, se requiere que el mineral sea molido finamente para su posterior tratamiento de cianuración convencional por agitación (Marchese, 2007).

En su investigación determina un estudio de las condiciones óptimas de trabajo y estas fueron 4,10 mol/L de sulfuro de sodio, 2,5 mol/L de hidróxido de sodio y una temperatura de 343,15 K (70 °C), bajo estas condiciones el porcentaje de extracción de antimonio fue de 87,17 %, después del pre tratamiento con sulfuro de sodio e hidróxido de sodio el porcentaje de extracción del oro mejoró de un 49 % a 78 %, en el caso de la plata el porcentaje de extracción aumentó de 19 % a 87 % (Lara, 2016).

## 2.2. BASES TEÓRICAS

### 2.2.1. Definición del oro

El oro (Au - del latín Aurum) es el elemento atómico número 79 del sistema o tabla periódica de los elementos, comercialmente es el más conocido de los metales nobles (Pimentel, 2010).



**Figura 1.** Oro nativo

**Fuente:** <https://i.ytimg.com/vi/F6Xg52xhceg/hqdefault.jpg>



**Figura 2.** Pepitas de oro

**Nota:** <https://cdn.forbes.com.mx/2018/08/oro-reuters-640x360.jpg>

#### **2.2.1.1. Propiedades físicas del oro**

- Metal maleable y dúctil
- Presenta varias tonalidades de color amarillo según su pureza
- No se corroe ni se empaña
- En lingote se le trocea, modela y martilla en frío
- Es de fácil soldadura autógena
- Excelente conductor eléctrico
- Buen aislante del calor y del frío

**Tabla 1**  
*Propiedades del oro*

Propiedad	Unidad
Numero atómico	79
Densidad	19,32 g/cm <sup>3</sup>
Punto de fusión	1 336,15 K (1063 °C)
Punto de ebullición	3 243,15 K (2970 °C)
Dureza	2,5-3 (escala de Mohs)

**Nota:** Pimentel, 2010



**Figura 3.** Lingotes de oro

**Nota:** <http://www.lavozdemichoacan.com.mx/wp-content/uploads/2018/09/lingotes-de-oro.jpg>

### 2.2.2. Clasificación de minerales de oro

El oro es un metal lustroso y amarillo que es maleable y relativamente químicamente inerte (Marsden y House, 2006).

Según los autores, observaron que, a lo largo de la historia de la humanidad, el oro ha disfrutado de un lugar especial como metal preferido para joyería, que significa riqueza y poder; con uso generalizado de oro por el antiguo egipcio en toda Europa y Asia (Mudd *et al.*, 2012).

De acuerdo con el Servicio Geológico de los Estados Unidos, las estimaciones del contenido de oro de la corteza terrestre se encuentran en el rango de 0,001 a 0,006 partes por millón (Jones, 1968).

En el estudio realizado por los autores (Marsden y House, 2016) exponen que la concentración promedio de oro en la corteza terrestre aproximadamente 0,005 g/t, que es mucho más bajo que la mayoría de los otros metales, por ejemplo, plata (0,07 g/t) y cobre (50 g/t).

Según Neuvonen (2013) "El oro se recupera de fuentes como aluvial y placer" depósitos, venas asociadas con cuarzo y diversos sulfuros; también de refinar residuos de metales no ferrosos". El oro aparece normalmente como un elemento traza en varios sulfuros comunes y sulfarsenide minerales. Este tipo de oro

se llama oro submicroscópico o invisible, la concentración de oro en minerales de oro comunes se presenta en la tabla 2.

**Tabla 2**  
*Concentrations of gold in common minerals*

Mineral		Gold concentration
Arsenopyrite	FeAsS	<0,3ppm – 1,7 wt-%
Loellingite	FeAs <sub>2</sub>	1,5 – 1,087 ppm
Pyrite	FeS <sub>2</sub>	<0,25 – 59 ppm
Tetrahedrite	Cu <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	<0,25 – 1,8 ppm
Pyrrhotite	Fe <sub>x-1</sub> S	0,006 – 1,8 ppm
Marcasite	FeS <sub>2</sub>	0,05 – 4,1 ppm
Chalcopyrite	CuFeS <sub>2</sub>	0,01 – 20 ppm

**Nota:** Neuvonen, 2013

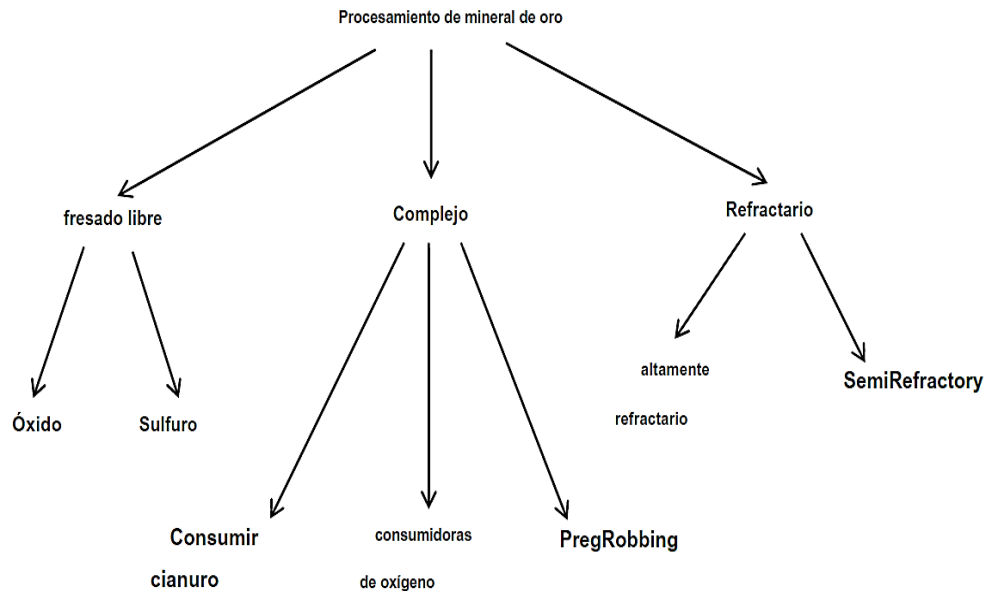
Los materiales primarios y secundarios que llevan oro se pueden dividir en quince grupos, basados en sus características mineralógicas los minerales de oro son caracterizados como "fresado libre", "complejo" o "refractario", como se ilustra en la figura 4 (La Brooy *et al.*,1994).

La refractariedad simplemente significa terquedad o no ceder fácilmente. Se refirieron a esos minerales de oro que dan una recuperación económica de oro aceptable solo con el uso de cianuro significativamente mayor o requerimientos de oxígeno como "complejo". Varios otros autores, sin embargo, simplemente

clasifican los minerales de oro como ya sea refractario o no refractario (Taylor,2013).

En minerales de oro no refractarios, significativos la proporción del oro (> 90 %) puede recuperarse mediante molienda seguida de cianuración directa. Se dice que los minerales no refractarios son fresados libres. Los minerales de oro se consideran refractarios si las recuperaciones de oro después de un proceso de cianuración convencional son menos del 80 % incluso después de la molienda fina (Marsden y House, 2006).

Estas bajas extracciones normalmente no permiten la recuperación económica del metal. Pretratamiento, por lo tanto, se requieren pasos para hacer la extracción de minerales de oro refractarios económicamente viable.



**Figura 4.** Clasificación de los minerales de oro

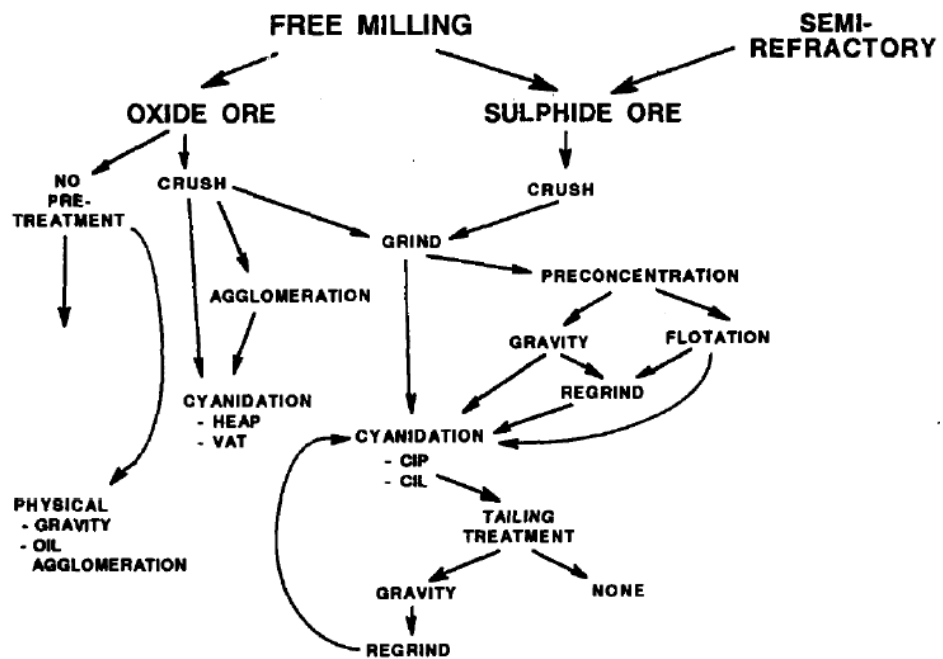
**Nota:** La Brooy *et al*,1994

### 2.2.2.1. Minerales no refractarios

Se dice que los minerales no refractarios son "molienda libre". En minerales de molienda libres de oro, significativos la proporción del oro se recupera por concentración de gravedad y cianuración directa (Yang *et al.*, 2013).

Argumentó que el oro en minerales no refractarios no está encerrado en los sulfuros y es disponible para lixiviación Los minerales de molienda gratuitos son fáciles de tratar. El oro en tales minerales es recuperado por la gravedad técnicas de separación o cianuración directa (Marsden y House, 2006).

Opciones de procesamiento para procesamiento de oro para molienda libre y semi- refractario de los minerales se muestran en la figura 5.



**Figura 5.** Opciones de procesamiento de oro para la molienda libre y semi-refractario

**Nota:** La Brooy et al,1994

La principal ruta de procesamiento para los minerales de molienda libres es la lixiviación con cianuro de agitación con oro recuperación por CIP / CIL (Marsden y House, 2006).

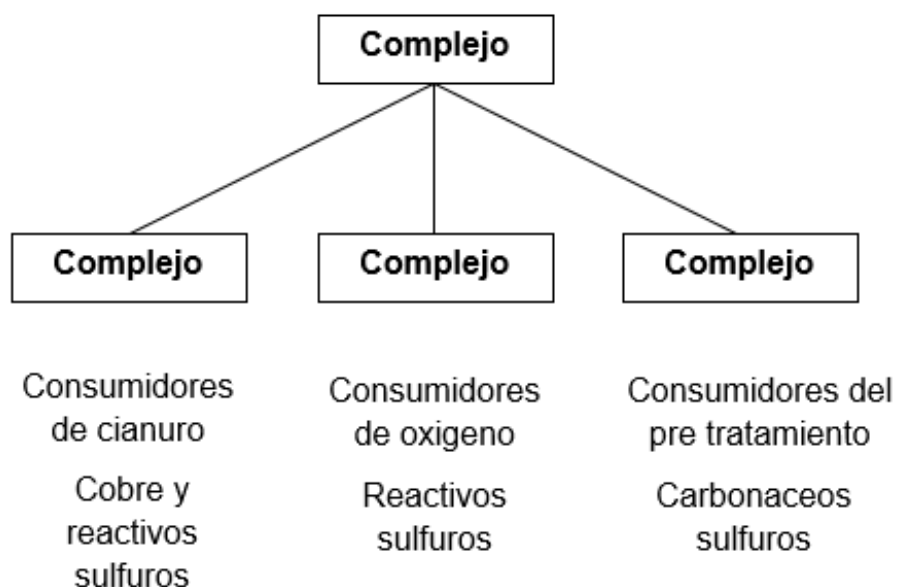
En minerales de molienda libres, el mineral se prepara primero por un paso de trituración que generalmente consta de 2-3 etapas de trituración y 1 o 2 etapas de SAG o molienda de

varillas y bolas para producir un producto típicamente 80 % pasando 75  $\mu\text{m}$ . En algunos casos, el tamaño de la pepita de oro las partículas se recuperan mediante un proceso de concentración por gravedad (La Brooy *et al.*,1994).

#### **2.2.2.2. Minerales complejos**

Los minerales complejos pueden caracterizarse por alto contenido de cianuro o consumo de oxígeno o comportamiento de robo previo causado principalmente por materia carbonosa; ver figura 6. La mala extracción de oro por cianuro de estos minerales se atribuye al robo de pre gránulos característica de la materia carbonosa, oro encerrado en minerales de sulfuro y ganga silíceas (La Brooy *et al.*,1994).

Los materiales carbónica presente activa tiene la capacidad de adsorber oro disuelto de soluciones de cianuro y haciendo que el licor de lixiviación sea estéril (Paper y Aylmore, 2013).



**Figura 6.** Clasificación compleja de minerales complejos

**Nota:** La Brooy *et al.*, 1994

### 2.2.2.3. Minerales de oro refractarios

Con referencia a los minerales de oro, el contenido de oro no se libera del mineral mediante molienda y cianuración (Barnes y Stubina, 2011).

También se define un mineral de oro refractario como uno en el que la recuperación de oro es inferior al 80 % después de la cianuración convencional (Fraser, 1991).

Hizo un estudio y calculó que los minerales refractarios son caracterizados por recuperaciones de oro pobres, incluso con fresado ultrafino (Barnes y Stubina, 2011).

En su teoría menciona que incluso con la adición mejorada de reactivos, los minerales de oro refractarios aún proporcionan una recuperación parcial de oro (Brooy *et al.*,1994).

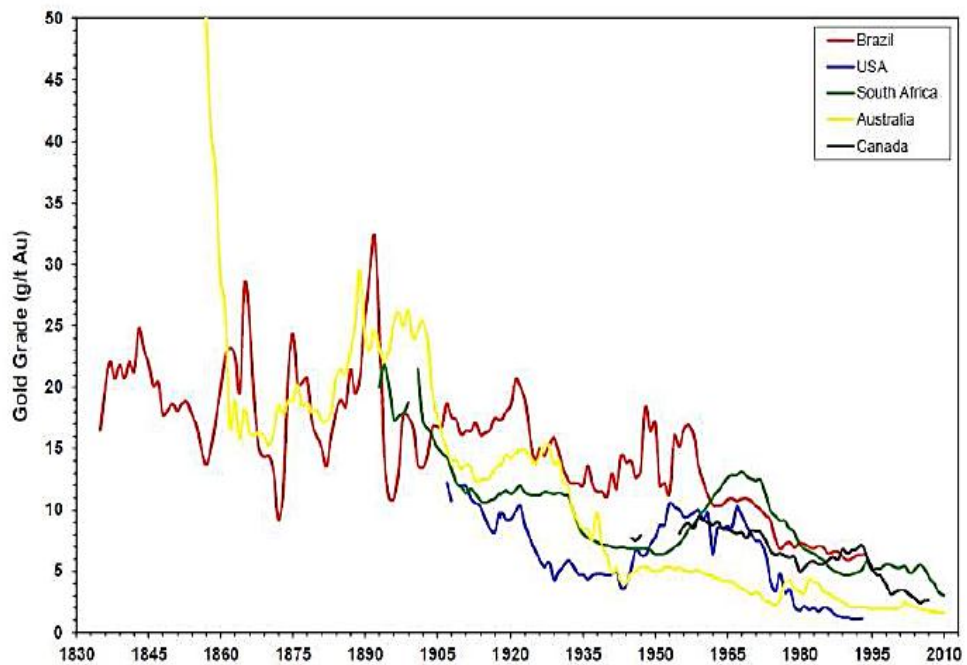
Esto ha sido confirmado por Taylor et al. (2006) así como varios otros autores. Cuando la materia carbonosa está presente en mineral sulfurados, se clasifica como doble refractario (Nanthakumar, 2007).

A diferencia de los minerales de molienda libres, los minerales refractarios requieren pretratamiento antes de la cianuración, para lograr una extracción de metal óptima (Afenya,1991).

A medida que la minería avanza, los minerales no refractarios se agotan cada vez más. Marsden y House (2006) y Yang *et al.* (2013) han sugerido que, con el agotamiento creciente de minerales de oro no refractarios, Los minerales de oro refractario se han convertido en los principales materiales de la industria del oro, y casi un tercio del oro proviene de minerales de oro refractarios en todo el mundo.

Nuevamente, los minerales de molienda libre no solo se están agotando, según (Mudd et al. 2012), los grados de mineral

de oro están disminuyendo gradualmente. Como se puede ver en la figura 7, ha habido una disminución global en el grado de los minerales de oro.



**Figura 7.** Los grados de mineral de oro en el tiempo

**Nota:** Mudd *et al.*, 2013

Afenya (1991) ha argumentado que, debido a la disponibilidad de considerables reservas de minerales refractarios de oro en muchas partes del mundo, existe la necesidad de una mejor comprensión de su mineralogía para ser tratados con éxito.

### **2.2.3. Cianuración**

#### **2.2.3.1. Descripción**

Este método es el más utilizado para la extracción del oro; su enfoque data desde principios del siglo XX, experimentando sucesivas mejoras tanto en el ámbito de esquema del proceso como en su implementación desde instalaciones de planta. Constituye un método bien establecido, capaz de tratar los minerales de diversos tipos, mediante ciertas adaptaciones específicas (Sánchez y Villavicencio, 2013).

El principio básico del proceso de cianuración consiste en que una solución alcalina débil de cianuro tiene una acción preferencial por la disolución del oro y plata contenida en la mena.

#### **2.2.3.2. Condiciones Generales**

Sánchez y Villavicencio (2013) definen las condiciones generales para la cianuración del oro para su recuperación de la siguiente manera:

- La química de la cianuración del oro pone en evidencia la necesidad de la presencia de oxígeno para llevar a efecto el

proceso. El oxígeno necesario para la reacción química es aportado por el aire.

- Para evitar la transformación del radical  $CN^-$  en el compuesto HCN, el proceso de cianuración deberá efectuarse en medio básico, siendo el mínimo de trabajo el 50 % de HCN. La basicidad del medio por lo general se controla mediante la adición de cal, siendo el consumo muy variable según el mineral, desde 1 kg/t de mineral tratado hasta varios kilogramos.
- La cianuración se debe trabajar a un pH máximo de 11, por encima de este valor la velocidad de disolución del oro decrece debido a la formación del peróxido de calcio, el cual se adsorbe sobre el oro, ocasionando la pasivación del proceso.
- Para el proceso normalmente se usa cianuro de sodio, los consumos habituales varían de menos de 0,20 kg/t a 5,0 kg/t en los casos más difíciles. La concentración de cianuro libre en la solución de ataque varía entre alguna 100 ppm y 500 ppm de NaCN.
- La disolución del oro en soluciones cianuradas se realiza manteniendo una relación de equilibrio  $[CN^-]/[O_2]$  de 6,0, la

cual indica que, trabajando a altas concentraciones de cianuro, la tasa de disolución depende de la concentración de oxígeno; pero a bajas concentraciones de cianuro la tasa de disolución depende de la concentración de cianuro.

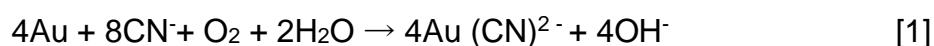
- El tiempo de ataque es dependiente del mineral tratado y de la dimensión de los granos de oro. Industrialmente, se encuentra entre 16 y 40 horas, con tiempos aún más largos para condiciones especiales. Teniendo en cuenta que la velocidad de disolución depende directamente de la superficie específica del oro ( $\text{cm}^2/\text{g}$ ), resulta razonable implementar la recuperación previa de las partículas gruesas de oro por gravimetría a fin de reducir los tiempos de permanencia y las pérdidas de metal en los residuos de cianuración.
- Siendo la cianuración un proceso gobernado por la difusión, se infiere que la velocidad de agitación es fundamental para aumentar la velocidad de disolución del oro por el cianuro.
- La aplicación de inyección de oxígeno en lugar de aire incrementa la recuperación final de oro en 5 %, pero fundamentalmente incrementa la cinética de disolución, reduciendo el tiempo necesario de 30 a solo 10 horas y reduce en 30 % el consumo de cianuro. El oxígeno da

mejores resultados cuando se emplea en el pre tratamiento de pulpas que contienen sulfuros, que durante la misma cianuración; se han reportado resultados similares cuando se aplica agentes oxidantes como H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> o CaO<sub>2</sub> en el pre tratamiento. En el Perú, hay varias plantas de cianuración Laytaruma *et al.* (2009) que emplean inyección de oxígeno producido en una planta propia de generación de oxígeno.

#### 2.2.4. Termodinámica de la cianuración

En el proceso de cianuración para la extracción de oro, el oro se oxida y disuelve en una solución acuosa de cianuro alcalino en presencia de oxígeno disuelto como un oxidante, formando el Au (I) complejo de cianuro, Au(CN)<sup>2-</sup> (Sánchez y Villavicencio, 2013).

La reacción global para la lixiviación de oro puede ser expresado por la siguiente ecuación:



Con el fin de representar la química de equilibrio de la reacción de cianuración, es a menudo conveniente utilizar el diagrama Eh-pH (también llamado como diagrama de Pourbaix) que es ampliamente utilizada en los procesos hidrometalúrgicos, en

la figura 8 se muestra el diagrama Eh-pH para el sistema oro-agua-cianuro-oxígeno a la temperatura de 298,15 K (25 °C) y  $[\text{CN}^-] = 10^{-3} \text{ M}$ .

Las dos líneas discontinuas indican los equilibrios para la reducción de agua en hidrógeno (línea inferior).



$$E^\circ = -0,0591 \text{ pH} - 0,0295 \log (\text{pH}_2) \quad [3]$$

Y para la reducción del oxígeno a agua (línea superior) está dada por la siguiente ecuación:



$$E^\circ = 1,23 \text{ hasta } 0,0591 \text{ pH} + \log (\text{PO}_2) \quad [5]$$

Respectivamente, donde  $\text{pH}=2$  y  $\text{PO}_2$  son la presión parcial de hidrógeno y gas oxígeno respectivamente (Ciminelli, 1987). Entre las dos líneas de trazos es la zona en la cual el agua es estable. La región sombreada indica la zona de estabilidad de oro como el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  complejos en soluciones acuosas de cianuro en un amplio rango de valores de pH. Como se ilustra en la figura 8, el oro puede ser oxidado por el oxígeno a un potencial de aproximadamente -0,52 V y será soluble en soluciones alcalinas de

cianuro a pH alto (> 10). Para propósitos prácticos, la estequiometría de la reacción de disolución de oro se da por la siguiente ecuación:



$$E^\circ = -0,57 \text{ V}$$

Mientras que la reacción reductora de oxígeno está dada por la siguiente ecuación:

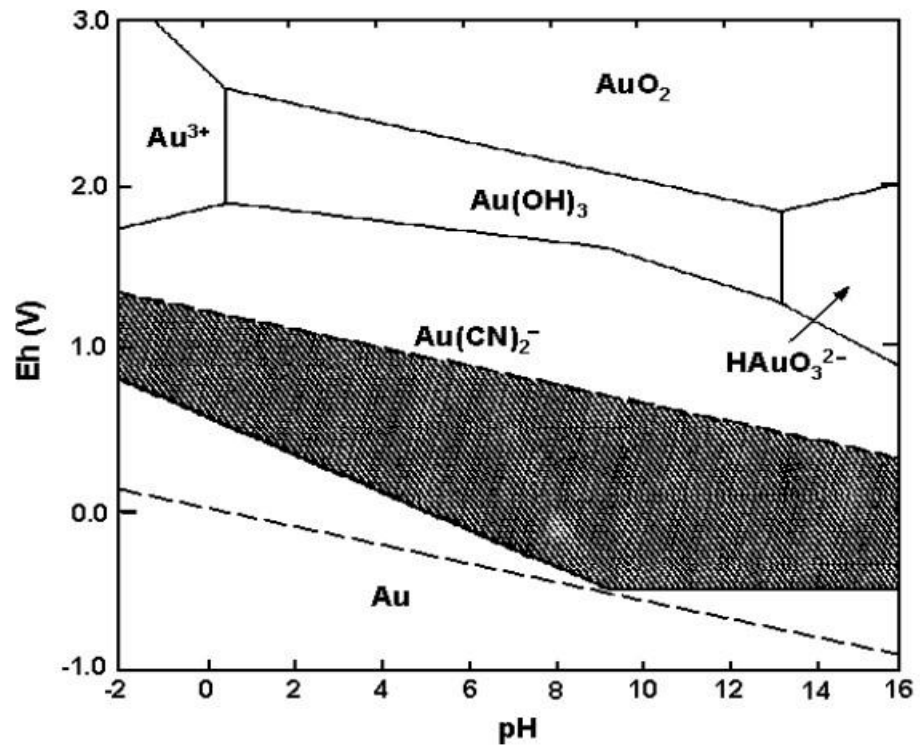


$$E^\circ = +0,401 \text{ V}$$

De mayor importancia en la práctica son las consideraciones cinéticas que se aplican a la lixiviación de oro.

Para comprobar los mecanismos fisicoquímicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a las propiedades termodinámicas y a los estables y meta estable representando en el diagrama de Pourbaix, que relaciona el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal por el pH del medio. La lixiviación del oro metálico, es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad del oro (Contreras y López, 2013).

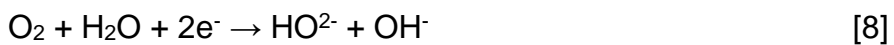
A continuación, se muestra el diagrama de pourbaix Eh-pH para cianuro-oro- agua:



**Figura 8.** Diagrama Eh-pH para cianuro-oro- agua, sistema a 298,15 K (25 °C) para  $[Au]=01$  mM y  $[CN^-]=1$ mM

**Nota:** Marsden, 2006

La reducción catódica de oxígeno en soluciones alcalinas ha sido experimentalmente demostrada que proceder a través de la formación intermedia de peróxido por la reacción (Marsden, 2006).



$$E^\circ = -0,076 \text{ V}$$

El peróxido de hidrógeno formado es un fuerte agente oxidante que puede participar en reacciones de oxidación más:



$$E^\circ = 0,878 \text{ V}$$

El oxígeno puede ser reducido directamente a los iones hidróxido, en lugar de  $\text{HO}^{2-}$ . En general, estas reacciones requieren un gran potencial y son muy lentas. Está bien establecido sobre la base de mediciones electroquímicas que la tasa global de disolución de oro en gaseosas soluciones de cianuro alcalino es controlada por la velocidad de difusión de los reactivos de la solución a granel a la superficie de oro, es decir, la reacción es la masa de transporte controlado (Marsden, 2006).

Por lo tanto, la tasa de lixiviación de oro puede depender de la concentración de oxígeno, concentración de cianuro, la temperatura y la velocidad de agitación (Marsden, 2006).

### **2.2.5. Cinética de disolución de sulfuro**

La interacción de sulfuros con soluciones ácidas y alcalinas, en presencia de diversos reactivos tales como oxidantes, agentes complejantes, y compuestos tenso activos es ampliamente discutido en diversas publicaciones. Generalmente, la disolución de

minerales de sulfuro se explica por dos mecanismos: hidrolítica (no oxidantes) y oxidativa.

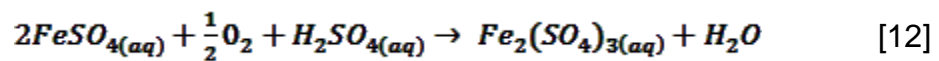
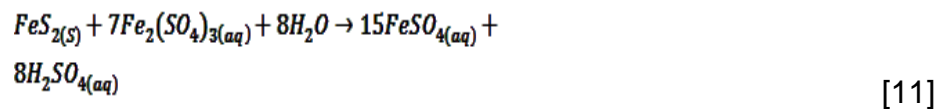
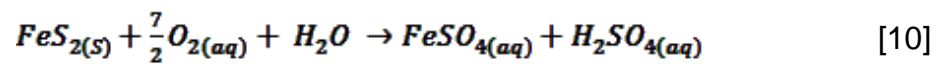
#### **2.2.5.1. Cinética de disolución de pirita**

El interés en la cinética y el mecanismo de oxidación de la pirita se relaciona con el hecho de que la pirita es el sulfuro más común. La pirita no tiene importancia económica y es generalmente visto como un mineral de ganga, pero a menudo influye en la recuperación de valores metálicos asociados tales como el oro, zinc, y cobre (Long *et al.*, 2004). Por lo tanto, la oxidación de pirita se ha estudiado ampliamente debido a su importancia en áreas tales en separación de minerales sulfurados por flotación, la generación de ácido en aguas de mina y procesos de lixiviación.

En muchos casos, se ha informado de que la oxidación de la pirita comprende los siguientes productos: sulfato ferroso, sulfato férrico, ácido sulfúrico y azufre elemental. Pero, las posibles vías de la oxidación acuosa de pirita y explicación de mecanismo de reacción podrían ser ligeramente diferentes. En cuanto al proceso de oxidación a presión, se discuten dos mecanismos: la oxidación a través de una secuencia de reacción

química y la oxidación a través de una reacción electroquímica (Lowson, 1982).

En general, la oxidación de pirita puede ser presentada mediante el uso de tres ecuaciones principales (Long *et al.*, 2004; Holmes *et al.*, 2000.):



La cinética de las reacciones, que están representados por la ecuación 1 y 2, se pueden describir por el modelo de núcleo encogimiento da la ecuación cinética razonable que describe la conversión de componente sólido. Puede tener en cuenta, los posibles casos de control de tasa: el control por reacción química o el control por difusión, la capa de producto sólido (Levenspiel, 1999).

## **2.2.6. Tipos de lixiviación**

Seguidamente se hace mención acerca de los tipos de lixiviación que hay para la recuperación del oro y plata y son los siguientes:

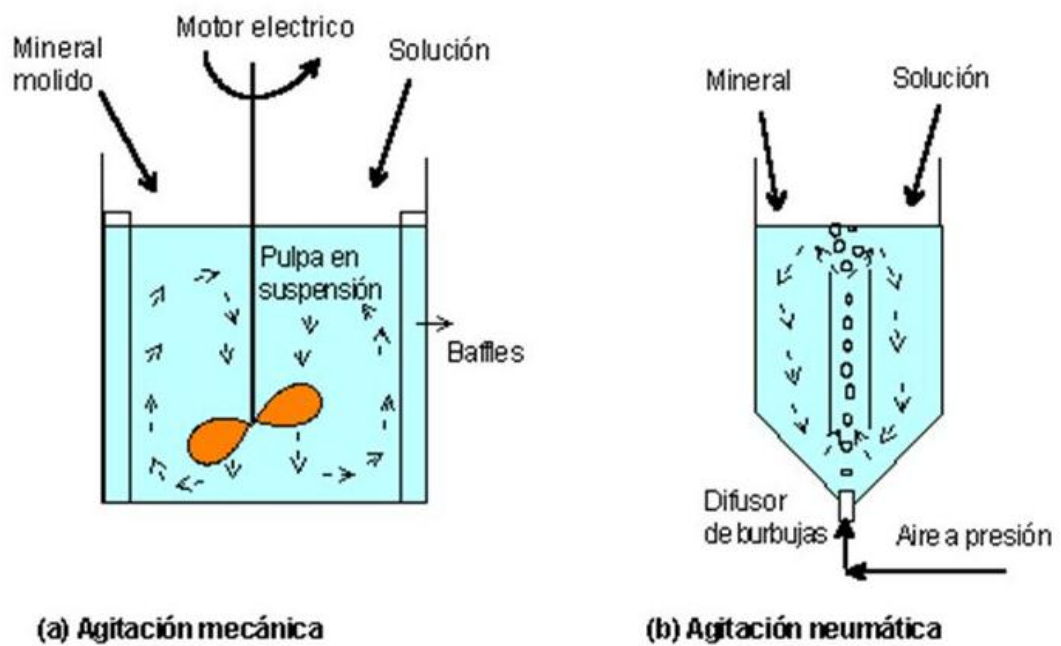
- Lixiviación por agitación
- Lixiviación en pila o montón
- Lixiviación intensiva
- Lixiviación en bateas
- Lixiviación in situ

### **2.2.6.1. Lixiviación por agitación**

La lixiviación por agitación se aplica comúnmente en un amplio rango de tipos de minerales. El material a ser lixiviado se reduce a un tamaño en el cual se optimiza la recuperación de oro y plata, típicamente 80 % entre 45 y 150  $\mu\text{m}$  (Rojas, 2003).

La lixiviación por agitación, comúnmente, se desarrolla en tanques de acero y los sólidos se mantienen en suspensión por aire o algún aparato mecánico. Sistemas bien diseñados pueden aprovechar perfectamente las condiciones de mezcla de flujo en un reactor simple, el cual ayuda a optimizar la cinética de la

reacción y hacer más productivo el equipo de cianuración (Rojas, 2003).



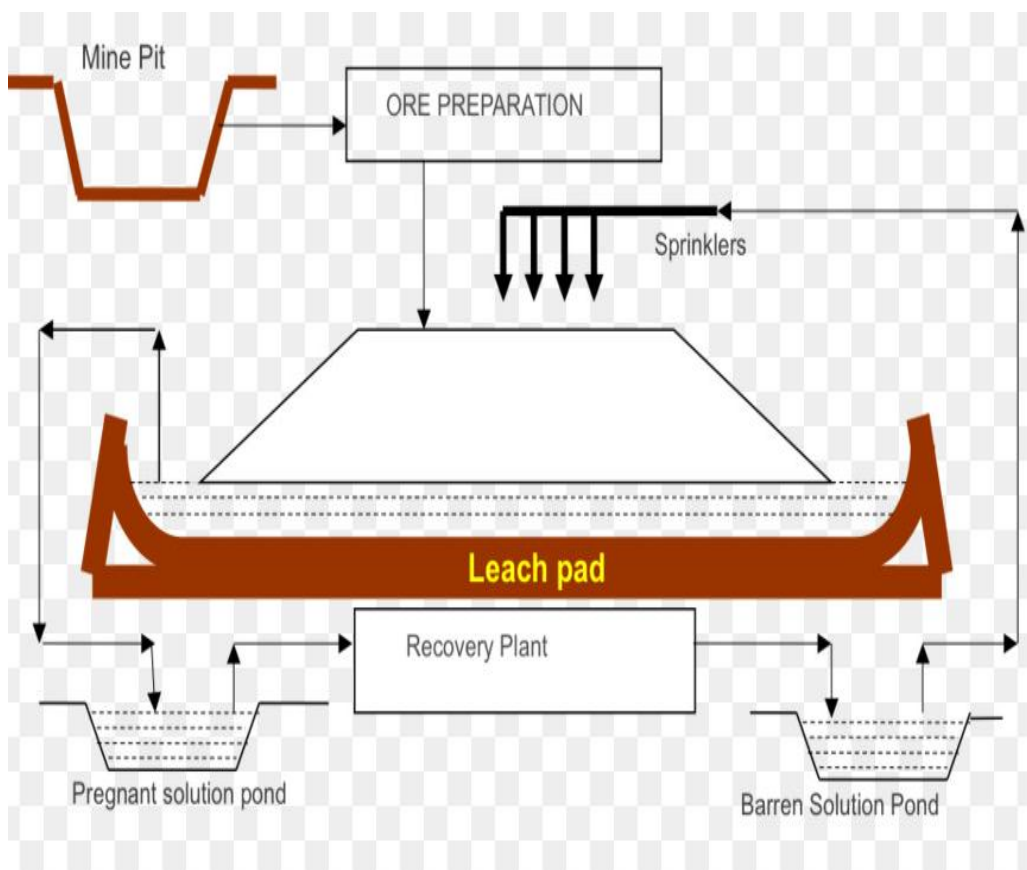
**Figura 9.** Tipo de agitadores para la lixiviación por agitación

**Nota:** <https://slideplayer.es/slide/3420150/12/images/45/Equipos+de+Lixiviaci%C3%B3n+por+Agitaci%C3%B3n.jpg>

### 2.2.6.2. Lixiviación en pila o montón

La lixiviación en pila es un proceso económico conveniente para el tratamiento de materiales de bajo grado, los cuales no justifican el alto costo de la molienda y lixiviación por agitación. La lixiviación en pilas significa cianurar las menas que han sido minadas, trituradas y transportadas a plataformas impermeables para lixiviación por regado o inmersión y percolación de la

solución a través de la mena apilada. La elección para usar este proceso de lixiviación depende de la ley, toneladas de mena disponible y además de su permeabilidad, que es un factor crítico. Sin una adecuada permeabilidad no habrá percolación, disolución ni extracción de oro económicamente aceptable (Azañero, 2001).



**Figura 10.** Lixiviación en pila o montón  
**Nota:** <https://es.kisspng.com/kisspng-hdz3db/>

### **2.2.6.3. Lixiviación intensiva**

El proceso de lixiviación intensiva utiliza una concentración de reactivo alta, principalmente cianuro y oxígeno y frecuentemente se eleva la temperatura y/o la presión para incrementar la velocidad de disolución de los metales nobles. Esto es aplicado a materiales de alto grado, los cuales pueden justificar al elevado costo de tratamiento para alcanzar una elevada recuperación. Tales materiales incluyen concentrados de flotación y gravimétricos que pueden contener oro grueso o en los que el oro puede estar presente en minerales solubles en cianuro como sulfuros o donde el oro puede aparecer con otros minerales que interfieren en la cianuración estándar, tales como telurio y mercurio (Rojas, 2003).

### **2.2.6.4. Lixiviación en bateas**

La lixiviación en tinas (estanques) es por definición, inundar o sumergir la mena finamente triturada (2,54 cm) en una solución de cianuro, en grandes tinas capaces de recibir miles de toneladas de mena. El grado de trituración y aglomeración debe ser justificado por una mejora en la recuperación de oro. El objetivo de la lixiviación de menas de oro en tinas, es reducir el tiempo de lixiviación e incrementar la extracción y contenido de

oro de la solución cargada, en comparación con los otros tipos de lixiviación. Este proceso es poco utilizado debido al alto costo de capital asociado con la construcción de las bateas, pero posee la ventaja de un eficiente mojado de toda la superficie del mineral (Rojas, 2003).

#### **2.2.6.5. Lixiviación in situ**

Este proceso consiste básicamente en la aplicación de la solución de cianuro diluida en un mineral directamente en el lugar en donde se encuentra. Para esto, se requiere que la permeabilidad del mineral, sea tal, que la solución pueda tener acceso a una porción económicamente significativa de metal noble. El requerimiento de permeabilidad puede ser una propiedad del cuerpo mineral (poroso o fracturado) o puede ser inducido por voladura para crear suficiente fragmentación. En la práctica el proceso ha sido aplicado solo en contados casos debido a la baja eficiencia de contacto metal – solución, baja recuperación de las soluciones cargadas y restricciones medioambientales (Rojas, 2003).

### **2.2.7. Las variables que afectan los fenómenos**

Como se discutió anteriormente, la oxidación a presión de la pirita implica una serie de reacciones consecutivas y / o paralelas que producen ferroso ( $\text{Fe}^{2+}$ ) y férrico ( $\text{Fe}^{3+}$ ) ion, ion sulfato ( $\text{SO}_4^{2-}$ ) y azufre elemental ( $\text{S}_0$ ) como productos (Karastelev, 2013). La abundancia relativa de los diferentes productos formados depende de las condiciones aplicadas, a saber:

- temperatura y presión de oxígeno (aire);
- la concentración y pH ácido;
- grado de agitación;
- densidad de la pulpa;
- tamaño de partícula;
- tiempo de residencia.

Vamos a considerar el impacto de estas variables a cinética de oxidación teniendo en cuenta la cinética del proceso de oxidación, la transferencia de masa, algunos aspectos económicos y las limitaciones del proceso (Karastelev, 2013).

#### **2.2.7.1. La temperatura y la presión de oxígeno**

La velocidad de oxidación aumenta generalmente con la temperatura de crecimiento (Papangelakis *et al*, 1991). Aumento

de la presión de oxígeno aumenta la velocidad de los procesos de oxidación, lo que proporciona una oxidación más completa de sulfuros, arseniuros, e iones metálicos. La formación de azufre elemental es un fenómeno que es fuertemente depende de la temperatura.

Como se informó, a la temperatura más baja que 433,15 K (160 °C), elemental de azufre de formación de bloques de la superficie del grano, por lo tanto, termina la reacción de oxidación antes de que se consiguió la conversión completa de la pirita (Papangelakis *et al.*, 1991). Al mismo tiempo, temperaturas superiores a 433,15 K (160 °C) permitir para completar la reacción sin ningún obstáculo.

Sin embargo, la presión también aumenta a temperaturas más altas. Este hecho conduce a la complejidad y costos más altos en el diseño y operación del proceso de oxidación a temperaturas más altas. Por ejemplo, la oxidación a 523,15 K (250°C) requiere presiones de funcionamiento de aproximadamente 6,200 kPa. El límite superior de temperatura y presión está limitado por varias cuestiones: limitaciones mecánicas (por ejemplo, sellos); el aumento de la agresividad del medio; el aumento de los costos operativos y de capital;

aumentar el consumo de vapor; las reacciones exotérmicas de proceso oxidativo.

La temperatura de funcionamiento y la presión se mantiene típicamente a nivel suficiente y mínimo para evitar la formación de azufre elemental y para proporcionar la presión parcial de oxígeno deseado para la oxidación de sulfuro de mineral eficaz (Marsden *et al.*, 2006).

#### **2.2.7.2. Concentración de ácido y pH**

La concentración de ácido se selecciona teniendo en cuenta los siguientes factores, dependiendo de la composición de la materia prima (por ejemplo, presencia de los consumidores de ácido y contenido de azufre): para mantener suficiente ácido libre de retener especies de hierro en la solución; para evitar la precipitación excesiva; para sostener potencial oxidante satisfactorio; tener costes tolerables de neutralización adicional.

Generalmente, la concentración de ácido se mantiene por encima de 10 g/L H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (Marsden *et al.*, 2006)

### **2.2.7.3. Grado de agitación**

Se necesita suficiente grado de agitación para proporcionar calor satisfactorio y la transferencia de masa en la autoclave.

La tasa de absorción de oxígeno en la fase líquida también depende de las condiciones de mezcla debido a que el aumento de la intensidad de la agitación conduce a una mayor dispersión y la retención de burbujas de oxígeno en la suspensión. La intensidad de agitación es, sin embargo, limitado por un número de factores tales como altos costos de energía, problemas de construcción, la posible formación de espuma, y los problemas de erosión y cavitación (Karastelev, 2013).

Los experimentos realizados por Long and David G. Dixon demostrar que la velocidad de agitación no tenía ningún efecto considerable en la velocidad inicial de oxidación de pirita cuando la agitación mantiene superior a 800 rpm (Long *et al.*, 2004).

Por último, las características tales como el reactor y el impulsor de diseño, la densidad y viscosidad de la suspensión, la mezcla de alimentación y la punta del impulsor impacto de velocidad en el grado de agitación. Típicamente, se aplican de flujo radial impulsores de cuchillas múltiples (por ejemplo,

Rushton turbina), pero otros diseños del impulsor alternativa también son posibles (Marsden *et al.*, 2006).

#### **2.2.7.4. Densidad de pulpa**

El valor óptimo de la densidad de la pulpa es principalmente un compromiso entre reducir al mínimo el tamaño del reactor mediante la maximización de la densidad de la pulpa y la maximización de la transferencia de masa de oxígeno. La alta densidad de la suspensión conduce a aumento de la productividad (especialmente en el caso de minerales pobres), pero las condiciones de transferencia de masa se deterioran y se aumenta la carga en el dispositivo de mezcla (Karastelev, 2013).

Long y Dixon (2004) indican que el aumento de densidad de la pulpa tiene un efecto beneficioso sobre la tasa de oxidación de pirita.

La formación de productos de azufre tales como las características de azufre y de mineral de elementales también puede influir en la selección de la densidad de la suspensión en funcionamiento. La formación de azufre no es generalmente un problema en el caso de los minerales de bajo contenido de

azufre-sulfuro y densidades de lodo de 45 % a 55 % son apropiados. Suspensión con alto contenido de azufre, tal como concentrado de flotación, debe ser tratado a una densidad menor, por lo general de 30 % a 40 % de sólidos (a veces 10 % a 15 %), o parte del producto debe reciclado (Marsden *et al.*, 2006).

Típicamente, bajas densidades de lechada se usan para los minerales y concentrados que son más ricos. De baja densidad puede ser también necesaria en los casos en los minerales contienen carbonatos (para evitar la formación de yeso) o tienen alto contenido de arcilla (para mantener la densidad de funcionamiento de la suspensión) (Karastelev, 2013).

#### **2.2.7.5. Tamaño de partícula**

Pequeño tamaño de partícula conduce a aumentar el área de superficie de sulfuro. Las partículas pequeñas tienen tasas de oxidación, por lo tanto, más altas con menor tiempo de residencia de reacción y mayor grado de oxidación. El tamaño óptimo de partícula se determina por los costos de trituración, los costes de tiempo de residencia de oxidación prolongada, y el grado de oxidación necesario (Karastelev, 2013).

Sin embargo, se puede demorar demasiado el material es energía intensiva y dificultades que podría aparecer en la separación y clarificación de las soluciones. La molienda fina también puede aumentar la formación de espuma, lo que reduce la eficiencia del volumen de reacción en la autoclave (Naboichenko *et al.*, 2009).

En la oxidación a presión de los minerales, los materiales son típicamente molido a un 70 % a 80 % <75 $\mu$ m (Marsden, *et al.*, 2006) o el 80 % -90 % <64  $\mu$ m (Naboichenko, *et al.*, 2009), mientras que la oxidación a presión de concentrados generalmente trata un material más fino entre 70 % a 80 % <37 $\mu$ m.

#### **2.2.7.6. El tiempo de residencia**

El tiempo de residencia necesario para obtener la conversión exigido depende esencialmente de la temperatura y la presión de la mezcla de reacción, la intensidad de la mezcla y en suspensión espesa de propiedades, tales como tipo y cantidad de minerales de sulfuro presentada y el tamaño de partícula del material (Karastelev, 2013).

El tiempo de residencia entre 1 y 2 horas es generalmente necesario. Tiempos de residencia más largos son menos factible

ya que de los potencialmente más altos costos de capital y de operación del proceso, Marsden *et al.*, (2006) cualquier reducción que se puede lograr en el tiempo de residencia conduce a un mayor rendimiento autoclave o requieren menos su volumen de reacción.

#### **2.2.8. Minerales refractarios de oro y sus concentrados**

El oro se encuentra ampliamente distribuido en la naturaleza debido a sus propiedades físicas y químicas. Está presente en litosfera (corteza, manto de la tierra), la hidrosfera (agua de mar), y la biosfera (flora). Las posibles fuentes de oro para la metalurgia extractiva son depósitos aluviales y Placer, venas asociadas con cuarzo y varios minerales de sulfuro (Karastelev, 2013).

El término "mineral de oro refractario" se utiliza a menudo cuando las dificultades en el tratamiento de tales materias primas tipo enfatizadas. En la hidrometalurgia del oro el proceso de extracción de metales a partir de minerales y concentrados se puede generalizar por tres procedimientos básicos (Derry, 1972):

- Disolución de compuestos valiosos o metales a partir de un mineral o concentrado en una solución de lixiviación;
- La purificación y la mejora de la solución de lixiviación;

- La recuperación de los componentes valiosos de la solución purificada.

Según Karastelev (2013) menciona que en la mayoría de los casos las dificultades mencionadas anteriormente en la refractariedad aparecen durante la disolución del mineral o concentrado por diversos agentes de lixiviación. La cantidad de oro que puede ser extraído por el proceso de lixiviación determina la viabilidad económica. Depende principalmente del tipo de los minerales que se utilice de acuerdo con diferentes fuentes bibliográficas las razones más frecuentemente mencionadas para la refractariedad de oro son:

- El oro es bloqueado en minerales de la ganga reactivos (a menudo sulfuro, tales como pirita y arsenopirita) y no puede ser liberado adecuadamente, incluso después de la molienda fina. En este caso, la refractariedad puede explicarse por la difusión de inclusiones de oro de grano o submicroscópicas finas dentro de minerales de sulfuro tales como arsenopirita y pirita (Marsden, *et al.*, 2006). Debido a esto, dichos minerales requieren un proceso de pretratamiento para modificar o destruir la matriz de sulfuro de para hacer que el oro accesible a cianuro y oxígeno (Gudyanga, *et al.*, 1999).

- El oro aparece con minerales que consume demasiado reactivos. Estos minerales son, por ejemplo, pirrotita, marcasita, y arsenopirita (Marsden, *et al.*, 2006).
- El oro se produce con materiales carbonosos que permiten cianuro para disolver el oro, pero rápidamente se adsorben oro de nuevo sobre el carbón activo en el mineral (Marsden, *et al.*, 2006).
- El oro se asocia con telurides (Leons, *et al.*, 2009).
- Oro o plata está contenido en sulfuros de metales de base de plomo, cobre y zinc (Leons, *et al.*, 2009). El alto contenido de cobre y zinc requiere antieconómicamente altas cantidades de cianuro para procesar el mineral debido a la solubilidad de cobre y zinc en soluciones de cianuro.
- Varias combinaciones de los casos mencionados anteriormente también son posible.

### **2.3. Definición de términos**

A continuación, se describe algunas definiciones de términos según (Southern Cooper Peru):

- **Recuperación**

Es el porcentaje de metal valioso en el mineral que se recupera por medio de un tratamiento metalúrgico.

- **Lixiviación**

Un proceso químico por el cual un compuesto metálico soluble se extrae del mineral disolviendo los metales en un solvente

- **Metales preciosos**

Minerales de alto valor que incluyen el oro, la plata, el platino y el paladio.

- **Minas**

Las minas son las fuentes de material que contiene mineral y que se encuentra cerca de la superficie o en el subsuelo.

- **Mineral**

Una sustancia homogénea que ocurre naturalmente y tiene propiedades físicas y composición química definidas y que, si se forma en condiciones favorables, tiene una forma de cristal definida.

- **Mineralización**

Un depósito de roca que contiene uno o más minerales para los cuales todavía no se ha determinado la economía de la recuperación.

- **Molienda**

Manera de reducir el mineral en partículas muy pequeñas por medio de presión o impacto.

Se usan distintos tipos de moledoras en las plantas de procesamiento para obtener la dimensión deseada.

- **Molino**

Una planta en la que se trata el mineral y se recupera los metales o se los prepara para la fundición, también un tambor rotatorio que se utiliza para la molienda de minerales en tratamiento de preparación.

- **Muestra**

Una pequeña porción de roca o de un depósito mineral que se toma para poder determinar por ensayo el contenido de metales.

- **Muestreo**

La selección de una parte fraccional pero representativa de un depósito mineral para el análisis.

- **Plata**

Un metal muy maleable que se encuentra naturalmente en un estado no combinado o con otros materiales.

- **Proyecto**

Un proyecto es un prospecto que luego del programa de

perforación inicial indica la existencia de un posible depósito mineral que requiere mayor evaluación a través de un extenso programa de perforaciones para continuar con la evaluación.

- **Recuperación**

El porcentaje de metal valioso en el mineral que se recupera por medio de un tratamiento metalúrgico.

- **Relaves**

Material de desecho de una molienda luego de que se ha recuperado los minerales valiosos.

Los cambios de precios en los metales preciosos y las mejoras de la tecnología a veces pueden hacer que los relaves adquieran un valor económico y se reprocesen en una fecha posterior.

- **Depósito mineral o material mineralizado**

Un cuerpo mineralizado subterráneo que ha sido interceptado por un número suficiente de huecos de perforación espaciados estrechamente y/o muestreo subterráneo para sustentar un tonelaje o ley de mineral suficientes como para garantizar la futura exploración o desarrollo.

Los depósitos minerales o los materiales mineralizados no califican como una reserva de mineral minable comercial (las

reservas probables o probadas), tal como se describe de acuerdo con las normas de la Comisión, hasta que se concluya un estudio de factibilidad integral económico, técnico y legal en base a los resultados de las pruebas.

- **Cianuro de sodio CN**

El cianuro de sodio es un polvo blanco (como la sal) con un ligero olor a almendra. Se usa como sólido o en solución para extraer minerales metálicos, en galvanoplastia y baños de limpieza de metales, en el endurecimiento de metales y en insecticidas.

- **Hidróxido de sodio NaOH**

El hidróxido de sodio, también conocido como lejía, soda cáustica o soda cáustica, es un compuesto químico de fórmula NaOH, que forma una solución fuertemente alcalina cuando se disuelve en un disolvente como el agua.

## **CAPÍTULO III**

### **MARCO METODOLÓGICO**

#### **3.1. TIPO Y METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **Tipo**

La metodología es de tipo aplicada – experimental, la cual se ha denominado pruebas metalúrgicas, viene de una necesidad de poder trabajar adecuadamente en el estudio de procesos para el tratamiento de minerales auríferos sulfurados de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz.

##### **Diseño**

En el diseño de la investigación se ha elaborado una metodología practica y sencilla que involucra el desarrollo de las diversas pruebas experimentales a nivel de laboratorio tanto en la caracterización física de los minerales, consumo de reactivos y comparación de las pruebas de lixiviación por agitación a diferentes tiempos de molienda, para la obtención de la recuperación del oro.

Esta metodología consta de los siguientes procesos:

- Caracterización física
- Densidad, % humedad
- Análisis granulométrico
- Molienda
- Pruebas experimentales de lixiviación por agitación:
  - Malla -200  $\mu\text{m}$  70 % pasante
  - Malla -200  $\mu\text{m}$  80 % pasante
  - Malla -200  $\mu\text{m}$  90 % pasante
- Análisis de resultados

### **3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA**

La población y muestra consistió en una secuencia de operaciones con el objetivo de obtener una muestra representativa del mineral proveniente de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz, el método usado en este estudio fue el de muestreo manual, en donde las muestras se tomaron directamente de la cancha de finos a cierta distancia con un peso adecuado. Las pruebas se desarrollaron en Centro de Producción Metalúrgica Arequipa, los meses de junio y julio del año 2018

### **3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES**

Las variables que se consideran en el proceso de agitación, se pueden plantear de la siguiente manera:

#### **Variables independientes**

- Ley de cabeza de Au y Ag: %
- Tiempo de molienda: minutos
- Concentración de CN: g/L
- Granulometría:  $\mu\text{m}$
- Tiempo de lixiviación: rpm
- pH: 10-11

#### **Variable dependiente**

- Porcentaje de recuperación del oro: %

### **3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS**

Las muestras fueron directamente proporcionadas por la concesión minera nuevo Moisés Yungar- Huaraz y trasladadas al laboratorio, aproximadamente 30 kilos de muestra, que se distribuyeron para los análisis correspondientes, las muestras son obtenidas mediante un cuarteo manual.

Para la recolección de datos se usó materiales, equipos y reactivos mencionados en el punto 3.4.1 y se realizaron pruebas

metalúrgicas para obtener datos y realizar el análisis del presente trabajo de tesis.

### **3.4.1. Materiales, equipos y reactivos**

#### **Materiales**

- Mineral
- Agua destilada
- Vaso de precipitado
- Probeta
- Buretas
- Mallas: juego de mallas
- Espátula
- Papel de filtro
- Pipeta
- Embudo

#### **Equipos**

- Agitador mecánico-eléctrico.
- Reactor
- pH metro y balanza
- Molino de bolas
- Ro-Tap
- pH digital

- Agitadores
- Balanza Analítica
- Horno

#### **Reactivos requeridos para pruebas**

- Cianuro de sodio
- Borax
- Litargirio
- Carbonato de sodio
- Nitrato de plata
- Yoduro de potasio
- Hidróxido de sodio
- Nitrato de sodio

### **3.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS**

Para el procesamiento y análisis de datos se realizaron diversos procedimientos que a continuación se mencionan:

#### **3.5.1. Procedimiento para la caracterización física del mineral**

##### **3.5.1.1. Caracterización física**

Consistió en un conjunto de operaciones de estudio de gran importancia para la investigación ya que es una determinación

preliminar para que podamos conocer las características físicas naturales del mineral y entre estas se tiene:

- **% Humedad:** Para la determinación del % de humedad se utilizó 200 g de mineral (previamente pesado en una balanza electrónica), luego fue colocado en una bandeja y este en una plancha eléctrica durante 30 minutos a una temperatura de 373,15 K (100 °C), una vez concluido el tiempo se procedió a retirar la bandeja de la plancha eléctrica y finalmente se procedió a pesar el mineral seco.
- **Densidad aparente:** Se realizó la determinación de la densidad aparente de la siguiente manera, se pesó la probeta vacía en una balanza digital, luego se agregó el mineral y se dio golpes ligeramente con cuidado aproximadamente unas 10 veces, luego se pesó la probeta más el mineral contenido en ella, después de anotar los datos obtenidos, se procedió a restar el peso de la probeta y se hizo el cálculo respectivo. Este procedimiento se repitió 3 veces con el fin de obtener un dato aproximado.
- **pH:** Para la medición del pH se utilizó un pH metro, para ello se usó un vaso precipitado con el fin de disolver el mineral

en agua destilada, se agitó y se dejó sedimentar por 30 minutos y se procedió a medir el pH.

### **3.5.2. Procedimiento para la determinación del consumo de reactivo**

Para la determinación del consumo de reactivo y cianuración en la lixiviación de minerales auríferos sulfurados se realizó tal como se describe en lo siguiente:

#### **3.5.2.1. Molienda del mineral de cabeza**

Para la reducción de tamaño, se tomó una muestra de 2 Kg. de mineral de cabeza y se usó un molino de bolas para las pruebas de laboratorio se procedió a realizar la molienda del mineral. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la tabla 3.

**Tabla 3**

*Molienda del mineral de cabeza*

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	2	Kg
Tiempo de molienda	10	min
pH natural	7,1	--

**Nota:** Elaboración propia

### **3.5.2.2. Prueba de cianuración por agitación**

La prueba de cianuración, se realizó utilizando 200 g de mineral molido y fue introducido a un vaso precipitado de 1 litro, y se agregó 300 mL de agua, seguidamente se hizo la medición del pH, normalmente este se encuentra en un pH de 7 a 9 y se modificó el pH elevando a un rango de 10 -11 usando la NaOH, se agregó el reactivo cianuro de sodio, luego fue colocado en un agitador durante un tiempo programado.

Una vez concluido la lixiviación por agitación se esperó a que sedimentara el sólido y luego es filtrado hasta obtener una solución impregnada de oro y plata, una parte de la solución obtenida se determinó el cianuro libre.

### **3.5.2.3. Procedimiento para la determinación del cianuro libre**

Para la determinación del cianuro libre se tomó 10 mL de solución filtrada (solución rica) y se colocó en un matraz Erlenmeyer seco, agregamos el indicador IK para poder titular con una solución estándar que contiene 4,33 g/L de  $\text{AgNO}_3$ . Esta solución se prepara agregando 4,33 g de  $\text{AgNO}_3$  a un frasco volumétrico de un litro y agregando agua destilada hasta enrasar a 1 litro. El punto final de la titulación es cuando la solución tiende

a cambiar de color blanco lechoso. Para determinar con más precisión el punto final de la titulación colocamos un fondo negro de papel. Y se realizó el cálculo respectivo de cianuro libre.

### 3.5.3. Procedimiento para las pruebas de lixiviación

Para las pruebas de lixiviación se realizó la remolienda al mineral y se trabajó con la malla de control m-200 como control con diferentes porcentajes pasantes (70 %, 80 % y 90 %), a continuación, se muestra las características de las pruebas:

**Tabla 4**

*Características de la lixiviación m-200 pasante 70 %*

Característica	Cantidad	Unidad
Peso mineral	2000	g
Tiempo de molienda	15	min
Agua	5	L
Fuerza	0,2	%
NaCN inicial	10	g
NaOH inicial	8	g
Dilución	2,5	
pH	11	
Ley cabeza Au	0,517	Oz/t
Ley cabeza Ag	7,636	Oz/t
Malla	70	% -m200

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 5***Características de la lixiviación m-200 pasante 80 %*

Característica	Cantidad	Unidad
Peso mineral	2000	g
Tiempo de molienda	25	min
Agua	5	L
Fuerza	0,2	%
NaCN inicial	10	g
NaOH inicial	8	g
Dilucion	2.5	
pH	11	
Ley cabeza Au	0,517	Oz/t
Ley cabeza Ag	7,636	Oz/t
Malla	80	% -m200

**Nota:** Elaboración propia**Tabla 6***Características de la lixiviación ma-200 pasante 90 %*

Características	Cantidad	Unidad
Peso mineral	2000	g
Tiempo de molienda	30	min
Agua	5	L
Fuerza	0,2	%
NaCN inicial	10	g
NaOH inicial	8	g
Dilución	2.5	
pH	11	
Ley cabeza Au	0,517	Oz/t
Ley cabeza Ag	7,636	Oz/t
Malla	90	% -m200

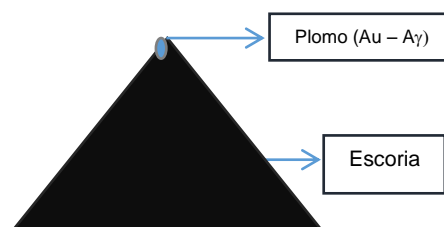
**Nota:** Elaboración propia

### 3.5.3.2. Procedimiento para la copelación

Primeramente, se pesó 30 g de mineral en tres muestras y se colocó en una bolsa de plástico, luego se pesó los reactivos y se agregó en la misma bolsa las proporciones indicadas, seguidamente, se agitó la bolsa cuidadosamente y se colocó en el crisol de arcilla, para colocar dentro del horno de mufla a una temperatura de 1223,15 K a 1323,15 K (950 -1050 °C) en un tiempo de 40 a 60 minutos.

Dentro del horno se observó por el agujero el contenido dentro del crisol este efervesce, debe de fundir hasta observar la base del crisol.

Luego se retiró el crisol con ayuda una pinza y echamos el contenido a la lingotera, se esperó 3 minutos y se volteó la lingotera quedando de la siguiente forma:



**Figura 11.** Lingotera invertida en forma de cono

**Nota:** Elaboración propia

Utilizando un martillo se golpea el cono hasta obtener el plomo (regulo) se pesa el cubo de plomo y se coloca en la copela (previamente pesada), luego se introduce la copela en el horno calentando hasta 1173,15 K a 1273,15 K (900-1000 °C); Obteniéndose un botón llamado dore (Au y Ag), el régulo de metales nobles obtenido se pesó y se atacó con 25 cm<sup>3</sup> de ácido nítrico 1:3 para disolver la plata. Este procedimiento puede realizarse 3 veces, luego se seca y se lleva a un horno a 873,15 K (600°C) se deja enfriar y se procede a pesar, por diferencia de peso se determina el peso de Ag.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y ANÁLISIS

#### 4.1. RESULTADOS

##### 4.1.1. Resultados de la caracterización física del mineral

Realizando pruebas en el laboratorio se logró la caracterización física del mineral como es la humedad, densidad, medición del pH y el análisis granulométrico, se obtuvieron los siguientes resultados.

**Tabla 7**

*Resultados de la caracterización física*

N° pruebas	Humedad %	Densidad g/cm <sup>3</sup>	pH natural
1	1,94	2,3	7,1
2	1,95	2,4	7,3
3	1,96	2,3	7,1
Promedio	1,95	2,3	7,1

**Nota:** Elaboración propia

#### 4.1.2. Resultados del consumo de reactivos en la cianuración

Se muestran los resultados obtenidos de la cianuración y consumo de reactivos, para ello, se trabajó con tres mallas de control a diferentes tiempos de molienda con los mismos parámetros operacionales.

##### 4.1.2.1. Resultados de la malla control -200 pasante 70 %

**Tabla 8**

*Determinación del cianuro libre – 70 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Consumo AgNO <sub>3</sub> (mL)	Fuerza (%)	Cianuro libre
0	0	8,000	0,200	10,00
1	11	3,000	0,075	3,75
2	11	6,680	0,167	8,35
4	11	7,200	0,180	9,00
6	11	7,280	0,182	9,10
12	11	7,000	0,175	8,75
24	11	7,680	0,192	9,60
48	11	6,280	0,157	7,85
72	11	4,800	0,120	6,00

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 9**

*Determinación del consumo del cianuro en kg/t – 70 % pasante malla -200*

Tiempo (h)	pH	Adición NaCN en prueba (g)	Consumo CN (kg/t)	NaOH en prueba (g)
0	0	0,00	0,00	8,00
1	11	6,25	3,13	0,00
2	11	1,65	3,95	0,00
4	11	1,00	4,45	0,00
6	11	0,90	4,90	0,00
12	11	1,25	5,53	0,00
24	11	0,00	5,73	0,00
48	11	0,00	6,60	0,00
72	11	0,00	7,53	0,00

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 10**

*Determinación del consumo de NaOH – 70 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Consumo NaOH (g)	Consumo NaOH (kg/t)
0	0	4,00	4,00
1	11	0,00	4,00
2	11	0,00	4,00
4	11	0,00	4,00
6	11	0,00	4,00
12	11	0,00	4,00
24	11	0,00	4,00
48	11	0,00	4,00
72	11	0,00	4,00

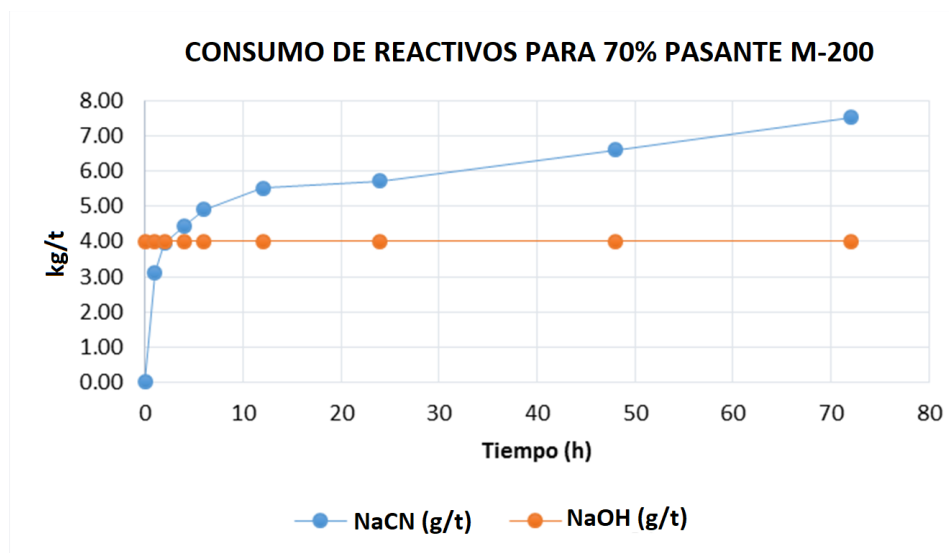
**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 11**

*Determinación del % de recuperación del oro y plata -70 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Ley relave Au Oz/t	% de rec. Au	Ley relave Ag Oz/t	% de rec. Ag
0	0	0,517	0,00	7,636	0,00
1	11	0,517	0,00	7,636	0,00
2	11	0,517	0,00	7,636	0,00
4	11	0,517	0,00	7,636	0,00
6	11	0,517	0,00	7,636	0,00
12	11	0,155	70,02	7,097	7,06
24	11	0,260	75,63	4,758	37,69
48	11	0,115	77,76	4,752	37,77
72	11	0,107	79,30	4,750	37,79

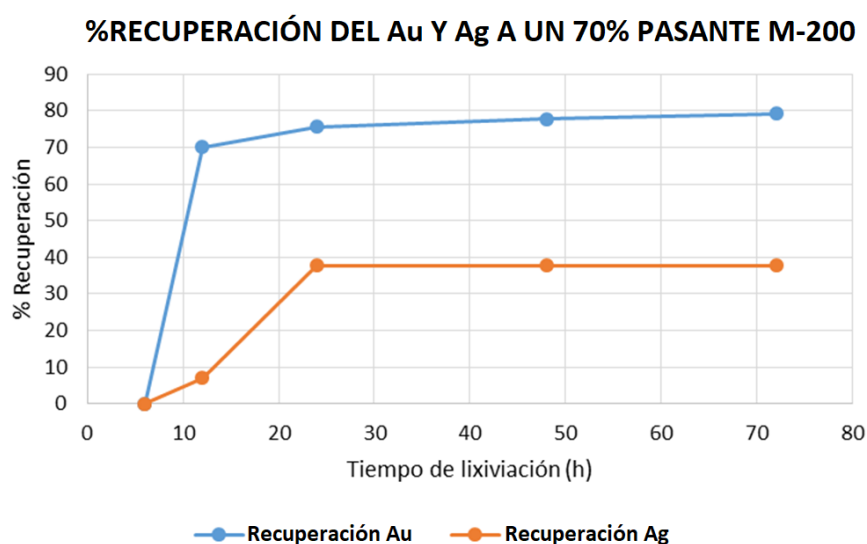
Nota: Elaboración propia



**Figura 12.** Consumo de reactivos en función del tiempo

Nota: Elaboración propia

En la figura 12 se tiene el tiempo de lixiviación con el consumo de reactivos utilizados en las pruebas realizadas, el consumo de NaCN aumenta a partir de las 24 horas y a las 72 horas de lixiviación el consumo es mayor con un valor de 7,53 kg/t mientras tanto para NaOH se observa que se mantiene constante en distintos tiempos de lixiviación con un valor de 4 kg/t.



**Figura 13.** Recuperación del oro y plata en función del tiempo  
**Nota:** Elaboración propia

En la figura 13 se puede observar las recuperaciones del oro y plata en distintos tiempos de lixiviación, la recuperación del oro a las 12 horas de lixiviación se obtuvo 70,02 %, en 24 horas las recuperaciones aumentan a un 75,63 % y en 72 horas las

recuperaciones alcanzaron un 79,30 %, mientras tanto la recuperación de la plata a los 24 días resultó 37,69 % y para el tiempo de 72 horas de lixiviación tiene una recuperación de 37,79 %.

#### 4.1.2.2. Resultados de la malla control -200 pasante 80 %

**Tabla 12**

*Determinación del cianuro libre – 80 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Consumo AgNO <sub>3</sub> (mL)	Fuerza (%)	Cianuro Libre
0	0	8,000	0,200	10,00
1	11	2,480	0,062	3,10
2	11	6,400	0,160	8,00
4	11	6,480	0,162	8,10
6	11	7,080	0,177	8,85
12	11	6,080	0,152	7,60
24	11	5,000	0,125	6,25
48	11	2,880	0,072	3,60
72	11	2,000	0,050	2,50

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 13**

*Determinación del consumo del cianuro en kg/t – 80 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Adición NaCN en prueba (g)	consumo CN (kg/t)
0	0	0,00	0,00
1	11	6,90	3,45
2	11	2,00	4,45
4	11	1,90	5,40
6	11	1,15	5,98
12	11	2,40	7,18
24	11	0,00	9,05
48	11	0,00	10,38
72	11	0,00	10,93

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 14**

*Determinación del consumo de NaOH – 80 % pasante malla -200*

Tiempo (h)	pH	NaOH en prueba (g)	consumo NaOH (g)	consumo NaOH kg/t
0	0	8,00	4,00	4,00
1	11	0,00	0,00	4,00
2	11	0,00	0,00	4,00
4	11	0,00	0,00	4,00
6	11	0,00	0,00	4,00
12	11	0,00	0,00	4,00
24	11	0,00	0,00	4,00
48	11	0,00	0,00	4,00
72	11	0,00	0,00	4,00

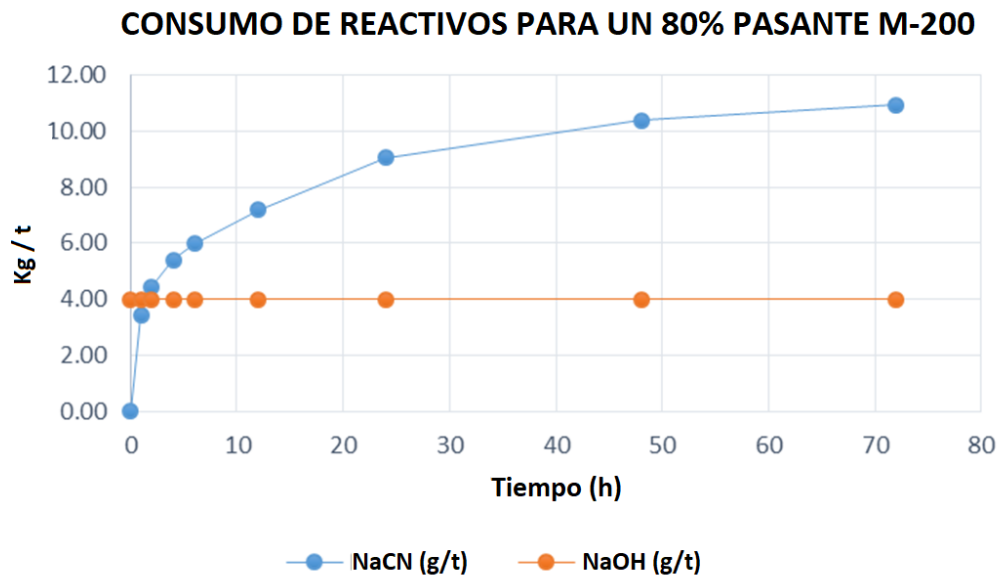
**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 15**

*Determinación del % de recuperación del oro y plata – 80 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Ley Relave Au Oz/t	% de Rec. Au	Ley Relave Ag Oz/t	% de Rec. Ag
0	0	0,52	0,00	7,64	0,00
1	11	0,52	0,00	7,64	0,00
2	11	0,52	0,00	7,64	0,00
4	11	0,52	0,00	7,64	0,00
6	11	0,52	0,00	7,64	0,00
12	11	0,13	74,47	7,15	6,42
24	11	0,10	80,08	4,57	40,18
48	11	0,10	80,46	4,57	40,20
72	11	0,10	81,62	4,56	40,34

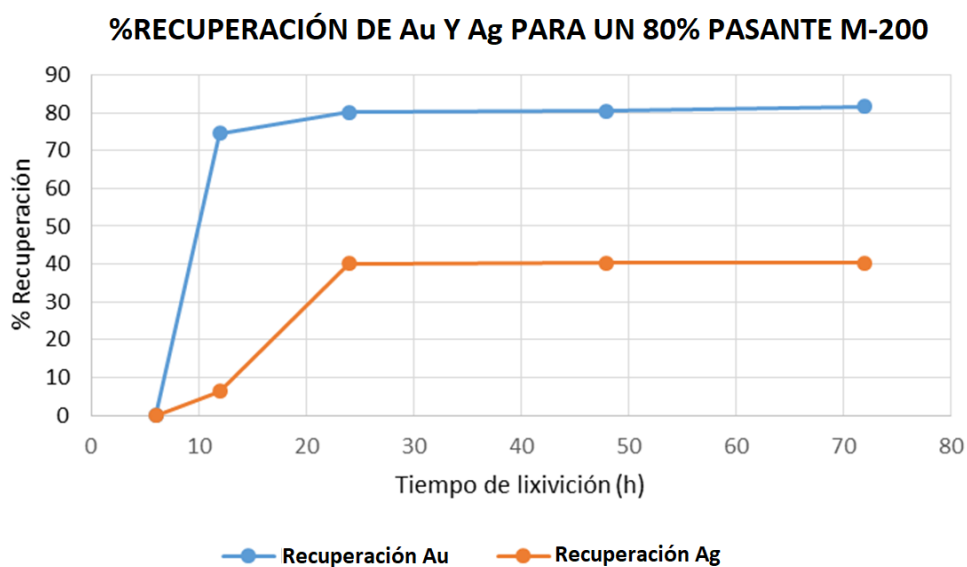
**Nota:** Elaboración propia



**Figura 14.** Consumo de reactivos en función del tiempo

**Nota:** Elaboración propia

En la figura 14 se tiene el tiempo de lixiviación con el consumo de reactivos utilizados en las pruebas realizadas, el consumo de NaCN aumenta a partir de las 12 horas con un consumo de 7,18 kg/t y a las 72 horas de lixiviación el consumo es mayor dando un valor de 10,93 kg/t mientras tanto para NaOH se observa que se mantiene constante en distintos tiempos de lixiviación con un valor de 4 kg/t.



**Figura 15.** Recuperación del oro y plata en función del tiempo  
**Nota:** Elaboración propia

En la figura 15 se puede observar las recuperaciones del oro y plata en distintos tiempos de lixiviación, las recuperaciones del oro las 12 horas de lixiviación se obtuvo 74,47 %, en 24 horas las recuperaciones aumentan a un 80,08 % y en 72 horas las recuperaciones alcanzaron un 81,62 %, mientras tanto la recuperación de la plata a los 24 días, resultó 40,18 % y para el tiempo de 72 horas de lixiviación tiene una recuperación de 40,34 %.

#### 4.1.2.3. Resultados de la malla control -200 pasante 90 %

**Tabla 16**

*Determinación del cianuro libre – 90 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Consumo AgNO <sub>3</sub> (mL)	Fuerza (%)	Cianuro libre (g/L)
0	0	8,000	0,200	10,00
1	11	0,000	0,000	0,00
2	11	3,000	0,075	3,75
4	11	5,000	0,125	6,25
6	11	5,400	0,135	6,75
12	11	6,400	0,160	8,00
24	11	4,000	0,100	5,00
48	11	5,000	0,125	6,25
72	11	3,600	0,090	4,50

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 17**

*Determinación del consumo del cianuro en kg/t – 90% pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Adición NaCN en prueba (g)	consumo CN (Kg/t)
0	0	0,00	0,00
1	11	0,00	0,00
2	11	6,25	3,13
4	11	3,75	5,00
6	11	3,25	6,63
12	11	2,00	7,63
24	11	5,00	10,13
48	11	0,00	12,00
72	11	0,00	12,88

**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 18**

*Determinación del consumo de NaOH – 90% pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	NaOH en prueba (g)	consumo NaOH (g)	consumo NaOH (kg/t)
0	0	8,00	4,00	4,00
1	11	0,00	0,00	4,00
2	11	0,00	0,00	4,00
4	11	0,00	0,00	4,00
6	11	0,00	0,00	4,00
12	11	0,00	0,00	4,00
24	11	0,00	0,00	4,00
48	11	0,00	0,00	4,00
72	11	0,00	0,00	4,00

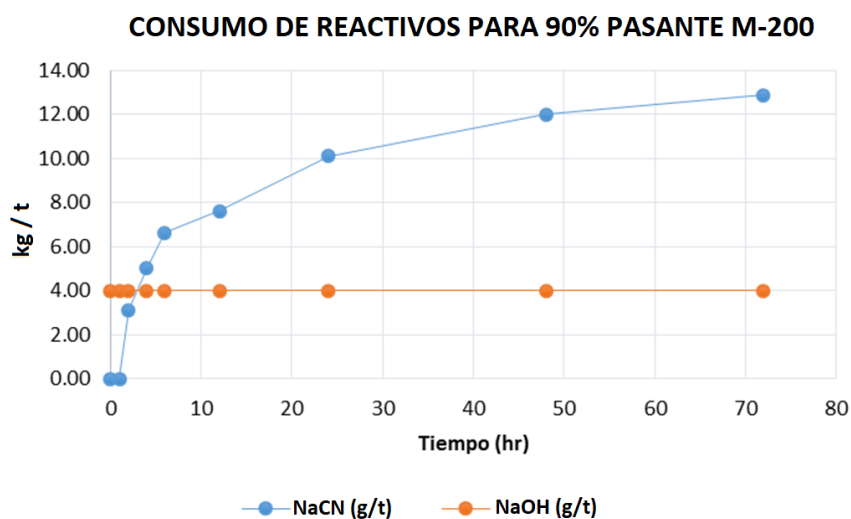
**Nota:** Elaboración propia

**Tabla 19**

*Determinación del % de recuperación del oro y plata -90 % pasante m-200*

Tiempo (h)	pH	Ley relave Au Oz/t	% de rec. Au	Ley relave Ag Oz/t	% de rec. Ag
0	0	0,52	0,00	7,64	0,00
1	11	0,52	0,00	7,64	0,00
2	11	0,52	0,00	7,64	0,00
4	11	0,52	0,00	7,64	0,00
6	11	0,52	0,00	7,64	0,00
12	11	0,22	58,22	7,22	5,40
24	11	0,15	70,21	6,12	19,87
48	11	0,10	81,62	5,20	31,86
72	11	0,09	82,40	4,47	41,49

**Nota:** Elaboración propia

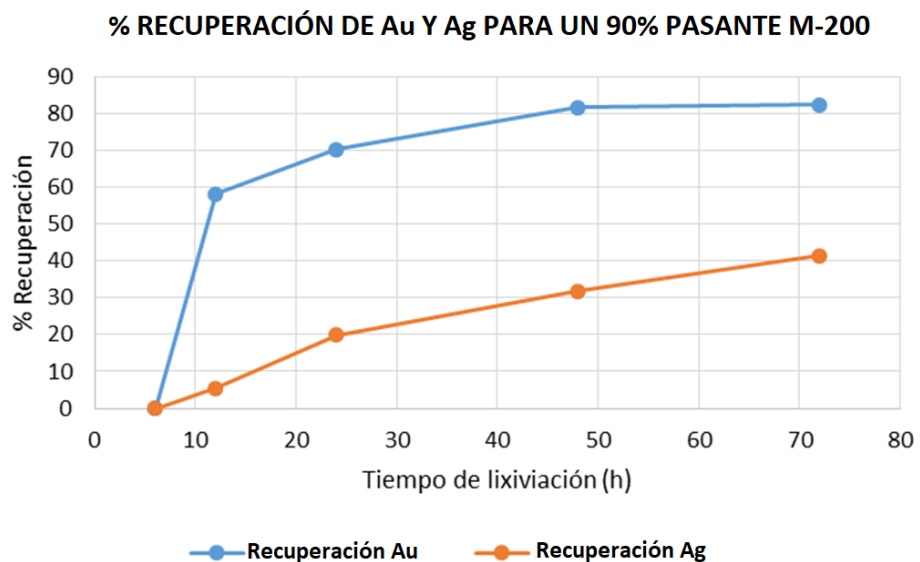


**Figura 16.** Consumo de reactivos en función del tiempo

**Nota:** Elaboración propia

En la figura 16 se tiene el tiempo de lixiviación con el consumo de reactivos utilizados en las pruebas realizadas, el

consumo de NaCN aumenta a partir de las 12 horas presenta un consumo de 7,63 kg/t a medida que el tiempo de lixiviación pasa el consumo aumenta y a las 72 horas de lixiviación el consumo tiene un valor de 12,88 kg/t mientras tanto para NaOH se observa que se mantiene constante en distintos tiempos de lixiviación con un valor de 4 kg/t.



**Figura 17.** Recuperación del oro y plata en función del tiempo  
**Nota:** Elaboración propia

En la figura 17 se puede observar las recuperaciones del oro y plata en distintos tiempos de lixiviación, la recuperación del oro a las 24 horas resultó un 70,21 % y en 72 horas las recuperaciones alcanzaron un 82,40 %, mientras tanto la recuperación de la plata a

los 48 días resultó 31,86 % y para el tiempo de 72 horas de lixiviación tiene una recuperación de 41,49 %.

#### **4.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS**

De los resultados obtenidos y de la prueba realizada a la muestra representativa del estudio de procesos para el tratamiento de minerales auríferos sulfurados de la concesión minera Nuevo Moisés Yungar- Huaraz, se obtuvo una recuperación de oro de 8.71 %. Esto nos demostró que con una remolienda simple de 25 min. Se redujo el tiempo de cianuración de 72 a 24 horas, a diferencia de los demás tiempos de remoliendas mejorando así la cinética de cianuración. En ese sentido, pudimos notar que los minerales sulfurados de oro tienen mayor área superficial de contacto con el cianuro hay mayor posibilidad de mejorar la extracción de oro cuando esta se encuentra en una granulometría fina.

Esto nos da una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectores de aire, lo que mejoraría notablemente la recuperación a un 70 % a 80 % fácilmente.

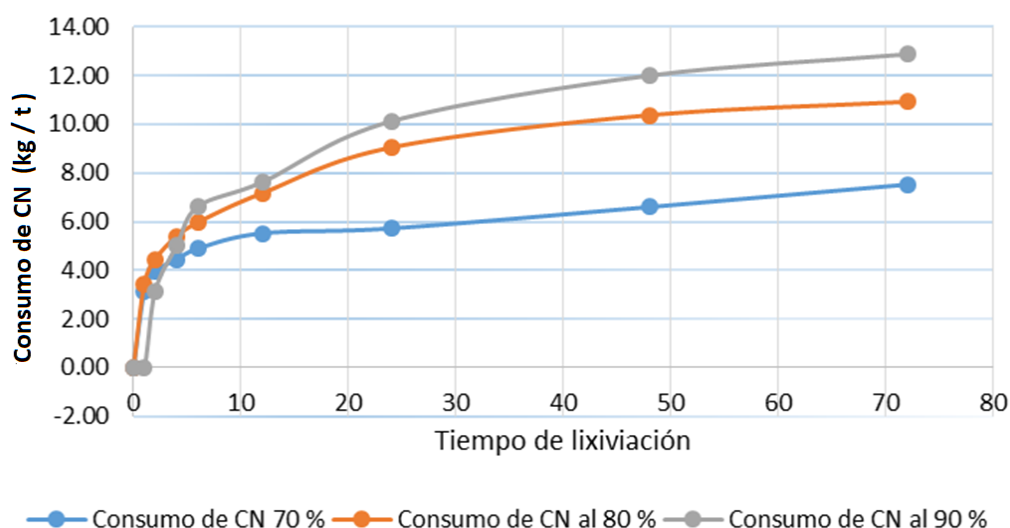
Con respecto al consumo de reactivo del cianuro de sodio en los resultados se obtuvo que a mayor tiempo de lixiviación hay mayor consumo de reactivo, como se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 20**  
*Comparación de consumo de reactivo CN*

Tiempo (h)	pH	Consumo CN (kg/t) 70%	Consumo CN (kg/t) 80%	Consumo CN (kg/t) 90%
0	0	0,00	0,00	0,00
1	11	3,13	3,45	0,00
2	11	3,95	4,45	3,13
4	11	4,45	5,40	5,00
6	11	4,90	5,98	6,63
12	11	5,53	7,18	7,63
24	11	5,73	9,05	10,13
48	11	6,60	10,38	12,00
72	11	7,53	10,93	12,88

**Nota:** Elaboración propia

### COMPARACIÓN DE CONSUMO CN



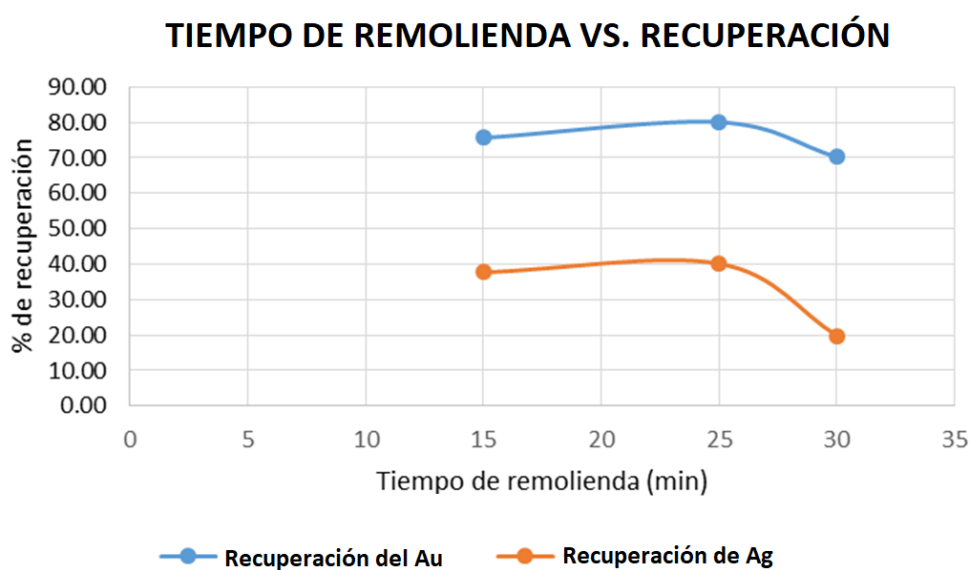
**Figura 18.** Comparación del tiempo de lixiviación y consumo de reactivo CN

**Nota:** Elaboración propia

En la figura 17 se observa que el 70 % pasante la malla -200 presenta un menor consumo de reactivo no superando el 8 Kg de CN/t, para el 80 % pasante la malla -200 en consumo de CN aumenta en el tiempo de las 48 horas de lixiviación, y por último el 90% pasante la malla -200 presenta mayor consumo a partir de las 24 horas, estas variaciones son por las distintas granulometrías realizadas en las pruebas de lixiviación de minerales sulfurados que contienen oro y plata.

Según el tiempo de lixiviación a las 24 horas con una remolienda de 15 minutos, se logró trabajar con un pasante del 70

% de malla -200, en 25 minutos con un pasante del 80 % de la malla -200 y en la remolienda de 30 minutos se logró un pasante del 90 % de los cuales, se obtuvo la siguiente recuperación:



**Figura 19.** Comparación del tiempo de remolienda vs. % de recuperación  
**Nota:** Elaboración propia

En la figura 19 se puede observar que en el tiempo de 15 minutos de remolienda la recuperación del oro es 75,63 % y para la plata un 37,69 % luego para el tiempo de 25 minutos de remolienda la recuperación del oro es 80,08 % y para la plata un 40,18 % y finalmente para el tiempo de remolienda de 30 minutos la recuperación del oro es 70,21 % y para la plata un 19,87 %.

## CONCLUSIONES

1. Se determinó las características físicas de los minerales auríferos sulfurados que resultó un % de humedad de 1,95 %, la densidad fue de 2,3 g/cm<sup>3</sup> y el pH normal trabajado en las pruebas fue un valor de 11, estos datos se obtuvieron los promedios de tres repeticiones, como se indica en el punto 4.1.1.
2. Sobre el consumo de reactivos y cianuración en la lixiviación de minerales auríferos sulfurados, el 70 % pasante la malla -200 presenta un menor consumo de reactivo no superando el 8 Kg de CN /t, para el 80 % pasante la malla -200 en consumo de CN aumenta en el tiempo de las 48 horas de lixiviación, y por último, el 90 % pasante la malla -200 presenta mayor consumo a partir de las 24 horas.
3. Se realizó la comparación de las pruebas de lixiviación en diferentes tiempos de remolienda, para la obtención de la recuperación del oro; en los tiempos de 15 minutos de remolienda y 70 % pasante m-200 la recuperación del oro fue un 75,63 % y para la plata un 37,69 %, luego para el tiempo de 25 minutos de remolienda y 80 % pasante m-200 la recuperación del oro fue 80,08 % y para la plata un 40,18 % y finalmente para el tiempo de remolienda de 30 minutos y 90 % pasante

m-200 la recuperación del oro es 70,21 % y para la plata un 19,87 %, estos datos son, en el tiempo de 24 horas de lixiviación.

## RECOMENDACIONES

1. El análisis de caracterización es un estudio de gran importancia para el estudio de minerales problema, es por eso, que se recomienda realizar la caracterización utilizando equipos como el microscopio electrónico de barrido, difracción de rayos X, y conocer los compuestos y elementos del mineral.
2. Se recomienda realizar un análisis de microscopía electrónica para determinar exactamente cómo se encuentra la microestructura de las micropartículas de oro en los diferentes productos polimetálicos y especialmente en el concentrado de arsenopirita.
3. Hacer pruebas y tratamiento de minerales sulfurados complejos de oro, con otros métodos de recuperación del oro y plata para futuras investigaciones, que el cianuro de sodio afecta al medio ambiente y buscar nuevas alternativas de lixiviación como por ejemplo la utilización del nuevo reactivo Sandioss.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Afenya, P. M. (1991). *Treatment of Carbonaceous Refractory Gold Ores*, *Minerals Engineering*, vol. 4, nos. 7–11, pp. 1043–1055.

Aramburú Vidal, Azañero Ángel, Calderón Juia, Gagliuffi Pedro, Avilés Pilar, Julca Diego, Ortiz Jorge, Rivera Joel, Arauzo Luís, Gutiérrez Luís. (2015). *Recuperación de oro en minerales sulfurados de baja ley en la región de Casma*, Rev. del Instituto de Investigación FIGMMG-UNMSM vol 20 n° 40, 2017: 56 – 63.

Barnes, A. y Stubina, N. (2011). *Roasting Renaissance-Triple Refractory Ores*. *World Gold*, Montreal, October 2011, 28 pp.

Ciminelli, V.S.T. (1987). *Oxidation of pyrite in alkaline solutions and heterogeneous equilibria of sulfur- and arsenic-containing minerals in cyanide solutions*. Pennsylvania, USA.

Contreras Lozano, José R. y López León, Freddy H. (2013). *Efectos de la granulometría y sales de plomo en la recuperación de oro y plata por medio de una lixiviación alcalina con cianuro de sodio en un mineral arsenopiritoso*. Tesis de grado de la Universidad Nacional de Trujillo- Perú.

- Derry, R. 1972. (1972). *Pressure hydrometallurgy; a bibliographical review*. Hertfordshire, UK: Warren Spring Laboratory, Dep. of Trade and Industry. Vol. 7.
- Fraser, K. S., Walton, R. H. y Wells, J. A. (1991) "*Processing of Refractory Gold Ores,*" *Minerals Engineering*, vol. 4, nos. 7–11, pp. 1029–1041.
- Gudyanga, F. P., Mahlangu, T. y Roman, R. J. (1999). *An acidic pressure oxidation pre-treatment of refractory gold concentrates from the Kwekwe roasting plant*. Vol. 12, 8, pp. 863-875.
- Holmes, Paul R. y Crundwell, Frank K. (2000). *The kinetics of the oxidation of pyrite by ferric ions and dissolved oxygen: An electrochemical study*. *Geochemica et Cosmochimica Acta*. Vol. 64, 2, pp. 263-274.
- Jones, R. S. (1968). "*Gold in Meteorites and in the Earth's Crust,*" *Geological Survey Circular 603*, pp. 1–4.
- Julca Vera, Diego A. y Ortiz Barreto, Jorge A. (2017). *Recuperación de oro en minerales sulfurados de baja ley en la provincia de Casma*, tesis de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima-Perú.

Karastelev, Nikolai. (2013). *Modelado de alta presión proceso de pretratamiento para la lixiviación de oro*, Tesis de grado de la Universidad de Tecnología, Lappeenranta.

La Brooy S. R., Linge H. G. y Walker G. S. (1994). *Review of Gold Extraction from Ores, Minerals Engineering.*, vol. 7, nro. 10, pp. 1213–1241.

Lara Velásquez, Mercedes C. (2016). *Empleo del sulfuro de sodio e hidróxido de sodio para la disminución de la concentración de antimonio de un mineral refractario de oro y plata como pretratamiento del proceso de lixiviación*. Tesis de grado de la Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo – Perú.

Leons Eugene, W. W. y Mujumdar, A. S. (2009). *Gold Extraction and Recovery Processes*. s.l.: National University of Singapore.

Levenspiel, Octave. (1999). *Chemical reaction engineering*. USA: John Wiley y Sons, Inc.

Long, Hu y Dixon, David G. (2004). Pressure oxidation of pyrite in sulfuric acid media: a kinetic study. *Hydrometallurgy*. Vol. 73, 3-4, pp. 335-349.

- Lowson, Richard T. (1982). *Aqueous oxidation of pyrite by molecular oxygen*. *Chemical Reviews*. Vol. 82, 5, pp. 461-497.
- Marsden, H. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. London: Ellis Horwood Ltd.
- Marsden J. y House I. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction, Society for Mining, Metallurgy and Exploration*, 2nd ed. Littleton, CO, pp. 147-285.
- Misari Chuquipoma, F. S. (2010). *Metalurgia del Oro* (págs. 297-407). San Marcos Lima, Perú.
- Mudd, G., Giurco, D., Mohr, S. y Mason, L. (2012). *Gold Resources and Production: Australia in a Global Context, Cluster Research Report No. 1.11*, October.
- Nanthakumar, B., Pickles, C. A. y Kelebek, S. (2007). *Microwave pretreatment of a double refractory gold ore*. *Minerals Engineering*, vol. 20, no. 11, pp. 1109–1119.
- Neuvonen, M. (2013). *Pretreatment Processes in Gold Recovery By Thiosulphate Leaching, Master's Thesis Report*, Lappeenranta University of Technology, 62 pp.

Naboichenko, S. S., Shneerson, Ya.M., Kalashnikova, M.I y Chugaev, L.V. (2009). *Autoclave hydrometallurgy of nonferrous metals*. Ekaterinburg: s.n. (In Russian).

Paper, C. y Aylmore, M. G. (2013). *Conditions and Design Considerations for Maximising Recoverable Gold in Roasting of Refractory Gold Ores*, World Gold Conference, Brisbane, Qld, 26 - 29 September.

Papangelakis, V. G., Berk, D. y Demopouls, G. P. (1990). *Mathematical modeling of an exothermic leaching reaction system: pressure oxidation of wide size arsenopyrite particles*. *Metallurgical Transactions B*. Vol. 21, 5, pp.827-837.

Pimentel, Nelly. (2010). “¿Qué es el oro?” Seminario para periodistas sobre oro- Venezuela, Recuperado el 02 de noviembre de 2018 de: <http://200.74.197.135/orobcv/archivos/pdf/s1p02-030310.pdf>

Rojas Reyes, Néstor R. (2003). *Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración*, Tesis de grado de la Universidad de Concepción.

Sánchez Quispe, Luis A. y Villavicencio Jaimes, Edwar W. (2013). *Evaluación sistematizada y proceso metalúrgico para minerales sulfurados complejos de oro de la mina Coricancha*, tesis de

grado de la Universidad Nacional Mayor De San Marcos, Lima-Perú.

Southern Cooper Perú. (2020). Página web. Recuperada de:  
<http://www.southernperu.com/ESP/opinte/Pages/PGGlosario.aspx>

Taylor, A. (2013). *Developments in the Processing of Refractory & Complex Gold Ores*, at AusIMM Bendigo Technical Meeting, August 2013.

Taylor, P. R., Yin Z., Bell S. L. y Bartlett, R. W. (2013). *Lime Roasting of Pyrite,* Gold 90, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Littleton. CO, pp. 411-419.

Yang, H., Liu, Q., Song, X. y Dong, J. (2013). *Research Status of Carbonaceous Matter in Carbonaceous Gold Ores and Bio-Oxidation Pretreatment*, Transactions of Nonferrous Metal Society of China, vol. 23, no. 11, pp. 3405–3411.