

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE**  
**MATERIALES**



**TESIS**

**EXTRACCIÓN MEJORADA DE ORO A PARTIR DE  
CONCENTRADOS SULFURADOS UTILIZANDO  
LIXIVIACIÓN OXIDANTE A PRESIÓN EN LA PLANTA  
CONCENTRADORA DE BENEFICIO LABRASPAMPA**

PRESENTADA POR EL BACHILLER:

**PAUCAR MARTINEZ, KEVIN YOSMEL**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO METALÚRGISTA Y DE MATERIALES**

**HUANCAYO - PERÚ**

**2024**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ  
FACULTAD DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES**

Av. Mariscal Castilla N° 3909-4089 El Tambo Huancayo  
Ciudad Universitaria - Carretera Central Km. 5

**ACTA N° 032-2024-FIMM-UNCP**

**SUSTENTACIÓN DE TESIS**

Siendo las 09:30 horas del 05 de diciembre del año dos mil veinticuatro, en la Sala de Grados y Títulos de la Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales de la Universidad Nacional del Centro del Perú, con la presencia de los señores Miembros del Jurado, conformado por los docentes:

Presidente : Dr. Cesar Paul ORTIZ JAHN  
Secretario : Ms. Jean Pierre ESPEZA GAVILÁN  
Jurado : M.Sc. Raúl Wladimir CARRIÓN CORNEJO  
Jurado : Dr. Felipe RUPAY GÜERE  
Jurado : Dr. Héctor Luis GILBONIO ZARATE

El acto de sustentación de la tesis titulada: "EXTRACCIÓN MEJORADA DE ORO A PARTIR DE CONCENTRADOS SULFURADOS UTILIZANDO LIXIVIACIÓN OXIDANTE A PRESIÓN EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE BENEFICIO LABRASPAMPA", se inicia con la lectura de la Resolución N° 032-2024-DFIMM-UNCP, donde indica que el Bachiller: PAUCAR MARTINEZ Kevin Yosmel, se encuentran aptos para Sustentar su informe de tesis, para optar el TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALURGISTA Y DE MATERIALES.

Hechas las observaciones del caso, una vez realizadas estas, el señor presidente del jurado dispuso que los bachilleres expositores abandonen la sala para la deliberación del jurado pasándose a la votación secreta, con el siguiente resultado:

APROBADO POR UNANIMIDAD

El presidente, ordenó a los sustentantes que se sirvan pasar al estrado a fin de conocer el resultado, el mismo que fue anunciado por el presidente, quien sugirió continuar con los trámites respectivos para la obtención del título Profesional de Ingeniero Metalurgista y de Materiales.

Dado por concluido el acto de sustentación a las 11:00 horas del mismo día.

Dr. Cesar Paul ORTIZ JAHN  
Presidente

Ms. Jean Pierre ESPEZA GAVILÁN  
Secretario

M.Sc. Raúl Wladimir CARRIÓN CORNEJO  
Jurado

Dr. Felipe RUPAY GÜERE  
Jurado

Dr. Héctor Luis GILBONIO ZARATE  
Jurado



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU**  
**FACULTAD DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES**



"AÑO DEL BICENTENARIO, DE LA CONSOLIDACIÓN DE NUESTRA INDEPENDENCIA, Y DE LA  
CONMEMORACIÓN DE LAS HEROICAS BATALLAS DE JUNÍN Y AYACUCHO"

Huancayo, 30 setiembre del 2024

**Oficio N° 026–2024-RWCC-FIMM**

**Dr.**

**JAIME ALFONZO GONZALEZ VIVAS**

Director de la Escuela Académico Profesional de la FIMM

**Presente.-**

**ASUNTO : REMITO INFORME DE ORIGINALIDAD DEL SOFTWARE (TURNITIN) DE TESIS  
PARA TÍTULO PROFESIONAL**

**INTERESADO : PAUCAR MARTINEZ KEVIN YOSMEL**

Me dirijo a usted, a fin de hacerle llegar un cordial saludo y al mismo tiempo informarle el procedimiento de TURNITIN de la Tesis Tituladas **"EXTRACCIÓN MEJORADA DE ORO A PARTIR DE CONCENTRADOS SULFURADOS UTILIZANDO LIXIVIACIÓN OXIDANTE A PRESIÓN EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE BENEFICIO LABRASPAMPA"** presentado por el bachillere:

**PAUCAR MARTINEZ KEVIN YOSMEL**

Con la finalidad de emitir el informe de originalidad y habiendo revisado la tesis en mención con el software **(TURNITIN)**, se ha obtenido como resultado un **12%** de similitud, dando la conformidad respectiva y remitiendo los archivos digitales del software para la culminación del trámite respectivo.

Sin otro en particular, aprovecho la oportunidad para expresarle las muestras de mi especial consideración y estima personal.

Atentamente,

**MSc. RAÚL WLADIMIR CARRIÓN CORNEJO**  
**DOCENTE ASESOR DE LA TESIS**

c.c. Archivo

# TESIS PREGRADO - PAUCAR MARTINEZ KEVIN

## INFORME DE ORIGINALIDAD

12%

INDICE DE SIMILITUD

12%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

6%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	<a href="http://repositorio.uncp.edu.pe">repositorio.uncp.edu.pe</a> Fuente de Internet	5%
2	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	3%
3	<a href="http://www.cip.org.pe">www.cip.org.pe</a> Fuente de Internet	<1%
4	<a href="http://edoc.tips">edoc.tips</a> Fuente de Internet	<1%
5	<a href="http://www.ptolomeo.unam.mx:8080">www.ptolomeo.unam.mx:8080</a> Fuente de Internet	<1%
6	Submitted to Universidad Cientifica del Sur Trabajo del estudiante	<1%
7	<a href="http://uvadoc.uva.es">uvadoc.uva.es</a> Fuente de Internet	<1%
8	<a href="http://oldri.ues.edu.sv">oldri.ues.edu.sv</a> Fuente de Internet	<1%



MSc. RAÚL WLADIMIR CARRIÓN CORNEJO  
DOCENTE ASESOR DE LA TESIS

9

MARÍA GUADALUPE ARROYO NÚÑEZ.  
"Tratamiento de disoluciones que contienen  
cromo hexavalente mediante  
electrocoagulación con ánodos de hierro",  
'Universitat Politecnica de Valencia', 2015

Fuente de Internet

<1 %

10

[usermanual.wiki](http://usermanual.wiki)

Fuente de Internet

<1 %

11

[patents.google.com](http://patents.google.com)

Fuente de Internet

<1 %

12

K.S. Fraser, R.H. Walton, J.A. Wells.  
"Processing of refractory gold ores", Minerals  
Engineering, 1991

Publicación

<1 %

13

[www.coursehero.com](http://www.coursehero.com)

Fuente de Internet

<1 %

14

[www.mdpi.com](http://www.mdpi.com)

Fuente de Internet

<1 %

15

[tesis.ipn.mx](http://tesis.ipn.mx)

Fuente de Internet

<1 %

16

[doku.pub](http://doku.pub)

Fuente de Internet

<1 %



MSc. RAÚL WLADIMIR CARRIÓN CORNEJO  
DOCENTE ASESOR DE LA TESIS

17

[pt.scribd.com](http://pt.scribd.com)

Fuente de Internet

<1 %

18

[www.virtualpro.co](http://www.virtualpro.co)

Fuente de Internet

<1 %

19

[www.nonwovenproductssupplier.com](http://www.nonwovenproductssupplier.com)

Fuente de Internet

<1 %

20

Submitted to Instituto Superior de Artes,  
Ciencias y Comunicación IACC

Trabajo del estudiante

<1 %

21

[repositorio.uladech.edu.pe](http://repositorio.uladech.edu.pe)

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 15 words

Excluir bibliografía

Activo



MSc. RAÚL WLADIMIR CARRIÓN CORNEJO  
DOCENTE ASESOR DE LA TESIS

**ASESOR**

**Msc. RAÚL WLADIMIR CARRION CORNEJO**

## **DEDICATORIA**

A mis padres por su apoyo incondicional en todo el proceso de mis estudios. El apoyo de mis familiares en determinados momentos.

## **AGRADECIMIENTO**

Me gustaría agradecer a la Universidad Nacional del Centro del Perú, y en especial a la Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales por haberme brindado la oportunidad de avanzar en mi carrera profesional. También agradezco a mis padres por su constante apoyo, su fe en mis habilidades y su disposición para ayudarme han sido fundamentales para la finalización de esta tesis. Por ultimo agradezco al Jefe de Planta y Gerencia de la empresa por dejarme desarrollar la investigación científica.

## INTRODUCCIÓN

El oro es un metal estratégico escaso, que se utiliza ampliamente en joyería de oro, reservas de divisas e industrias de alta tecnología. Desempeña un papel irremplazable en el desarrollo económico y social nacional. Según datos del Servicio Geológico de Estados Unidos, la cantidad de recursos de oro identificados en el mundo es de 89.000 t, mientras que alrededor del 30% de los recursos de oro son minerales refractarios. Con el aumento del consumo de recursos de alta calidad, esta proporción de minerales refractarios sigue aumentando, lo que se ha convertido en un factor importante que restringe el desarrollo de la industria del oro.

En la actualidad, el método principal de extracción de oro por pirometalurgia es el método de recolección suplementaria a alta temperatura. De acuerdo con el principio de enriquecimiento y recuperación de oro, el mineral de oro refractario se trata mediante fundición de mata, que tiene algunos problemas de alto costo de insumos y contaminación por gases de combustión. La extracción de oro con cianuro se usa ampliamente en la extracción de oro moderna. Sin embargo, tiene las desventajas de la contaminación ambiental de los relaves de cianuro. Con la mejora de la conciencia de las personas sobre la protección del medio ambiente, la extracción de oro sin cianuro ha atraído mucha atención en los últimos años. Existen varios métodos de procesamiento de oro sin cianuro, incluida la lixiviación con cloruro, la lixiviación con tiourea, la lixiviación biológica con tiosulfato y la lixiviación con polisulfuro. El método basado en cloruro requiere el uso de cloro peligroso y equipo especial para evitar la corrosión. La lixiviación con tiourea tiene los problemas de un alto costo y un alto consumo de reactivos. La dificultad que restringe la aplicación del tiosulfato o politionato radica en que el proceso de lixiviación generalmente involucra reacciones secundarias complejas; requiere el

uso de tiosulfato de sodio amoniacal de cobre, y las reacciones son sensibles al pH. La lixiviación de polisulfuro tiene las ventajas de una rápida lixiviación de oro, buena aplicabilidad a materias primas, condiciones de lixiviación suaves y fácil síntesis de materias primas. En 1998 se propusieron un método para determinar la concentración de iones polisulfuro totales en la solución de lixiviación de polisulfuro de oro. Se ha llevado a cabo la investigación sobre la lixiviación de oro con polisulfuros, y la extracción de oro puede alcanzar más del 85%. También se mejoraron el estudio sobre la recuperación de oro de la solución de lixiviación de polisulfuro de oro. Se aclararon la estabilidad de los complejos de polisulfuro de oro en solución acuosa: 100 a 150 °C y 100 bares. Además, la tecnología de sulfuro alcalino se ha aplicado con éxito en la metalurgia del antimonio y otros campos. Aunque la tecnología de extracción de oro se desarrolla rápidamente, es difícil extraer oro de manera eficiente de minerales de oro refractarios mediante lixiviación directa. Para recuperar eficazmente el oro de los minerales de oro refractarios, se han llevado a cabo una gran cantidad de estudios sobre el pretratamiento de los minerales de oro antes de la extracción de oro en el país y en el extranjero. Los métodos principales se pueden dividir en pretratamiento de tostación y pretratamiento hidrometalúrgico. El pretratamiento hidrometalúrgico se puede dividir en oxidación a presión, oxidación biológica y otros métodos de oxidación química. Como un nuevo proceso desarrollado en los últimos años, la oxidación a presión puede resolver eficazmente el problema de la contaminación ambiental causada por  $\text{SO}_2$  o  $\text{As}_2\text{O}_3$  en el pretratamiento de tostación, la actividad biológica inestable y la tasa de oxidación lenta en el proceso de pretratamiento de oxidación biológica. La oxidación a presión tiene las ventajas de la amplia aplicabilidad a las

materias primas, la descomposición completa de sulfuros, la velocidad de reacción rápida, la alta recuperación de oro y la baja contaminación ambiental.

Por estas consideraciones, planteamos como objetivo principal de esta tesis: Establecer por qué la extracción de oro en los concentrados sulfurados, utilizando la cianuración convencional es baja en la Planta Concentradora de Beneficio Labraspampa y la hipótesis planteada es: La baja cantidad de oro extraído mediante cianuración convencional se produce cuando el mineral presenta propiedades de refractariedad debido a la oclusión por la matriz de pirita en la Planta Concentradora de Beneficio Labraspampa.

Para la redacción de esta tesis consideramos en su estructuración, un primer capítulo donde reseñamos las generalidades, en el segundo formulamos la investigación, en el tercero se considera el marco teórico y en el cuarto la parte fundamental en la cual se incluye la investigación experimental, finalmente se exponen las conclusiones y recomendaciones .

Nuestra finalidad, al presentar esta tesis es la de aportar en el cumplimiento de las expectativas técnicas y científicas de su aplicación, por esta razón ponemos a disposición de nuestros señores jurados la presente tesis que nos permita obtener el título de Ingeniero Metalurgista y de Materiales.

*Los autores*

## RESUMEN

La mayoría de los depósitos de oro se encuentran asociados con sulfuros como pirita y arsenopirita; por lo tanto, la disolución de metales preciosos es posible mediante la oxidación del concentrado de sulfuro aurífero mediante oxidación a presión y cianuración simultáneas. La eficacia de este proceso de extracción puede verse influenciada por la temperatura, la concentración de cianuro (NaCN) y la presión de oxígeno. En este estudio, realizamos experimentos para caracterizar los efectos en la extracción de oro de minerales utilizando un rango de concentraciones de cianuro de sodio (1 a 8 g/L), temperaturas (40 a 75 °C) y presiones de oxígeno (0.5 a 1.1 MPa). La caracterización de los minerales mostró que la pirita y el cuarzo fueron los principales minerales presentes en el concentrado. Los mejores resultados en cuanto a la mayor extracción de Au se obtuvieron con una presión de oxígeno de 0.5 MPa, 6 g/L de cianuro de sodio y una temperatura de 75 °C, junto con una velocidad de agitación constante de 600 rpm. Estas condiciones permitieron una extracción de oro de aproximadamente el 95% en 90 minutos.

## INDICE

PORTADA.....	i
ASESOR .....	ii
DEDICATORIA .....	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
INTRODUCCIÓN .....	v
RESUMEN .....	viii
INDICE.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS .....	xii
ÍNDICE DE FIGURAS .....	xiii
CAPITULO I .....	14
GENERALIDADES.....	14
1.1. La Planta Concentradora de Beneficio “Labraspampa” .....	14
1.2. Descripción del proceso de chancado .....	16
CAPITULO II .....	22
FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	22
2.1. Planteamiento del problema .....	22
2.2. Formulación del problema .....	23
2.2.1 General .....	23
2.2.2 Específicos .....	23
2.3. Planteamiento de objetivos .....	24
2.3.1 Objetivo general.....	24
2.3.2 Objetivos específicos.....	24
2.4. Justificación.....	24
2.5. Planteamiento de la hipótesis .....	25

2.5.1	Hipótesis general.....	25
2.5.2	Hipótesis específicas .....	25
2.6.	Variables .....	25
2.6.1	Variables independientes.....	25
2.6.2	Variable dependiente.....	25
CAPITULO III.....		26
MARCO TEÓRICO .....		26
3.1.	Fundamentación teórica .....	26
3.1.1	Procesamiento de minerales de oro refractarios .....	26
3.1.2	Oxidación por presión.....	30
3.1.3	Tostación.....	37
3.2.	Análisis del proceso propuesto .....	48
CAPITULO IV .....		50
METODOLOGIA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN.....		50
4.1.	Métodos de investigación .....	51
4.1.1	Materiales.....	51
4.1.2	Equipos .....	51
4.2.	Procedimiento experimental.....	52
4.2.1	Materiales y métodos.....	52
4.3.	Presentación y discusión de resultados .....	54
4.3.1	Caracterización mineralógica .....	54
4.3.2	Prueba de cianuración convencional.....	55
4.3.3	Lixiviación y oxidación a presión simultáneas .....	57
4.3.4	Efectos de la temperatura y la presión en la extracción de oro .....	58
4.3.5	Efecto de la concentración de cianuro .....	60
4.3.6	Efecto del tamaño de partícula en la extracción de oro .....	61

4.3.7 Lixiviación y oxidación a presión simultáneas .....	62
CONCLUSIONES .....	66
RECOMENDACIONES .....	67
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	68
ANEXOS .....	71

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Variables y parámetros de proceso para lixiviación y oxidación a presión .....	53
<b>Tabla 2</b> Análisis de calidad de cabeza química mediante ensayo de fuego (FA) y digestión de 4 ácidos con acabado de adsorción atómica. ....	54
<b>Tabla 3</b> Reconstrucción mineralógica del concentrado de oro.....	55

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1</b> Configuración experimental para lixiviación y oxidación a presión simultáneas. ....	53
<b>Figura 2</b> (a) Microscopía electrónica de barrido de la muestra a 400µm que muestra partículas de pirita, argentita y galena, e imágenes de partículas mediante espectroscopía de rayos X de energía dispersiva. (b) Patrón de difracción de rayos X de la muestra de concentrado.....	56
<b>Figura 3</b> Extracción de Au (%) resultante de la cianuración a temperatura ambiente y presión atmosférica en función del tiempo. ....	57
<b>Figura 4</b> Efectos de la temperatura y la presión en la extracción de Au a una concentración de cianuro de 6 g/L.....	58
<b>Figura 5</b> Extracción de Au (%) a partir de lixiviación y oxidación a presión simultáneas a una presión de 0.5 MPa y una concentración de cianuro de 6 g/L.	59
<b>Figura 6</b> Efectos de la concentración de cianuro en la extracción de Au (%) durante la lixiviación y oxidación a presión simultáneas a una presión de 0,8 MPa. ....	61
<b>Figura 7</b> Efecto del tamaño de partícula (micras,µm) en extracción de Au a una concentración de cianuro de 6 g/L, presión de 0,5 MPa y 40 C°. ....	62

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

A continuación incluimos una descripción general de la Planta Concentradora de Beneficio “Labraspampa”, para entender el entorno de la operación y donde planteamos este trabajo de investigación.

#### **1.1. La Planta Concentradora de Beneficio “Labraspampa”**

La empresa minera JE-AL ENTERPRISES INC. S.A.C., es propietaria de la planta de Beneficio “Labraspampa” tiene 9 años de experiencia y está diseñada a procesar 550 TM DIARIAS, con proyección a tratar 750 TM de minerales de Cobre, Plomo, Zinc y plata. Y 300 TMD de mineral aurífero.

- EMPRESA JE-AL ENTERPRISES INC S.A.C., procesará minerales de COBRE-ORO en su Planta de beneficio de minerales LAMBRASPAMPA, que se encuentra ubicado en el distrito de Andahuaylas, provincia Andahuaylas, Región Apurímac.
- Con el funcionamiento del Proyecto Planta de beneficio de minerales LAMBRASPAMPA, la EMPRESA JE-AL ENTERPRISES INC S.A.C. obtendrá beneficios y al mismo tiempo garantizará el apoyo social en sus diferentes actividades a los habitantes de la zona de Cceñuaran, Andahuaylas y alrededores.

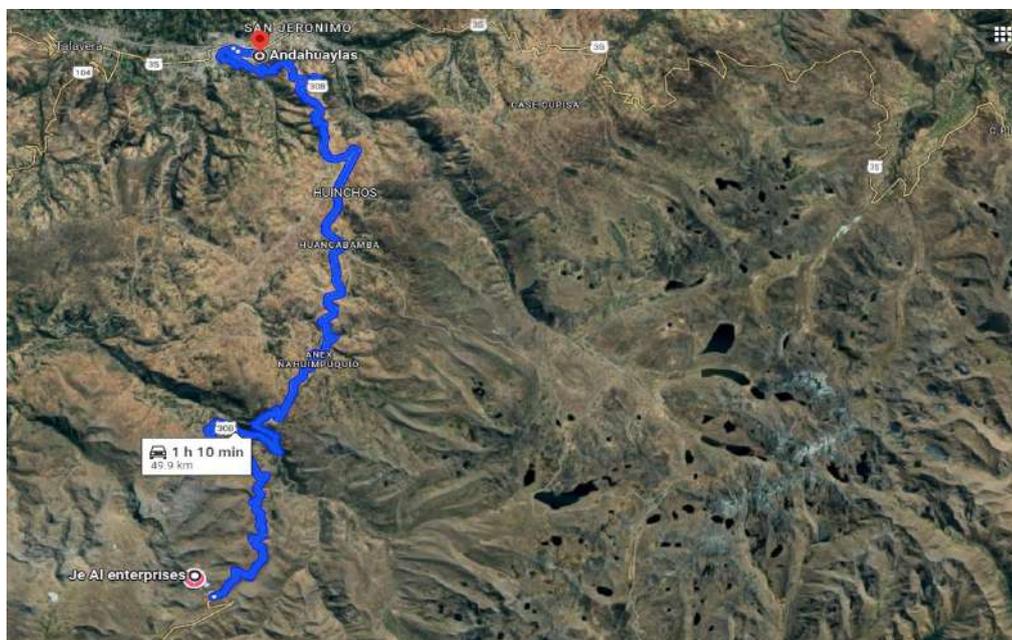
- Prestar servicios a mineros artesanales, pequeños productores mineros formales, que desarrollan la actividad minera de explotación de minerales de COBRE-ORO para que puedan beneficiarse.

### Ubicación



### Vías de acceso

El acceso vía terrestre desde la provincia Andahuaylas a la Planta de Beneficio labraspampa es de 50 km aproximadamente, se estima un viaje de 01 hora y 10 minutos.

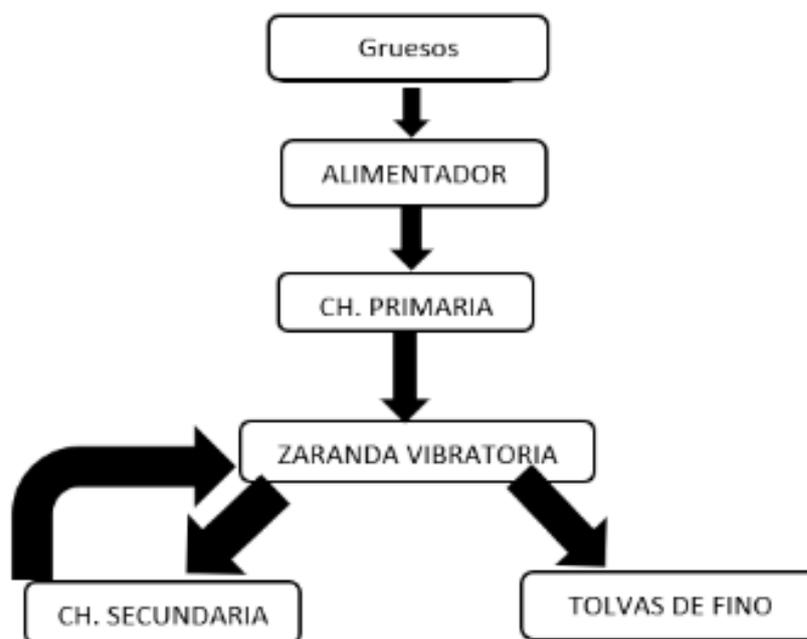


## Descripción de la planta concentradora

### Sección chancado:

#### 1.2. Descripción del proceso de chancado

El mineral es acumulado en la cancha de gruesos, cargado con un cargador frontal a la tolva de gruesos de una capacidad de 120 TM, alimentado por un alimentador vibratorio de capacidad de 45TM/H, es dirigido a una chancadora de quijada 20"x 31", donde sale un producto de  $- 2 \frac{1}{2}$ " que es transportado a una zaranda vibratoria 4'x 8' de  $\frac{3}{4}$ ". El producto  $+ \frac{3}{4}$ " es redirigido a una chancadora cónica de set 0.63", el producto  $- \frac{3}{4}$ " es transportado a las tolvas de finos que tienen una capacidad de 137 TM Y 230 TM, Tolva N°1 y Tolva N°2 respectivamente.



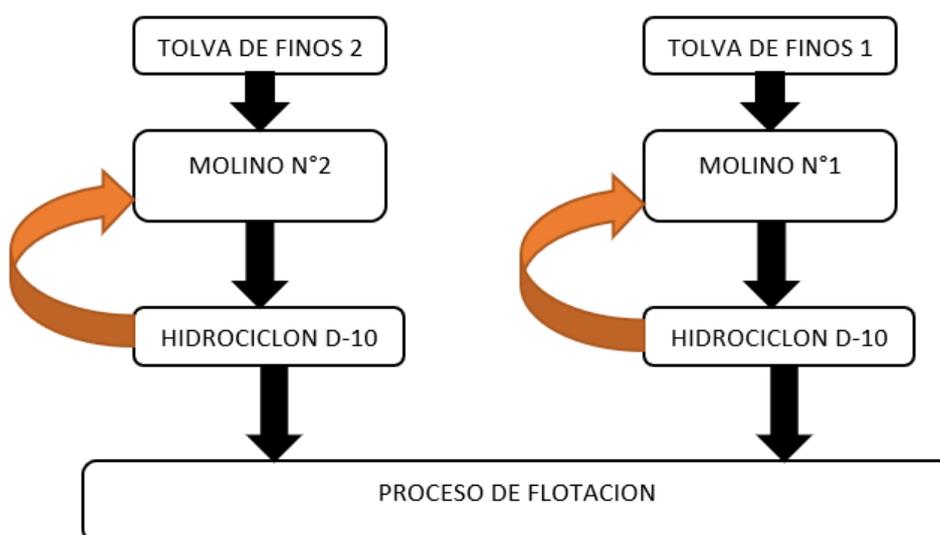
### Sección molienda y clasificación

#### Molienda para procesos de Cu

Una vez almacenado el mineral de  $- \frac{3}{4}$ " en las tolvas de finos estas son transportadas a los respectivos molinos de 6'X12' para su reducción que esta entre  $- \frac{1}{4}$ ", hasta un producto que varía entre 60 – 65% malla -200 para procesos de Cu.

Los molinos 6´X12´ trabajan a 32 RPM, con una carga moledora de 11.1 Toneladas, y una densidad de pulpa de descarga de 1.9kg/L, con 70% de solidos aproximadamente siendo diluidas con agua en una caja de distribución, para que por acción de una bomba de pulpa 04"x03", se desplace la pulpa hacia el hidrociclón D-10, que es un clasificador centrifugo, donde el Overflow(finios), son dispuestos a las etapas de flotación y el Underflow(grosos) dispuestos a una remolienda en sus mismos molinos haciendo una molienda de circuito cerrado.

En esta sección se agrega los reactivos como promotores, depresores y espumantes de acuerdo al mineral a procesar.



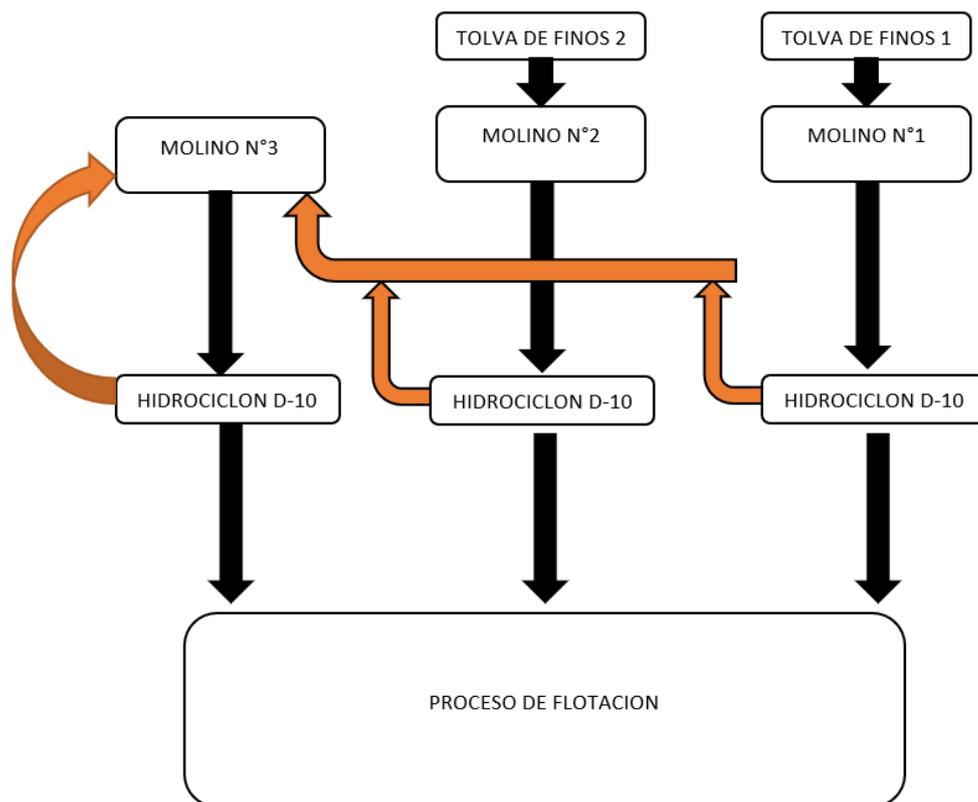
### Molienda para procesos de Au

Una vez almacenado el mineral de  $- 3/4''$  en las tolvas de finos estas son transportadas a los respectivos molinos de 6´X12´ para su reducción que esta entre  $-1/4''$ , hasta un producto que varía entre 75 -85% malla -200.

Los molinos N° 1 y N°2 6´X12´ trabajan a 32 RPM, con una carga moledora de 11.1 Toneladas, y una densidad de pulpa de descarga de 1.9kg/L, con 70% de

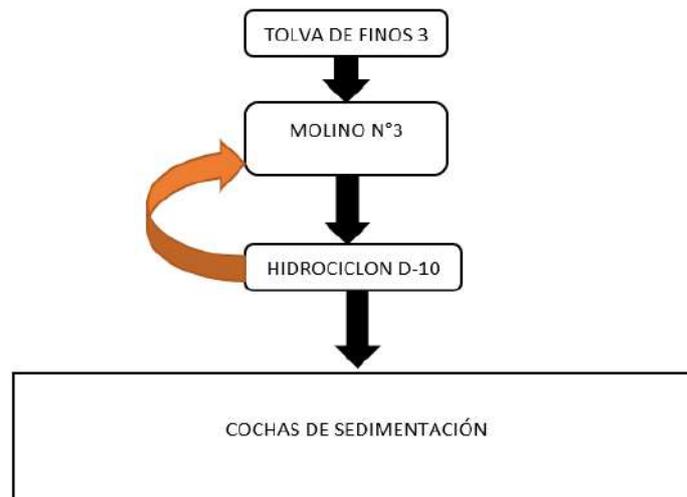
solidos aproximadamente siendo diluidas con agua en una caja de distribución, para que por acción de una bomba de pulpa 04"x03", se desplace la pulpa hacia el hidrociclón D-10, que es un clasificador centrifugo, donde el Overflow(finós), son dispuestos a las etapas de flotación y el Underflow(gruesos) dispuestos a una remolienda en el molino N°3 6'X12' de 8.5 Toneladas de carga moledora, su descarga 2.5 kg/L siendo diluida en una caja de distribución, para que con acción de una bomba de pulpa 04"x03", se desplace la pulpa hacia el hidrociclón D-10, que es un clasificador centrifugo, donde el Overflow(finós), son dispuestos a las etapas de flotación y el Underflow(gruesos) dispuestos a una remolienda en el molino. Teniendo una molienda de circuito abierto.

En esta sección se agrega los reactivos como promotores, depresores y espumantes de acuerdo al mineral a procesar.



## Molienda de minerales de Alta Ley

En el molino N°3 6´X12´ de 8.5 Toneladas de carga moledora, su descarga 1.8 kg/L siendo diluida en una caja de distribución, para que con acción de una bomba de pulpa 04"x03", se desplace la pulpa hacia el hidrociclón D-10, que es un clasificador centrifugo, donde el Overflow(finios), son dispuestos a las cochas de solidificación y el Underflow(gruesos) dispuestos a una remolienda en el molino. Su reducción que esta entre -1/4", hasta un producto que varía entre 45 – 52% malla - 200.



## Sección de flotación:

El circuito de flotación es una de las secciones funcionales mas importantes para el procesamiento y concentración de minerales, donde por medio de un proceso de separación de físico-química se obtiene un concentrado de cobre y/o oro, que depende de:

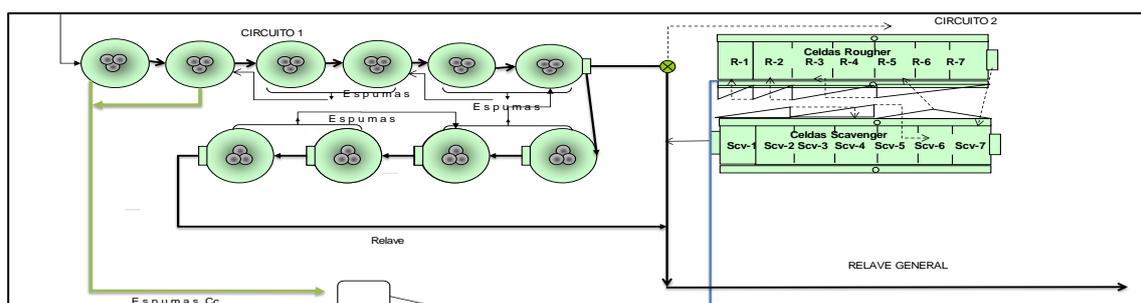
- Tipo de mineral que se trata en la Planta de Beneficio LAMBRASPAMPA.
- Tamaño de partícula adecuado para lograr una óptima recuperación.
- La cinética de flotación de cada especie mineralógica.
- Grado de concentración.

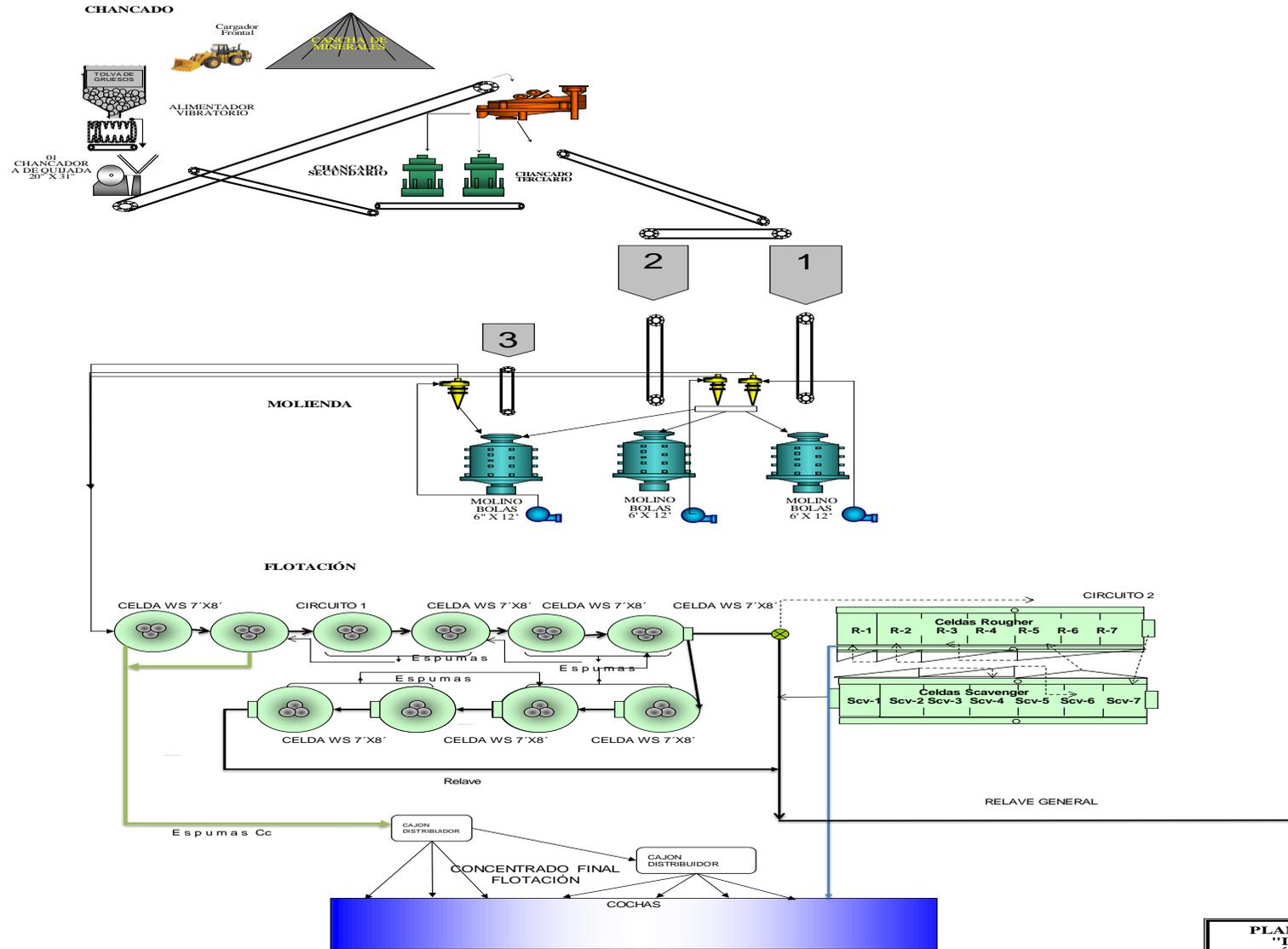
La flotación es un proceso físico-químico de separación de minerales donde las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos.

Para minerales Sulfurados de Cu, Ag, Pb. Se utiliza el primer circuito de 10 celdas serranas de 7'X8'. Para minerales de Separación Pb y Zn se Utiliza los dos circuitos: 6 celdas serranas 7'X8' y los bancos de celdas Denver 24"X24".

Reactivos utilizados:

- Xantato Isopropilico (Z-11)
- Xantato Amilico (Z-6)
- Sulfato de Zinc ( $ZnSO_4$ )
- Bisulfito de Sodio
- Areophine 3418 (A-3418)
- Aeropromotor 404 (A-404)
- Aerofloat 208 (A-208)
- Aereofloat 242 (A-242)
- Sulfato de Cobre
- Cianuro de Sodio
- Metil Isobutil Carbonil (MIBC)
- Dow froth 250 (D-250)
- Aereofroth 70 (A-70)





PLANTA CONCENTRADORA  
 "LP LAMBRASPAMPA"  
 SECCIÓN CHANCADO MOLIENDA,  
 FLOTACION  
 - 2024

## **CAPITULO II**

### **FORMULACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

En el presente capítulo desarrollamos la formulación de la investigación, basado en el método científico.

#### **2.1. Planteamiento del problema**

El mineral de oro refractario sulfídico es un recurso importante de oro con el agotamiento de los depósitos de oro de molienda libre. Las partículas de oro finamente diseminadas o encapsuladas en una matriz de minerales sulfurados como pirita, arsenopirita y calcopirita son difíciles de extraer mediante cianuración. El tratamiento del mineral de oro refractario es específico del sitio y depende en gran medida de la mineralogía del mineral. Las técnicas de separación física, como la separación por gravedad y la flotación, se utilizan comúnmente para lograr un rechazo temprano de la ganga y mejorar la ley del oro para minerales de sulfuro que contienen oro de baja ley. Los minerales de sulfuro mejorados se procesan mediante oxidación química o biológica para liberar el oro del sulfuro asociado antes de la extracción del oro. Debido al largo tiempo de residencia y la limitación en el tratamiento de materiales con alto contenido de arsénico utilizando microorganismos, la oxidación química es preferible a la biooxidación en la práctica industrial. Convencionalmente, existen dos técnicas de oxidación química, a saber,

tostación y oxidación a presión (POX). En comparación con la tostación oxidativa, la oxidación a presión se lleva a cabo en una solución acuosa sin producción de gas SO<sub>2</sub> y con una mejor fijación de arsénico. Durante la oxidación a presión, el azufre se oxida a sulfato y el arsénico se puede estabilizar en forma de arseniato férrico si el concentrado contiene un alto contenido de arsénico. Se llevan a cabo extensos estudios sobre el proceso de oxidación a presión de minerales sulfurados.

Al existir la posibilidad de explotar de recursos de minerales refractarios auríferos, la empresa propietaria de la Planta Concentradora de Beneficio de Lambraspampa, ha visto la necesidad de plantear un estudio de investigación a nivel de laboratorio, con la finalidad de establecer el uso de la tecnología de la lixiviación a presión oxidante, para el tratamiento de minerales refractarios auríferos.

Con lo indicado líneas arriba, planteamos las siguientes preguntas:

## **2.2. Formulación del problema**

### **2.2.1 General**

¿Por qué la extracción de oro en los concentrados sulfurados, utilizando la cianuración convencional es baja en la Planta Concentradora de Beneficio Labraspampa?

### **2.2.2 Específicos**

- ¿Qué tecnología puede ser aplicada para lograr obtener mejores extracciones de oro empleando la cianuración en la tecnología de recuperación del metal desde concentrados sulfurados?
- ¿Qué factor en la lixiviación por cianuración puede influir en lograr mejores extracciones de oro?

## **2.3. Planteamiento de objetivos**

### **2.3.1 Objetivo general**

Establecer por qué la extracción de oro en los concentrados sulfurados, utilizando la cianuración convencional es baja en la Planta Concentradora de Beneficio Labraspampa.

### **2.3.2 Objetivos específicos**

- Determinar la tecnología que puede ser aplicada para lograr obtener mejores extracciones de oro empleando la cianuración en la tecnología de recuperación del metal desde concentrados sulfurados.
- Explicar que factor en la lixiviación por cianuración puede influir en lograr mejores extracciones de oro.

## **2.4. Justificación**

Como justificación del presente estudio indicamos los siguientes criterios:

- Dentro de los problemas tecnológicos para la extracción de oro, que afronta la minería aurífera peruana se encuentra el de la complejidad de sus minerales, haciendo que en muchos casos se presente una serie de variables a investigar para mejorar la recuperación final.
- Los métodos no convencionales de tratamiento de los minerales auríferos, dadas sus características de formación geológica, son alternativas que están siendo probadas exitosamente en la extracción de otros metales no ferrosos como es el caso de la aplicación de la lixiviación a presión oxidante y que por esta razón justifica su estudio en este trabajo.
- También se justifica por la necesidad de ir implementando tecnologías que permitan aprovechar en una forma más óptima los recursos naturales que abundan en nuestro país.

## **2.5. Planteamiento de la hipótesis**

### **2.5.1 Hipótesis general**

La baja cantidad de oro extraído mediante cianuración convencional se produce cuando el mineral presenta propiedades de refractariedad debido a la oclusión por la matriz de pirita en la Planta Concentradora de Beneficio Labraspampa.

### **2.5.2 Hipótesis específicas**

- La disolución del oro es posible mediante la oxidación del concentrado de sulfuro aurífero mediante oxidación a presión y cianuración simultáneas.
- El efecto del tamaño de partícula en la disolución del oro indica que la extracción de Au(%) aumenta al disminuir el tamaño de partícula.

## **2.6. Variables**

### **2.6.1 Variables independientes**

- Presión de oxígeno
- Temperatura
- Consumo del NaCN
- Porcentaje de sólidos
- Velocidad de agitación

### **2.6.2 Variable dependiente**

- Extracción de oro

## **CAPITULO III**

### **MARCO TEÓRICO**

En este capítulo se expone la fundamentación teórica de la investigación que nos va a permitir entender y luego a analizar los resultados de la tesis realizada.

#### **3.1. Fundamentación teórica**

##### **3.1.1 Procesamiento de minerales de oro refractarios**

Durante los últimos años, las empresas operativas, las organizaciones de investigación y las empresas de ingeniería y consultoría han prestado cada vez más atención a la recuperación de metales preciosos a partir de minerales refractarios. Se han encontrado más yacimientos donde el oro no es susceptible de cianuración simple por sí sola, y las bajas recuperaciones han resultado de pruebas metalúrgicas. En términos más simples, se trata de yacimientos minerales refractarios. Se resaltarán las razones por las que los minerales son refractarios.

Además de los depósitos que son totalmente refractarios, otro fenómeno cada vez más común es cuando el yacimiento superficial está bien oxidado y no refractario y con frecuencia cubre grandes toneladas de mineral refractario no oxidado. En estos casos, la operación metalúrgica inicial será convencional, con un proceso de tratamiento refractario 'complementario' en una etapa posterior.

Aquí presentamos algunas de las técnicas y operaciones existentes que se están utilizando para el tratamiento de minerales de oro refractarios, con especial énfasis en las técnicas que están bien establecidas, como la tostación y la oxidación a presión, junto con la tecnología en desarrollo de oxidación biológica.

Cada vez es más evidente que el pretratamiento puede ser muy costoso y, a medida que se construyen y operan más plantas, se dispone de mejores datos sobre costos. Se discutirán los costos aproximados y relativos de capital y operación y se definirán sus principales componentes.

Otros temas importantes que se abordarán son el efecto de la preconcentración (como la flotación antes de la etapa de pretratamiento) sobre la economía del proyecto y la importancia y el costo de la neutralización y el control de efluentes.

La mejor elección de ruta de procesamiento para tratar un mineral refractario será, en la mayoría de los casos, específica del sitio, debido principalmente a las características metalúrgicas y mineralógicas del mineral. La aplicación exitosa de estas técnicas de procesamiento puede resultar en operaciones mineras que de otro modo habrían sido imposibles. Sin embargo, para un número cada vez mayor de minerales refractarios de baja ley, los costos de capital y operativos estimados significan que será necesaria una evaluación muy cuidadosa del proyecto, particularmente con los precios actuales del oro.

La recuperación de metales preciosos a partir de minerales refractarios ha recibido considerable atención en los últimos años. Se han encontrado cada vez más yacimientos donde el oro no es susceptible de cianuración simple, y las pruebas metalúrgicas han indicado bajas recuperaciones. En los términos más simples, un mineral refractario es aquel en el que la recuperación de oro

únicamente mediante cianuración está muy por debajo de los niveles normalmente aceptados. Una definición, aunque algo arbitraria, ha definido un mineral refractario como aquel en el que la recuperación de oro es inferior al 80% después de la cianuración convencional. Cualquiera que sea la forma en que se defina un mineral refractario, se deben encontrar métodos económicos para mejorar la recuperación del oro.

Durante los últimos diez años, las empresas operadoras, las organizaciones de investigación y las empresas de ingeniería y consultoría han prestado cada vez más atención a los minerales refractarios, y se han desarrollado, probado o considerado un número bastante grande de procesos posibles. Estos incluyen: tostado (del cual ahora existen varias técnicas), oxidación a presión (tanto ácida como alcalina), oxidación biológica, cloración y molienda ultrafina. También se han dedicado muchos esfuerzos de desarrollo a métodos que utilizan ácido nítrico.

Esta proliferación de procesos es el resultado de un considerable esfuerzo empresarial y análisis por parte de las organizaciones e individuos involucrados, lo que a su vez es una respuesta al hecho de que la mayoría de los yacimientos de oro que ahora se encuentran o desarrollan son total o parcialmente refractarios. De hecho, toda la tendencia futura de la producción de oro dependerá cada vez más del desarrollo de tecnologías económicas para el tratamiento de dichos yacimientos.

También hay una creciente conciencia de la tremenda variabilidad entre los minerales refractarios. Esta gran variabilidad en las propiedades mineralógicas, metalúrgicas y químicas hace imposible la selección de cualquier proceso "universalmente mejor". Los estudios genéricos, que han sido intentados por varios autores, sólo producen conclusiones válidas para un tipo de mineral específico. Un

estudio genérico que intente abarcar todas las situaciones posibles tendría que ser un documento muy sustancial.

En términos muy generales, los minerales pueden considerarse refractarios debido a uno o ambos de los siguientes motivos:

1. El oro se presenta en forma de partículas muy pequeñas, quizás de sólo unos pocos micrómetros (o incluso Angstroms) y está encerrado dentro de otros minerales, típicamente sulfuros. La evidencia de oro en la red atómica (es decir, soluciones sólidas unidas químicamente, no partículas) es sólida para algunos yacimientos.
2. La presencia de otros minerales, como sulfuros o material carbonoso, que si bien no "encierran" el oro, interfieren químicamente con la disolución del oro por cianuro y su posterior recuperación.

Los minerales que hacen que un mineral sea refractario a uno o ambos de los factores anteriores incluyen pirita, pirrotita, minerales de arsénico (generalmente arsenopirita, pero también rejalgar y oropimente), minerales de cobre (como calcopirita y bornita) y materia carbonosa. De los muchos minerales asociados con los minerales refractarios, dos son de particular interés e importancia: la arsenopirita y el material carbonoso. Varias publicaciones han indicado que en un mineral que contiene tanto arsenopirita como pirita, el oro estará asociado preferentemente con la arsenopirita, quizás en un factor de cuarenta veces. La importancia de esto es que, por ejemplo, sólo el cinco por ciento de los sulfuros (como arsenopirita) podrían contener dos tercios del oro.

El material carbonoso, como el grafito, es un componente importante de algunos minerales refractarios, particularmente los del estado de Nevada, EE. UU. La solución metalúrgica inicial para esto fue una fuerte oxidación usando cloro

gaseoso a temperatura elevada. Sin embargo, para minerales con un alto contenido de carbono, el consumo y el coste del cloro se vuelven prohibitivos. El material carbonoso tiene el potencial de activarse aún más mediante oxidación parcial a alta temperatura, aumentando su potencial como pregrobbing en el siguiente paso de recuperación de oro. Esto se puede superar parcialmente mediante el uso de carbono en lixiviación, en lugar de carbono en pulpa. La eliminación completa del carbón activo natural se puede lograr mediante el tostado.

De las rutas de proceso que han recibido atención, sólo dos se han aplicado a gran escala, siendo estas las rutas de proceso tradicionales que involucran Tostación y más recientemente Oxidación a Presión. De los recién llegados, la oxidación biológica ha recibido con diferencia la mayor atención y se ha aplicado en pequeña escala, aunque con mucha menos frecuencia que la tostación o la oxidación a presión y los datos operativos reales siguen siendo muy limitados. Estos tres procesos se revisan en la siguiente sección, con especial referencia a los que se consideran los parámetros más críticos., siendo las opciones de proceso:

### **3.1.2 Oxidación por presión**

La oxidación a presión de minerales de oro y concentrados de flotación es un proceso de pretratamiento eficaz y comercialmente probado para liberar oro refractario. Desde 1985, el proceso de oxidación a presión se ha incorporado en cinco instalaciones de oro que procesan minerales y concentrados de oro refractarios. Actualmente está previsto que otras tres instalaciones de oro entren en producción comercial antes de finales de 1992.

Los diagramas de flujo del proceso para el tratamiento de minerales y concentrados de oro refractarios son similares en concepto. Cada uno incorporará un paso de preoxidación antes del autoclave en el que el alimento se

preacondiciona mediante una combinación de deshidratación, descomposición ácida y calentamiento de la suspensión. Un paso de posoxidación siempre es común tanto para el procesamiento de mineral completo como para el concentrado, que generalmente implica enfriamiento directo o indirecto de la lechada, lavado de la lechada mediante decantación a contracorriente y neutralización con cal. Las diferencias generalmente residen en las condiciones de funcionamiento del recipiente del autoclave, que están determinadas por los niveles de azufre, arsénico y hierro de la alimentación, así como por la diseminación de los minerales de sulfuro y las características de los constituyentes de la ganga.

Los diagramas de flujo de oxidación a presión generalmente comienzan con un paso de separación sólido-líquido, cuyo propósito es extraer agua del mineral después de la molienda. Desde el punto de vista energético, la eliminación de agua es necesaria, ya que esta agua debe elevarse finalmente hasta la temperatura de reacción. El mineral molido y clasificado se espesa directamente o siguiendo un paso de trituración por flotación. La suspensión se espesa desde un 30 por ciento de sólidos hasta un 55 por ciento de sólidos en peso, dependiendo de las características de espesamiento. Los minerales enteros y, en menor grado, los concentrados, pueden contener niveles apreciables de minerales carbonatados. La alimentación se acondiciona primero con ácido sulfúrico, adquirido ya sea de una corriente de reciclaje ácido del lavado de la lechada de descarga del autoclave o de ácido fresco importado. Esta descomposición ácida de los carbonatos sirve para reducir las pérdidas de oxígeno y vapor en la etapa de esterilización en autoclave. El mineral o concentrado pretratado se oxida en el recipiente del autoclave con oxígeno gaseoso, utilizando el calor generado por la oxidación del sulfuro para

mantener la reacción. Se puede agregar vapor de proceso o agua de enfriamiento, según sea necesario, para controlar la temperatura.

La suspensión oxidada que sale del autoclave se enfría en una serie de pasos instantáneos, cuyo número se basa en el nivel de azufre en la alimentación. El vapor se recupera parcialmente del paso de evaporación instantánea de la lechada y se pone en contacto con la alimentación fría entrante para proporcionar energía de precalentamiento. Los minerales de oro refractarios que tienen suficiente azufre para proporcionar todos los requisitos energéticos necesarios para un proceso autotérmico normalmente expulsarán el exceso de vapor a la atmósfera a través de un depurador de gases adecuado. Los pasos dentro del tratamiento post oxidación de la descarga del autoclave pueden variar según el tipo de mineral y los niveles de azufre, arsénico y hierro en el mineral o concentrado. A menudo se practica el lavado de la suspensión antes de la neutralización si se producen precipitados viscosos durante la neutralización. Estos pueden ensuciar el carbón activado y tener una influencia negativa en la viscosidad de la suspensión. En el caso de los concentrados de oro refractarios, la masa de hidróxidos, óxido hidratado y yeso precipitados de la suspensión puede ser sustancial y afectar el tamaño de la planta de cianuración. El lavado reducirá la cantidad de estos componentes que podrían precipitar. También elimina metales y complejos que consumen cianuro. El licor de lavado resultante se neutraliza con cal, piedra caliza o una combinación de ambas y el precipitado se elimina en relaves. El agua recuperada se puede reciclar nuevamente al circuito de lavado. Se ha descubierto que el lavado es innecesario en el tratamiento posterior a la oxidación de minerales con menor grado de azufre, particularmente cuando no hay arsenopirita. En este caso, la descarga del autoclave se enfría pasando a través de una serie de intercambiadores de calor de

carcasa y tubos y luego se neutraliza en masa con cal o piedra caliza. Se agrega agua, según sea necesario, para controlar los efectos de la viscosidad de la suspensión en la planta de cianuración.

En los últimos años se han completado con éxito varios proyectos importantes de oxidación a presión. Proyectos como McLaughlin, Sao Bento, Getchell y Mercur y Goldstrike de American Barrick han demostrado de manera convincente a la industria metalúrgica que la oxidación a presión es un proceso de pretratamiento robusto y altamente eficiente.

El proyecto McLaughlin de Homestake Mining Company comenzó a operar en julio de 1985. Trata 2700 tpd de mineral pirítico con bajo contenido de azufre en tres autoclaves de 4.2 x 16.2 m a 180°C. En este circuito se practica la recuperación de calor. Proporcionó la primera aplicación de oxidación a presión de mineral completo para la industria. Sao Bento Mineracao, entró en servicio durante la segunda mitad de 1986. Trata 240 tpd de un concentrado de arsenopirita y pirita en dos autoclaves de 3.5 x 19.0 m a 190°C. La recuperación de calor no es necesaria aquí ya que el concentrado tiene un grado de azufre suficientemente alto como para hacerlo autotérmico. Barrick Mercur Gold Mine Inc. inició la puesta en marcha de su circuito de oxidación a presión a principios de 1988. Un único autoclave de 3.66 x 15.2 m trata 750 tpd de mineral sulfídico a 220°C. El mineral de Mercur, además de contener carbono, tiene un contenido significativo de carbonatos y esto permite que el proceso funcione en el rango de pH alcalino. El proyecto Getchell alcanzó la producción comercial durante 1989. Trata 2730 tpd de mineral pirítico con bajo contenido de azufre en tres autoclaves de 3.35 x 26.8 m a 210°C. Barrick Goldstrike Mines Inc. puso en marcha el primero de seis autoclaves de oxidación a presión a principios de 1989. Trata 1600 tpd de mineral pirítico con bajo contenido de azufre

a través de un autoclave de 4.5 x 22.6 m a 225°C. Entre 1991 y 1993, se añadirán cinco autoclaves de 4,5 x 24,5 m al autoclave existente, lo que permitirá aumentar la producción a 11 600 tpd. Como Goldstrike es un mineral completo, un proceso de oxidación a baja presión de sulfuro, es necesaria la recuperación de calor. En Goldstrike se practica el enfriamiento indirecto y la neutralización masiva de lodos.

En una etapa temprana de cualquier proyecto de oxidación a presión, siempre se debe considerar el uso de pretratamiento de mineral entero o concentrado de flotación. La decisión de procesar el mineral o concentrarlo dependerá de una serie de factores interrelacionados. Estos incluirán elementos tales como la respuesta de los minerales de sulfuro a la flotación, el grado de azufre y el contenido carbonoso del mineral. Si la mineralogía del mineral es tal que el oro que contiene minerales de sulfuro está finamente diseminado y tiene un tamaño submicrónico, la pérdida de oro en los relaves de flotación bien podría ser significativa y no justificará una evaluación adicional de una ruta de pretratamiento concentrado. Un objetivo de la flotación antes de la oxidación a presión también puede ser el rechazo parcial de los componentes carbonosos del mineral. Esto es particularmente necesario cuando el mineral de oro refractario tiene una baja ley de azufre y un alto contenido de carbonato. Generalmente, se requiere acidez para promover la oxidación en el autoclave y como los requisitos de energía para el autoclave se minimizan evitando la generación de dióxido de carbono en el autoclave, el rechazo de carbonato suele ser ventajoso. Si la ley de azufre del mineral es suficiente para permitir que el proceso de oxidación a presión opere de forma autotérmica, la flotación no será de ninguna ventaja particular. Un cierto grado de concentración de azufre puede ser justificable en el caso de que el funcionamiento autotérmico no sea posible y los costes energéticos sean elevados.

El procesamiento de un concentrado en lugar de un mineral no necesariamente reducirá el tamaño del autoclave. El tamaño del recipiente del autoclave dependerá principalmente de la cantidad total de azufre contenido, por lo tanto, el autoclave de concentrado y el autoclave de mineral completo tendrán un tamaño similar. En la mayoría de los casos, la trituración del concentrado puede reducir el tamaño del autoclave al promover una oxidación más rápida. Sin embargo, se debe gastar energía para realizar el triturado, por lo que existirá una compensación económica que deberá evaluarse.

El tratamiento posterior a la oxidación de la lechada oxidada variará según el tipo de mineral y la ley del concentrado. La oxidación a presión puede provocar la disolución de grandes cantidades de metales básicos y de los principales constituyentes de la ganga. Estos pueden promover la formación de limo en la suspensión oxidada o durante la neutralización. También pueden contribuir a la contaminación del carbón a largo plazo. En el caso del procesamiento de concentrados, es preferible, pero no siempre necesario, someter la suspensión oxidada a una etapa de lavado. Normalmente se utilizan una o dos etapas. Esto también logra el enfriamiento de la pulpa necesario antes del CIP o CIL. En circuitos que no incluyen lavado, la refrigeración se puede conseguir mediante intercambiadores de calor de carcasa y tubos. El enfriamiento de la lechada antes de agregar cal puede reducir las incrustaciones de calcio. Una porción de la suspensión espesa se devuelve al autoclave para controlar los efectos del azufre elemental. Para la oxidación a presión del mineral completo, el lavado de la suspensión oxidada puede ser una opción o puede estar justificado un paso simple de neutralización en masa. Si se elige, el lavado de la lechada oxidada implicará espesadores de acero inoxidable y una serie de tanques de neutralización de

lechada revestidos de caucho y agitados mecánicamente para el flujo inferior, así como una serie de tanques de neutralización de licor para el rebosadero. La neutralización en masa se puede realizar en una única serie de tanques de neutralización revestidos de caucho. Por lo tanto, durante el programa de trabajo de prueba se debe abordar si se debe lavar o neutralizar en masa. Los objetivos principales del trabajo de prueba deben ser determinar las relaciones fundamentales entre el tratamiento posterior a la oxidación, las recuperaciones de oro y las viscosidades de la lechada.

El recipiente del autoclave representa la parte más grande, más cara y más crítica del equipo de proceso. Cuando se diseña para su uso en una instalación de oxidación a presión ácida, el recipiente del autoclave está revestido de ladrillos con mampostería a prueba de ácidos. Se utiliza una membrana de plomo para evitar la penetración de líquido en el recipiente de acero al carbono. La mayoría de los diseños son propietarios y pueden resultar costosos. Como regla general será necesario un mantenimiento continuo del revestimiento especialmente en las zonas de las boquillas. La práctica estándar generalmente es inspeccionar y reparar un autoclave cada seis meses. Esto incluirá el reemplazo de ladrillos, el rejuntado de mortero, la inspección de las boquillas para detectar deterioro y corrosión de la aleación, el reemplazo de las paletas y discos del agitador e inspecciones internas de las tuberías de inmersión. Puede llevar de siete a diez días completar la inspección. Las instalaciones de oxidación a presión actualmente en funcionamiento tienen disponibilidades del 88 al 92 por ciento, dependiendo de su ubicación.

Las condiciones bajo las cuales se lleva a cabo el proceso de oxidación a presión promoverán tanto la erosión como la corrosión del equipo de proceso. La

diligencia en el proceso de selección de los materiales de construcción jugará un papel importante en el éxito de la operación.

El tamaño del recipiente del autoclave deberá determinarse durante el período de estudios de ingeniería. El número de circuitos de procesamiento necesarios dependerá del tamaño seleccionado del recipiente del autoclave. Este tamaño puede influir dramáticamente en el costo de capital de la instalación y la viabilidad de la oxidación a presión. Opciones como la presión de diseño, el número de etapas y el posible uso de un recipiente grande en lugar de dos recipientes más pequeños deberán tomarse teniendo en cuenta cómo afectan la economía. El diámetro, la longitud y el peso máximos prácticos de un recipiente de autoclave también influirán en las opciones disponibles. Se debe considerar dónde se fabricará el recipiente y se revestirá con plomo, ya que el transporte al sitio de la planta debe ser práctico y rentable. Todos estos elementos y las diversas limitaciones deben analizarse seriamente para determinar si la opción de oxidación a presión sigue siendo viable.

### **3.1.3 Tostación**

La tostación ha sido el método tradicional para tratar material refractario y convencionalmente se ha utilizado para tratar concentrados de flotación con un alto contenido de azufre. Más recientemente ha habido una tendencia hacia la tostación del mineral completo de yacimientos refractarios. Esto se ha visto acelerado por dos innovaciones técnicas importantes, a saber, el desarrollo del tostador de lecho fluidizado circulante y el proceso de tostado enriquecido con oxígeno de Independence Mining Company (anteriormente Freeport McMoran).

La tostación tradicional se desarrolló desde hornos rotatorios y de solera de lecho fijo hasta hornos de lecho fluidizado. Estas últimas unidades se han utilizado

ampliamente para la tostación de concentrados de flotación, generalmente donde el oro está asociado con pirita o arsenopirita. En el caso de un contenido significativo de arsenopirita, la tostación se realiza en dos etapas. En la primera etapa, el arsénico se elimina como gas trióxido de arsénico en condiciones reductoras a baja temperatura (425°C). Este arsénico debe recolectarse y almacenarse, lo que aumenta los costos. La venta potencial de este arsénico es muy improbable y normalmente debería descartarse como una opción durante la evaluación. En la segunda etapa, la calcina parcialmente tostada se oxida completamente a temperaturas elevadas. Para los concentrados piríticos, la tostación es una operación de una sola etapa, que normalmente se lleva a cabo a una temperatura de entre 600°C y 700°

Al revisar las fuentes de datos publicadas y otras fuentes disponibles, se hacen evidentes varios aspectos críticos del tueste. El primero es el factor más importante de todos, es decir, la recuperación del oro de las calcinas. Casi todos los datos disponibles sugieren fuertemente que la tostación en lecho fluido convencional da como resultado una recuperación de oro significativamente menor que la que se lograría mediante otras rutas de proceso, como la oxidación a presión. La recuperación suele estar entre el 80 y el 90%, con algunas cifras inferiores del 75 al 80% y algunas apenas por encima del 90%. Las observaciones mineralógicas sugieren que la descomposición completa de los sulfuros lograda mediante un proceso de lixiviación hidrometalúrgica oxidativa expondría una mayor porción del oro que cualquier método de tostación. Además, un control deficiente de la temperatura, en particular temperaturas demasiado altas, puede producir fundentes vítreos impermeables que encapsulan el oro.

Los programas de prueba también han ilustrado el efecto de la temperatura en la recuperación. En estos dos casos específicos, una temperatura más baja resultó en una mayor recuperación hasta que se alcanzó una temperatura crítica, momento en el cual la recuperación cayó rápidamente, habiéndose logrado la recuperación óptima entre 450°C y 550°.

Recientemente se han completado cuatro proyectos de tostación de mineral entero en América del Norte: Cortez, Jerritt Canyon y Big Springs en Nevada y Golden Bear en Canadá. A diferencia de los proyectos Jerritt Canyon y Big Springs, que operan en o por encima de los parámetros de diseño, el proyecto Golden Bear ha sufrido graves problemas operativos y sobrecostos. Las operaciones de Jerritt Canyon y Big Springs utilizan un sistema de tostación patentado, que utiliza enriquecimiento de oxígeno. Los tostadores están operando en tonelajes de diseño o por encima de ellos y las recuperaciones de oro posteriores (más del 90 %) también están por encima de lo previsto. No hay datos disponibles sobre la operación Cortez. Una cuestión adicional que debe decidirse en todo el proceso de tostación del mineral es si se debe proporcionar una alimentación húmeda o seca al tostador. Obtener una alimentación seca implica una molienda en seco, que la industria de procesamiento de minerales comprende menos que la molienda en húmedo convencional y también está sujeta a altas tasas de desgaste. La alternativa de molienda húmeda seguida de separación sólido-líquido también presenta problemas técnicos y puede dar lugar a elevados costes de capital.

Se requerirán pruebas para determinar los parámetros operativos críticos para cada proyecto individual. El trabajo preliminar suele emplear una técnica sencilla que implica pruebas en hornos de mufla, para las que sólo se necesitan pequeñas muestras. Estas pruebas pueden proporcionar una evaluación preliminar

de la molienda requerida, la temperatura, el tiempo y la probable recuperación de oro de las calcinas así producidas. Estas pruebas preliminares también proporcionan una indicación de las necesidades posteriores de cal y cianuro. Sin embargo, las pruebas en hornos de mufla a menudo se consideran una mala guía para determinar el rendimiento real del lecho fluidizado. Incluso con agitación frecuente, la muestra se tuesta de una manera que no simula un lecho fluidizado. Por lo tanto, se recomienda realizar pruebas de confirmación en un horno de lecho fluidizado de planta piloto con una muestra de 500 kg o más.

El consumo de cal y cianuro puede ser muy sustancial en términos de cantidad y costo y puede hacer que un proyecto potencial no sea rentable. Esto es particularmente cierto para la tostación de mineral entero con un contenido significativo de azufre (más de aproximadamente el 3%). El gas de escape del producto de la tostación ( $\text{SO}_2$ ) requerirá neutralización mediante lavado con cal y la calcinación también requerirá neutralización y ajuste del pH a aproximadamente 10 antes de la cianuración. Se puede mezclar cal o piedra caliza con el mineral para reaccionar con el dióxido de azufre en el lecho del tostador. Los carbonatos que se encuentran naturalmente en el mineral reducirán la cantidad de cal que se debe agregar. Sin embargo, pruebas recientes en un tipo de mineral mostraron que esta práctica tenía un efecto perjudicial sobre la disolución del oro. En un intento reciente de comparar las distintas rutas de proceso se llegó a la conclusión de que la tostación parecía la más económica, si el gas residual podía convertirse en ácido sulfúrico vendible. En un mercado mundial donde abunda el ácido sulfúrico o el punto de producción está alejado del mercado, esa opción rara vez será posible. En cualquier caso, las pruebas preliminares deberán proporcionar los datos a partir de los cuales se pueda calcular el consumo de cal o caliza. Es posible que el lavado

de la calcina con agua o ácido no mejore la recuperación de oro, pero probablemente reducirá significativamente el consumo de cianuro. Una vez más, el trabajo de prueba debe proporcionar los datos a partir de los cuales se pueda calcular este importante componente del costo operativo. La práctica de descargar gas sin tratar a la atmósfera ya no es una opción en ninguna parte.

Otro parámetro que debe evaluarse cuidadosamente es el grado de oxidación del azufre requerido. Como se indicó en la introducción, la variabilidad de los minerales refractarios es grande y esto se caracteriza por el grado de oxidación que se requiere. Algunos minerales parecen requerir tan solo entre un 40 y un 45% de oxidación para lograr la recuperación óptima o máxima de oro. Aumentar la oxidación a niveles altos puede conducir a sólo una mejora marginal en la recuperación de oro, lo que no compensaría el aumento de los costos de capital o de operación, particularmente el costo de neutralizar los productos adicionales de la oxidación. En comparación con aquellos minerales o concentrados que requieren un bajo nivel de oxidación de sulfuros, muchos minerales requieren una oxidación casi completa para lograr una recuperación óptima o máxima de oro. Todos estos comentarios sobre el grado de oxidación también son aplicables al ensayo y posterior diseño de otros procesos de oxidación.

**Oxidación biológica** De los tres procesos considerados en este artículo, la oxidación biológica es el menos probado en operaciones comerciales. La operación más conocida está en Fairview, en el este de Transvaal. Esta planta trata un concentrado de arsenopirita a una tasa de diseño de 10 tpd aunque recientemente ha estado operando a 17 tpd. Otra operación sudafricana es una gran planta piloto ubicada en la mina Vaal Reefs que oxida un concentrado de pirita antes de la recuperación de uranio y oro. Al parecer, un tercer proyecto comercial en Tonkin

Springs, Nevada, se encuentra en la etapa posterior a la puesta en servicio. Esta planta tratará material refractario bajo una capa de óxido que actualmente se encuentra agotada. Hasta la fecha no se han publicado datos detallados de esta operación, aunque se han informado algunos problemas. Está prevista una gran planta en la operación de Gencors en Sao Bento. El proceso de oxidación biológica se utilizará para ampliar la planta de oxidación a presión existente.

El proceso de oxidación biológica normalmente utiliza la bacteria "Thiobacillus ferrooxidans", aunque se han realizado algunos trabajos con "Sulfolobus", que es una cepa bacteriana que prefiere temperaturas más altas. Otros tipos de bacterias que pueden usarse son Thiobacillus thiooxidans y Leptospirillum ferrooxidans. El proceso se observó por primera vez como el fenómeno del drenaje ácido de mina, que generalmente ocurre debido a la presencia de Thiobacillus ferrooxidans, que oxida una amplia variedad de minerales sulfurados. Prospera en un ambiente ácido y también tolerará altos niveles de sales metálicas disueltas. Las bacterias se encuentran a menudo en entornos mineros subterráneos y estos lugares suelen proporcionar buenas fuentes de cepas resistentes a los metales que se han aclimatado naturalmente a las condiciones predominantes. La oxidación de los sulfuros metálicos en la roca a ácido sulfúrico se produce debido a la presencia de bacterias y el ácido producido, a su vez, lixivía los metales solubles en ácido presentes en la roca. El metal en cuestión puede ser cobre, níquel, zinc o, en el caso de las minas de Elliot Lake, uranio. En la mina Denison, hasta el 10 % del uranio se produce mediante medios bacterianos que implican la lixiviación de mineral pirítico de baja ley en tajeos abandonados. Otra aplicación similar se refiere a la lixiviación de minerales de sulfuro de cobre de baja ley en pilas. Esto implica la descomposición inducida por bacterias de minerales de

sulfuro de cobre normalmente insolubles y la disolución simultánea del cobre durante largos períodos de tiempo.

En la hidrometalurgia del oro, la aplicación de la oxidación biológica implica la descomposición de los sulfuros metálicos en sulfatos para hacer que los minerales sean susceptibles de cianuración. La experiencia de Kilborn es que, aunque la reacción inicial de ingenieros y operadores ante esta tecnología es de interés cauteloso, el proceso es, de hecho, bastante sencillo de operar a nivel de laboratorio y planta piloto una vez que se comprenden las áreas críticas.

Una planta "típica" que trata un concentrado de flotación recibiría una alimentación que contiene entre un 10 y un 30 % de sulfuro de azufre y hasta un 25 % de arsénico. Aquellas plantas alimentadas con mineral de mina obviamente tienen ensayos de alimentación más bajos. El contenido de hierro dependerá de las cantidades relativas de pirrotita, arsenopirita y pirita, pero debe haber, como mínimo, un equivalente estequiométrico de hierro a arsénico para garantizar la precipitación completa del arsénico como férrico en lugar de calcio u otros arseniatos. Varios artículos han observado una relación entre el aumento de la estabilidad del precipitado y una mayor proporción de hierro a arsénico; se prefiere una proporción de 4:1 o más [9]. Los altos potenciales redox obtenidos en la oxidación biológica debido a las altas proporciones de iones férricos a ferrosos también mejoran la estabilidad del arseniato precipitado, ya que el arsénico está presente en el estado de oxidación "pentavalente" en lugar de "trivalente". Sin embargo, todavía queda un nivel residual bastante alto de arsénico y hierro solubles en el producto oxidado. Este debe lavarse o precipitarse cuidadosamente en un circuito de neutralización. Los tanques de oxidación en una planta típica suelen ir precedidos de un simple paso de pretratamiento que implica el ajuste del pH y la

adición de nutrientes. En algunos casos se incluye un paso de trituración y con algunos minerales con alto contenido de pirrotita es necesario asegurar la descomposición de la pirrotita antes de su introducción en los tanques de oxidación bacteriana. Esto se debe a que el ion ferroso en solución debe controlarse para evitar una disminución excesiva del potencial redox en los tanques, ya que esto puede afectar negativamente a la actividad bacteriana.

Durante las pruebas de laboratorio, generalmente se agrega un conjunto completo de nutrientes disueltos en sulfato ferroso para promover una alta actividad bacteriana. Este conjunto de reactivos a menudo se puede simplificar sustancialmente durante un ejercicio de optimización posterior, ya que muchos nutrientes esenciales se encuentran en el mineral. Un último conjunto de nutrientes podría suministrarse en forma de fertilizante disponible comercialmente. En Denison, los explosivos de nitrato de amonio residual proporcionan un suministro adecuado de nutrientes y sólo es necesario añadir pequeñas cantidades de fosfato.

Los propios tanques de oxidación a menudo están configurados en cuatro etapas con tanques adicionales empleados en la primera etapa para acomodar las mayores velocidades de oxidación y los requisitos de aireación en las fases iniciales de la reacción. Los tiempos de residencia en los tanques son frecuentemente del orden de 3 a 4 días. Un "biorreactor" exitoso esencialmente tiene que suministrar aire oxidante para la reacción, suspender las partículas de mineral y garantizar que el ambiente de reacción se mantenga a una temperatura óptima. Este último aspecto puede implicar el suministro o la eliminación de calor de la suspensión. Otros elementos, como las fuerzas de corte y los gradientes de presión, también deben considerarse en el diseño de un entorno adecuado para el mantenimiento de un cultivo bacteriano. Como la velocidad de reacción tiende a disminuir con un

aumento en el porcentaje de sólidos, a menudo se lleva a cabo con una densidad de pulpa de sólo 10 a 15 % de sólidos. Esto significa que normalmente se requiere un paso de separación sólido-líquido después de la oxidación. La etapa de separación sólido-líquido generalmente se lleva a cabo en un espesador ya que los minerales oxidados normalmente no se filtran bien. El sobrante se recicla a la etapa de pretratamiento ya que es una fuente de ácido sulfúrico para el pretratamiento y también contiene bacterias. A menudo se extrae un sangrado de esta corriente para controlar la acumulación de contaminantes y acidez. Al diseñar un circuito, puede valer la pena considerar la neutralización masiva de un flujo inferior de espesante más diluido. De este modo se puede prescindir del circuito de neutralización adicional en el rebosadero del espesante. La desventaja es el mayor tamaño de la lixiviación aguas abajo y el C.I.P. circuito y el consumo potencialmente mayor de cianuro. Se pueden agregar espesantes adicionales para promover el lavado del producto oxidado antes de la neutralización y cianuración. A veces se debe agregar lechada de cal directamente a los tanques de oxidación para mantener la reacción a un pH de entre 1,5 y 2,0. Un gradiente de pH alto puede afectar la actividad bacteriana. Se debe incluir un triturado ligero en algunas de las pruebas de cianuración para determinar si la precipitación de arseniatos, hidróxidos o sulfatos está encapsulando las partículas de oro y afectando la cianuración.

El aspecto más importante en la ingeniería de un biorreactor es el suministro de oxígeno en forma de aire a la suspensión. Los requisitos de oxígeno varían según la mineralogía del mineral y el grado de oxidación necesario para la liberación del oro. El aire es la fuente de oxígeno preferida para la oxidación bacteriana, ya que las bacterias también necesitan dióxido de carbono para sobrevivir. Un rango típico de demanda teórica de oxígeno sería de 100 a 500 kg

de oxígeno por tonelada de concentrado. Las demandas de oxígeno para las plantas de mineral enteras son obviamente menores por tonelada tratada, pero del mismo orden para la planta en su conjunto. Al evaluar los requisitos de aireación, vale la pena comparar la cantidad de aire con la que normalmente se agrega a un tanque de lixiviación con aire agitado convencional para determinar la viabilidad de la situación ( $m^3$  de aire por  $m^3$  de pulpa). Otra comparación que vale la pena se refiere al volumen de aire y la energía que suelen consumir los reactores de destrucción de  $SO_2$ /cianuro de aire ( $kW$  por  $m^3$  de pulpa). Esta es una aplicación de aireación bastante rigurosa dentro de la industria metalúrgica, ya que la reacción también tiene un alto requerimiento de oxígeno y normalmente utiliza agitadores de alta energía para garantizar una buena disolución del oxígeno. El consumo de energía combinado general de los compresores que suministran el aire y los agitadores que transfieren el oxígeno a la solución es un parámetro crítico para determinar qué proceso de oxidación utilizar. Las eficiencias de transferencia de oxígeno son mucho menores para aplicaciones que utilizan aire que para procesos que utilizan inyección de oxígeno líquido, como la oxidación a presión. Se han informado consumos de energía de hasta  $800 \text{ kWh/t}$  para concentrados que consumen mucho oxígeno durante la oxidación biológica. La menor eficiencia de transferencia de oxígeno se traduce en un mayor costo operativo de energía en comparación con rutas de proceso alternativas. El requerimiento de potencia de aireación para el agitador normalmente excede la potencia requerida para una agitación efectiva de sólidos por un factor significativo. Si por consideraciones prácticas de diseño se impone un límite a la entrada de energía por unidad de volumen de pulpa, a veces es necesario aumentar el volumen del reactor y por tanto el tiempo de residencia para cumplir con este límite. Normalmente, las tasas de

oxidación y, por tanto, los requisitos de aireación, son mayores en la fase inicial de la reacción y los parámetros críticos de diseño de aireación pueden limitarse mediante la introducción de tanques adicionales en las etapas iniciales de la planta. Por ejemplo, la etapa 1 podría constar de 2 tanques en paralelo, pero las etapas 2, 3 y 4 tendrían solo 1 tanque cada una. La transferencia de calor dentro y fuera de la reacción se puede lograr mediante el uso de placas o bobinas sumergidas en la suspensión. El enfriamiento se puede realizar pasando agua fría a través de las baterías. Esto puede ser de un solo paso o implicar recirculación a través de una torre de enfriamiento. El calentamiento se puede lograr reemplazando el agua por vapor. Normalmente, el circuito de calefacción se utilizaría sólo durante la puesta en marcha de la planta o durante alteraciones del proceso. El circuito de calefacción es un circuito económico de instalar, pero su funcionamiento continuo puede resultar costoso. El ambiente dentro del tanque, aunque ideal para las bacterias, es corrosivo y se debe prestar atención a la correcta selección de los materiales de construcción. Ciertos materiales, por ejemplo los utilizados en los revestimientos de caucho, pueden resultar venenosos para las bacterias y conviene analizarlos previamente.

Sobre la base de una serie de estudios que comparan los posibles procesos para el tratamiento de minerales refractarios, parece que el "nicho" para la oxidación biológica puede ser el tratamiento de concentrados de flotación de pequeño tonelaje, donde a menudo se logra una importante ventaja en costos de capital sobre tecnologías competidoras. En este caso, la ventaja del costo de capital supera el mayor costo de energía operativa (debido a la transferencia ineficiente de oxígeno). La otra ocasión en la que la economía de la oxidación biológica a menudo se compara favorablemente con otros procesos es cuando sólo es necesaria una

oxidación parcial, lo que requiere un control cuidadoso. Esto se logra más fácilmente con el proceso de oxidación biológica, más lento, a presión ambiental, que con las rutas de oxidación a presión o tostado más rápidas.

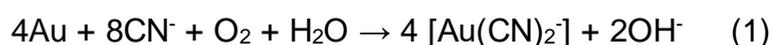
### **3.2. Análisis del proceso propuesto**

Muchos depósitos de oro contienen partículas de oro finamente diseminadas en minerales de sulfuro de hierro como la pirita. Estos minerales se denominan minerales de oro refractarios debido a la presencia de oro, que se presenta como partículas finas de oro diseminadas, generalmente  $<1\mu\text{m}$  o como finas partículas de oro encapsuladas en el mineral huésped. En ciertos minerales, se producen tasas de extracción correspondientes a menos del 60% de recuperación de oro cuando se utiliza lixiviación directa con cianuro, incluso después de la molienda, lo que indica que el concentrado es refractario. Por tanto, a menudo se requiere un proceso de pretratamiento adecuado para que la cianuración sea más eficaz. El mineral refractario debe ser destruido por medios químicos utilizando procesos oxidativos como la oxidación por tostación, biooxidación, oxidación por presión, o molienda ultrafina.

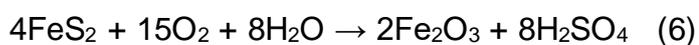
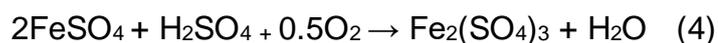
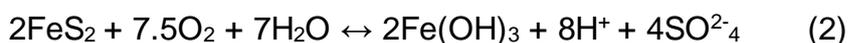
La Planta Concentradora de Beneficio Lambraspampa, ubicado en el distrito de Andahuaylas, provincia Andahuaylas, Región Apurímac, donde el concentrado de oro se produce mediante flotación de sulfuros y se vende a empresas procesadoras externas. El procesamiento de este concentrado de oro generalmente se realiza mediante métodos de tostación y lixiviación. Sin embargo, la oxidación a presión se ha utilizado para tratar minerales o concentrados de oro refractarios como pretratamiento y posterior cianuración. La oxidación a presión alcalina es un pretratamiento eficaz para liberar oro refractario de concentrados de pirita y arsénico antes de la cianuración. La oxidación por lixiviación a presión

simultánea implica la oxidación de pirita y cianuración de oro en medios alcalinos, donde la oxidación libera o expone partículas de oro que de otro modo estarían ocluidas o finamente diseminadas.

Además, la disolución del oro también depende de la oxidación debido a su comportamiento electroquímico, que puede representarse mediante la ecuación de Elsner. La ecuación propuesta para el oro es:



La oxidación a presión de la pirita implica reacciones que producen iones ferrosos, iones sulfato y azufre elemental como productos. La oxidación de pirita en medios alcalinos se describe mediante la Ecuación (2), donde la reacción es similar a la oxidación ácida (Ecuaciones (2) a (6)). Las reacciones se muestran a continuación:



Varios autores han publicado sus resultados de la extracción de oro mediante pretratamiento oxidativo tras el proceso de cianuración. En nuestro estudio, evaluamos el efecto de la aplicación simultánea de lixiviación a presión y cianuración sobre la tasa de disolución del oro a partir del concentrado de sulfuro de oro.

## **CAPITULO IV**

### **METODOLOGIA EXPERIMENTAL DE LA INVESTIGACIÓN**

Se necesitan nuevas tecnologías altamente efectivas para procesar materiales refractarios y de baja ley para la extracción de oro de minerales de sulfuro refractarios, que forman una parte importante de los recursos que contienen oro. Los minerales de oro refractarios no se pueden procesar eficazmente mediante cianuración directa, ya que las partículas de oro en este tipo de material están altamente dispersas en minerales de sulfuro, comúnmente pirita ( $\text{FeS}_2$ ) y arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ). Para aumentar la recuperación de oro del 10 al 60% mediante cianuración directa, se requiere un tratamiento previo para destruir la red cristalina de los minerales de sulfuro y liberar partículas finas de oro, haciéndolas así más accesibles para la lixiviación con cianuro. Las técnicas de pretratamiento hidrometalúrgico, incluida la biooxidación con reactor de tanque agitado (STRB) y la oxidación a presión (POX), se utilizan a escala industrial en todo el mundo. Otro método para tratar materiales de oro refractarios es la tostación oxidativa, que es un proceso eficaz y bien investigado. Sin embargo, la tostación va acompañada de emisiones gaseosas liberadas a la atmósfera, principalmente dióxido de azufre  $\text{SO}_2$ , mercurio,  $\text{CO}$ ,  $\text{NO}_x$ , arsénico y otros componentes, que influyen significativamente en el medio ambiente y requieren sistemas de limpieza de gases

producidos. El desarrollo de estudio científico de la tesis se inicia con la formulación del problema, luego se teoriza, objetiviza, justifica y se plantean las hipótesis respectivas de las cuales se definen las variables que luego serán experimentadas, tal como se indica a continuación.

#### **4.1. Métodos de investigación**

La muestra problema será muestreada y homogenizada, con tamizaje previo. Luego se toma una porción del mineral muestreado para determinar la caracterización mineralógica, física y química del mismo. Más adelante, se prepararán las muestras para realizar las pruebas de lixiviación a presión oxidante, de acuerdo a como se planifique experimentalmente, para el efecto se determinarán los rangos operativos de las variables a estudiar. Desarrollados los experimentos, los resultados obtenidos son analizados y discutidos para plantear finalmente las conclusiones y recomendaciones.

##### **4.1.1 Materiales**

En esta investigación experimental se usará un concentrado de pirita aurífera proporcionada por la Planta Concentradora de Beneficio Lambraspampa, ubicado en el distrito de Andahuaylas, provincia Andahuaylas, Región Apurímac.

Los reactivos a emplear son:

- Oxígeno
- Cianuro de sodio
- Cal
- Agua desionizada

##### **4.1.2 Equipos**

Para la caracterización de los materiales que se emplearán en la investigación experimental se contará con equipo de difracción de rayos X (XRD),

microscopio de escaneo electrónico (SEM), espectroscopia de energía dispersiva de rayos X (EDX).

Para el análisis de oro se empleará el método de ensayo al fuego, para análisis químico se empleará espectroscopía de absorción atómica. Las pruebas de lixiviación a presión / oxidación se realizarán en un autoclave de 1L de capacidad con sistema de agitación, calentamiento, entrada y salida de gases.

## **4.2. Procedimiento experimental**

### **4.2.1 Materiales y métodos**

Un concentrado de oro de pirita fue proporcionado por La Planta Concentradora de Beneficio Lambraspampa. La muestra se homogeneizó y se tamizó utilizando una malla Tyler 100 (100 % de tamaño de paso). Se utilizaron difracción de rayos X (DRX), microscopía electrónica de barrido (SEM) y espectroscopia de rayos X de dispersión de energía (EDX) para obtener características del concentrado para su aplicación en combinación con la caracterización física. Se realizó análisis químico (CA) mediante la técnica de ensayo de fuego para determinar la ley del oro y se realizó espectroscopía de absorción atómica (AAS) para determinar la presencia de cobre, zinc y hierro.

Luego la muestra fue sometida a pruebas metalúrgicas de lixiviación/oxidación a presión simultánea en medios alcalinos. Las pruebas se realizaron en un reactor de presión Parr de 1 L con camisa calefactora, agitador y válvulas de control de gas de entrada y salida (Figura1) en las siguientes condiciones: una proporción de sólidos del 20 %, rango de presión de 0.5 a 1.1 MPa, rango de temperatura de 45 a 75° C, concentración de cianuro de sodio de 4 a 8 g/L, pH de 11 a 12 usando CaO y un tiempo de reacción de 90 min. Las variables

experimentales y los parámetros para la lixiviación/oxidación a presión se dan en la Tabla 1.

**Tabla 1**

*Variables y parámetros de proceso para lixiviación y oxidación a presión*

Parámetro	Valor
Presión de oxígeno, MPa	0.5, 0.8 y 1.1
Temperatura, °C	45-75
NaCN, g/L	4-8
Sólidos, % en peso	20
Velocidad de agitación, rpm	600

**Figura 1**

*Configuración experimental para lixiviación y oxidación a presión simultáneas*



Para la cianuración convencional, las pruebas se realizaron a temperatura ambiente y en condiciones de presión atmosférica: 2 g/L NaCN, 3 kg/ton CaO para control de pH, una proporción de sólidos del 20%, un tiempo de lixiviación de 72 h y un tamaño de partícula de-Malla 100 (149  $\mu\text{m}$ ).

### 4.3. Presentación y discusión de resultados

#### 4.3.1 Caracterización mineralógica

La microscopía electrónica de barrido (SEM) da como resultado la figura 2a) indican la existencia de acantita producto del alto porcentaje de Ag y S, y también es posible observar impurezas de cuarzo incrustadas y galena en matriz de pirita. En el patrón de difracción de rayos X (DRX) de la figura 2b), el espectro exhibe mayor cristalinidad para la pirita ( $\text{FeS}_2$ ), 81.3%, y cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), 11.6%, siendo ambas especies principales, confirmando así el carácter refractario del concentrado. Otras especies como la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) y galena ( $\text{PbS}$ ) están presentes en cantidades menores.

Los grados de Au y Ag en el concentrado de cabeza y otros metales fueron determinados por CA (Tabla 2). La tabla 3 muestra la reconstrucción mineralógica mediante XRD, y CA se expresa en términos de porcentaje en peso (% en peso).

**Tabla 2**

*Análisis de calidad de cabeza química mediante ensayo de fuego (FA) y digestión de 4 ácidos con acabado de adsorción atómica*

Muestra de concentrado mineral								
Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Zn, %	Fe, %	Pb, %	As, %	S, %	Insol., %
42.2	3932	2.1	4.1	32.7	3.3	0.17	31.2	23.3

**Tabla 3***Reconstrucción mineralógica del concentrado de oro*

Compuestos		Peso %
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	4.4
Galena	PbS	3.03
Esfalerita	ZnS	4.8
Pirita	FeS <sub>2</sub>	64.2
Arsenopirita	FeAsS	0.38
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	19.8
Calcita	CaCO <sub>3</sub>	3.3

#### 4.3.2 Prueba de cianuración convencional

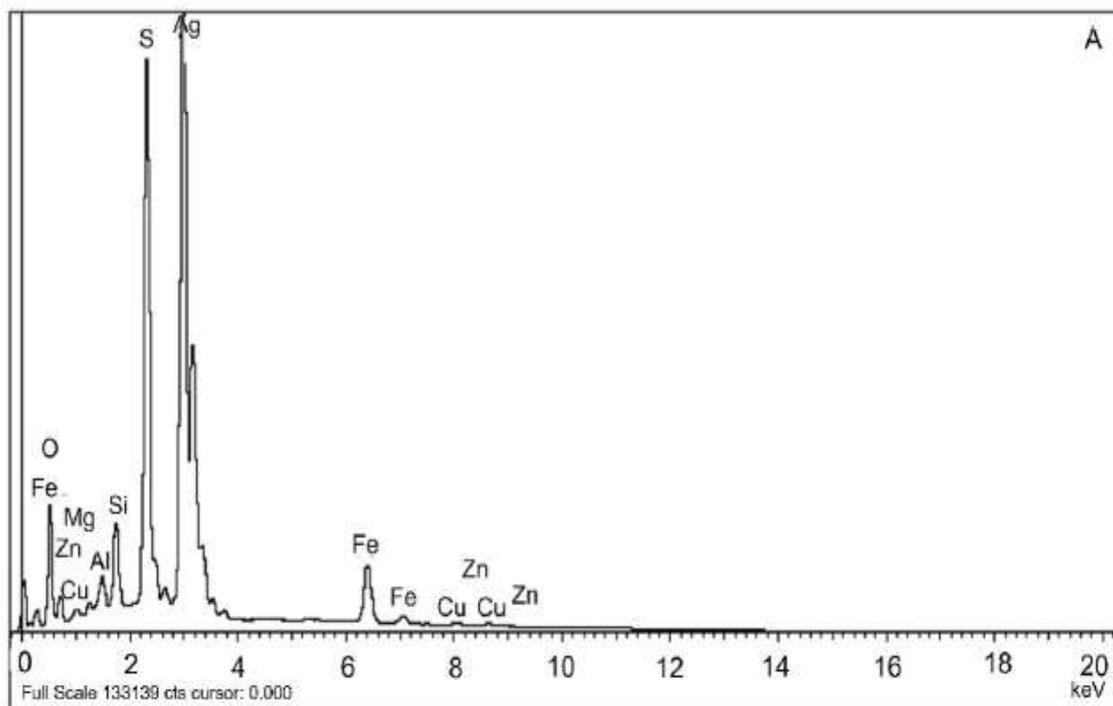
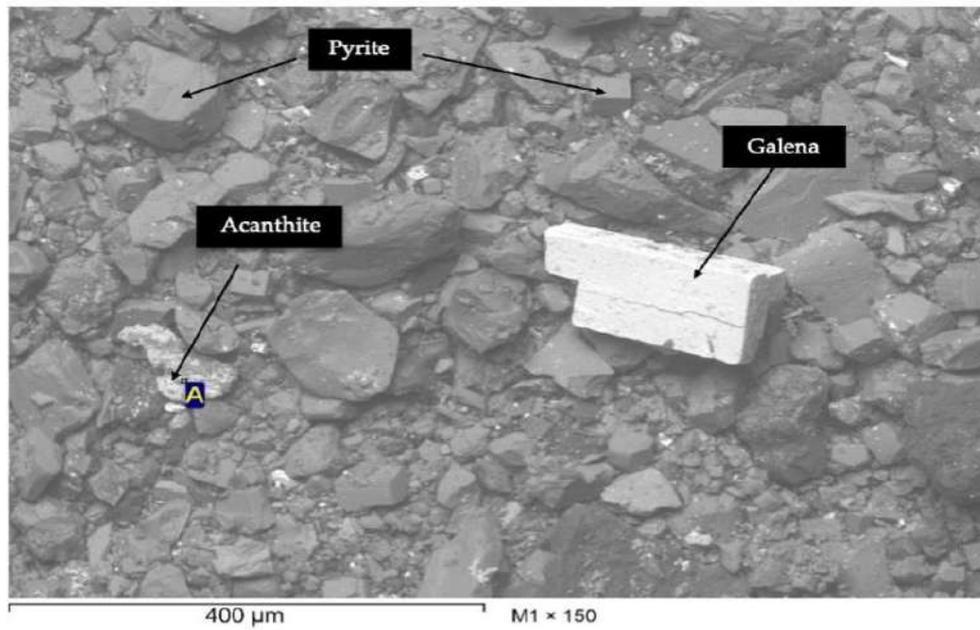
Se observaron bajas tasas de extracción para la prueba de cianuración a 30° C y presión atmosférica. Se realizó una prueba de cianuración convencional bajo las siguientes condiciones: tiempo de lixiviación de 72 h y tamaño de partícula de Malla 100 (149 µm), concentración de 2 g/L de NaCN, la adición de 3 kg/t de CaO para controlar el pH y 20% de sólidos.

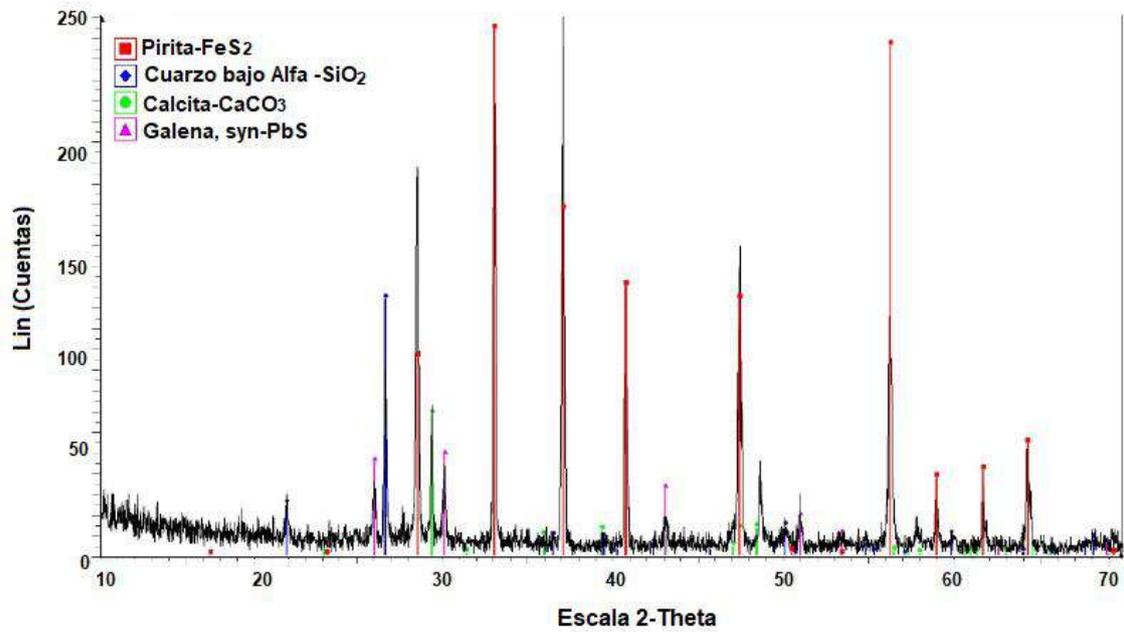
Como se muestra en la figura 3, la lixiviación con cianuro convencional da como resultado una baja extracción del 46%, lo que puede estar asociado con el uso de un mineral de oro refractario con sulfuro. Salazar-Campoy et al. [22] obtuvieron una extracción de 37,9% de Au en 72 h a partir de mineral refractario de sulfuro, mientras que Elorza-Rodríguez y otros recuperaron el 61.2% de Au después de la cianuración estándar para minerales refractarios.

La imagen 3 muestra que la extracción de Au mediante cianuración convencional fue inferior al 50%, en contraste con los informes que involucran lixiviación a presión y oxidación simultáneas, donde se recuperó >90% de oro.

## Figura 2

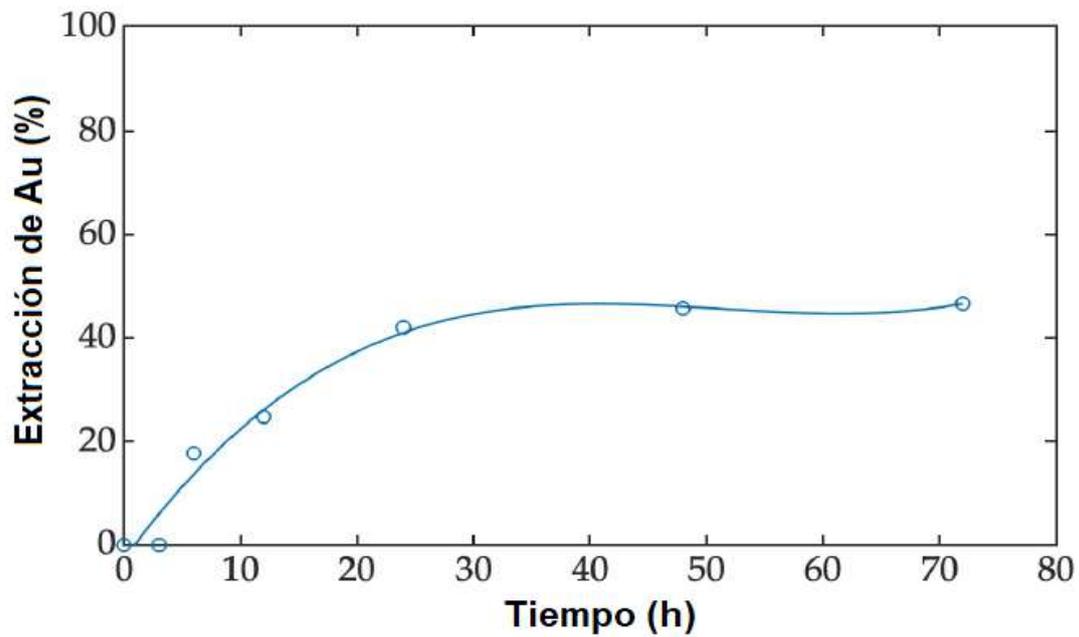
(a) Microscopía electrónica de barrido de la muestra a  $400\mu\text{m}$  que muestra partículas de pirita, argentita y galena, e imágenes de partículas mediante espectroscopía de rayos X de energía dispersiva. (b) Patrón de difracción de rayos X de la muestra de concentrado.





**Figura 3**

*Extracción de Au (%) resultante de la cianuración a temperatura ambiente y presión atmosférica en función del tiempo*



#### 4.3.3 Lixiviación y oxidación a presión simultáneas

Se realizaron pruebas de oxidación y lixiviación a presión para determinar los efectos de la temperatura, la presión de oxígeno y la concentración de cianuro

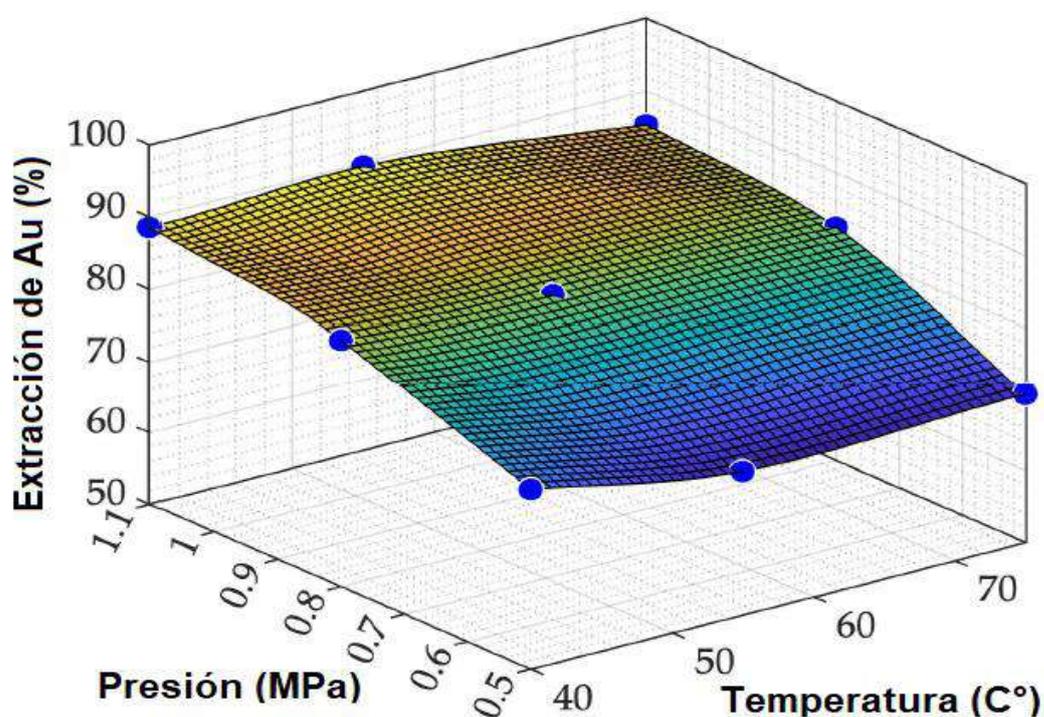
en la extracción de oro. Las variaciones probadas fueron temperaturas que oscilaban entre 45 y 75° C, presión de oxígeno de 0.5 a 1.1 MPa y concentraciones de cianuro de sodio en el rango de 4 a 8 g/L.

#### 4.3.4 Efectos de la temperatura y la presión en la extracción de oro

Resultados de la extracción de oro por oxidación en la prueba de lixiviación a una temperatura de 40–75° C y con aumentos simultáneos de presión se muestran en la Figura 4. Para el rango de presiones probadas y 6 g/L de NaCN, el Au (%) extraído aumentó debido al aumento de la presión de oxígeno, mientras que, con el aumento de temperatura, la recuperación de Au (%) disminuyó a bajas presiones debido a los efectos sobre el oxígeno disuelto, que disminuye según la ley de Henry. Rusanen y otros sostienen que la presión de oxígeno es el factor más importante que influye en la oxidación de minerales refractarios.

**Figura 4**

*Efectos de la temperatura y la presión en la extracción de Au a una concentración de cianuro de 6 g/L.*

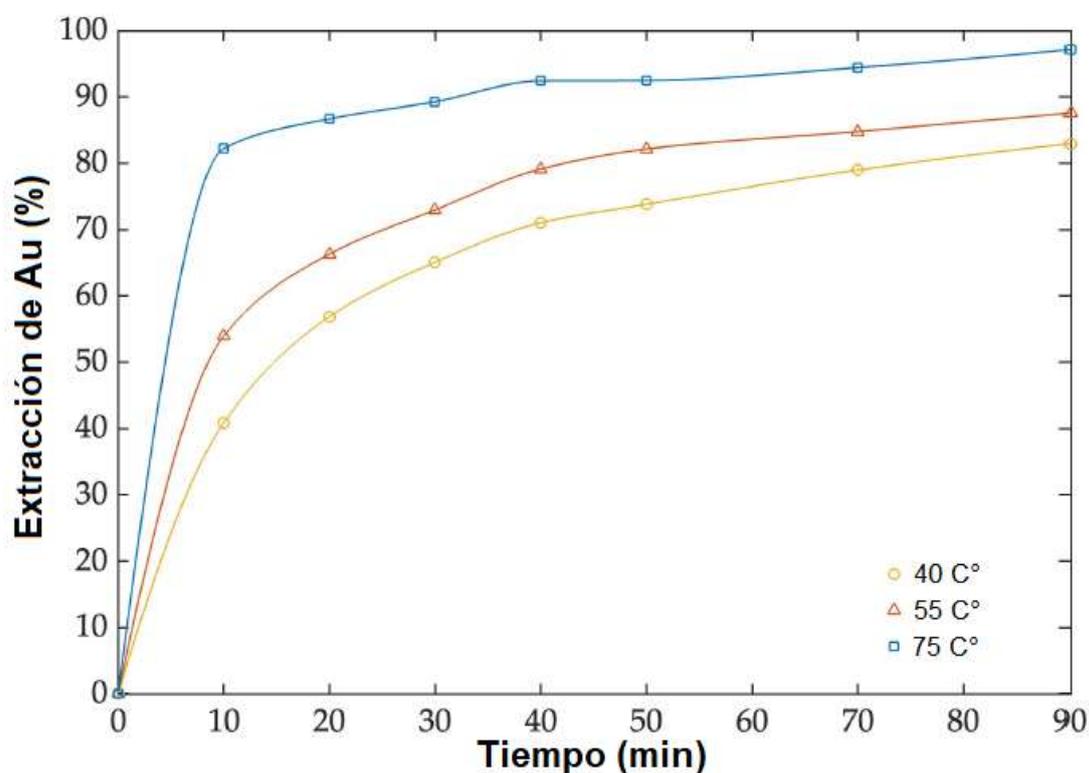


De la figura4, podemos ver que se obtuvo una disolución de oro del 89.51% en condiciones de lixiviación a presión y oxidación de 1.1 MPa y 55° C. La lixiviación y oxidación bajo mayor presión mejoran la extracción de oro en comparación con las pruebas realizadas en condiciones atmosféricas. Se estudiaron los efectos de la temperatura en la extracción de Au, como se muestra en la Figura 5.

Generalmente, el aumento de temperatura también resulta en mayores cantidades de oro extraído. Sin embargo, en comparación con la cianuración convencional, la oxidación por lixiviación a presión simultánea da como resultado una mayor extracción de Au en poco tiempo, obteniendo 41%, 54% y 82% para cada temperatura en 10 min. Azizi y otros indicó que la presencia de galena durante la cianuración del mineral de pirita aumenta la recuperación de oro del 2% al 58%.

### Figura 5

*Extracción de Au (%) a partir de lixiviación y oxidación a presión simultáneas a una presión de 0.5 MPa y una concentración de cianuro de 6 g/L.*



Según Tomás, un aumento de temperatura aumentará, en casi todos los casos, la velocidad de una reacción química en una medida significativa: por cada 10 C° aumenta la temperatura, la tasa específica aumenta en un factor de dos o tres. En un proceso similar a la lixiviación por cloración de oxidados a presión para concentrado de oro refractario, la temperatura máxima de 50 C° disminuye la extracción debido a la descomposición del agente lixivante.

#### **4.3.5 Efecto de la concentración de cianuro**

La concentración de cianuro de sodio (4–8 g/L) tiene un efecto insignificante en la extracción de oro, como se muestra en la Figura 6. Según Fleming, la concentración de cianuro es menos importante que la concentración de oxígeno en la extracción de oro.

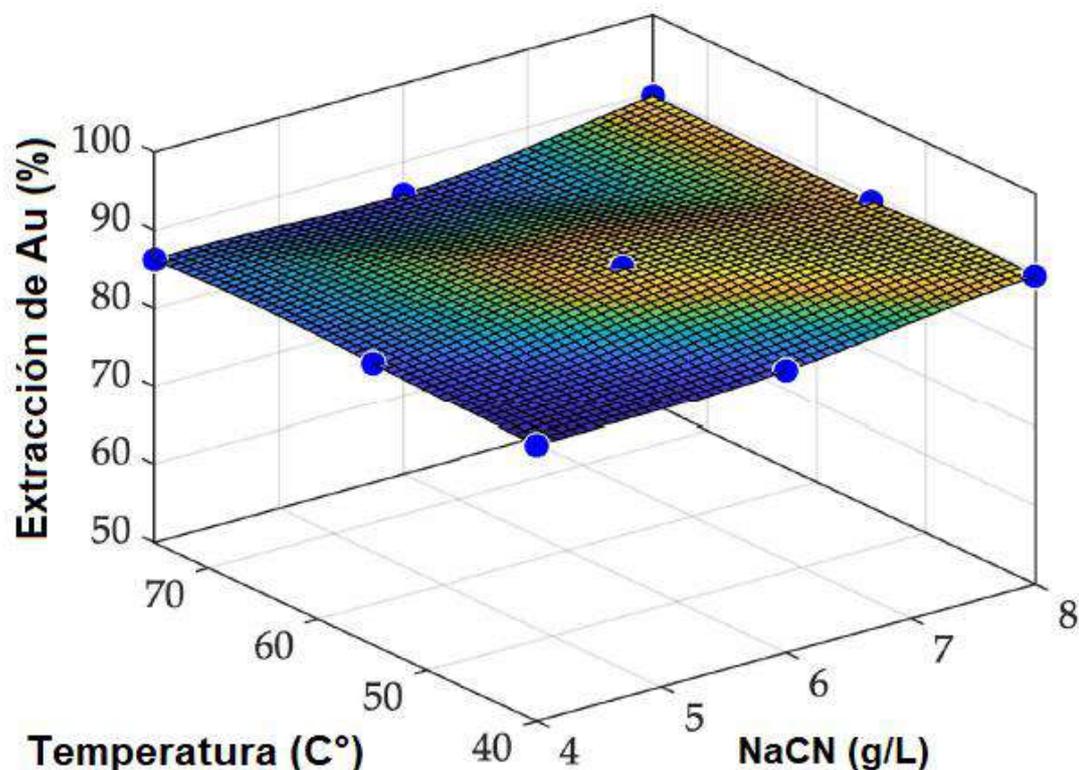
Los resultados muestran que el uso excesivo de cianuro (por encima del nivel óptimo) generalmente resulta en un consumo innecesario de cianuro y no tiene ningún efecto beneficioso sobre la extracción de oro. Sin embargo, se requiere una alta concentración de cianuro libre para una lixiviación eficaz del oro debido a la naturaleza del mineral, que contiene sulfuros solubles.

El consumo de cianuro se produce debido a la presencia de otros iones metálicos, como el cobre y otros iones metálicos. En este concentrado de sulfuro, la cantidad de cobre es baja (2.1%), mientras que el cobre está muy ligeramente disuelto.

Además, en el rango de temperatura de 45 a 75 C°, el cianuro no se degrada. Parga y otros han informado que la recuperación de oro disminuye a temperaturas superiores a 80 C° debido a la oxidación de iones cianuro.

**Figura 6**

*Efectos de la concentración de cianuro en la extracción de Au (%) durante la lixiviación y oxidación a presión simultáneas a una presión de 0,8 MPa.*

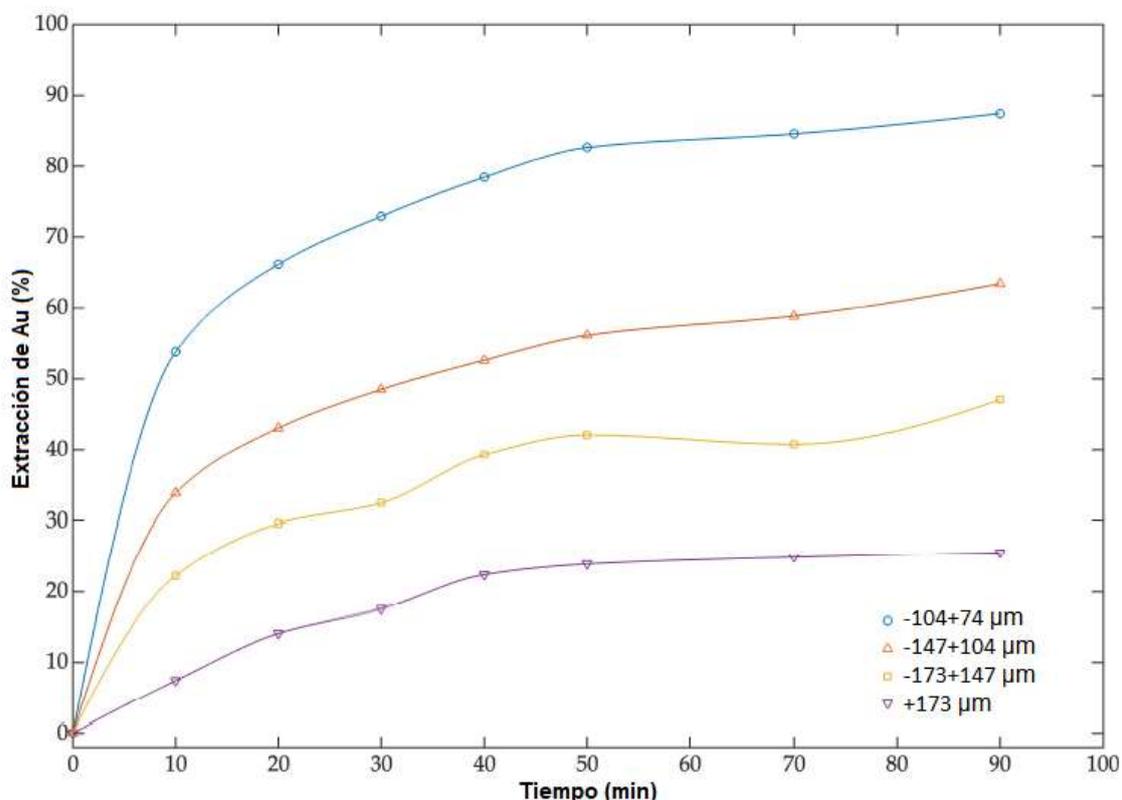


#### **4.3.6 Efecto del tamaño de partícula en la extracción de oro**

El concentrado de oro fue molido y tamizado a tamaños de partículas de +173,- 173/+147,-147/+104,-104/+74  $\mu\text{m}$  para realizar pruebas utilizando una concentración de NaCN de 6 g/L, una presión de oxígeno de 0.5 MPa y 40 C° durante 90 min de lixiviación y oxidación a presión simultáneas. La imagen 7 muestra que el tamaño de partícula tiene un efecto importante en la extracción de oro, donde la extracción de Au aumenta para tamaños de partícula pequeños. Este efecto fue descrito por Chaidez y otros para la extracción de Cu a partir de concentrado de calcopirita mediante lixiviación ácida a baja presión.

**Figura 7**

*Efecto del tamaño de partícula (micras,  $\mu\text{m}$ ) en extracción de Au a una concentración de cianuro de 6 g/L, presión de 0,5 MPa y 40 C°.*



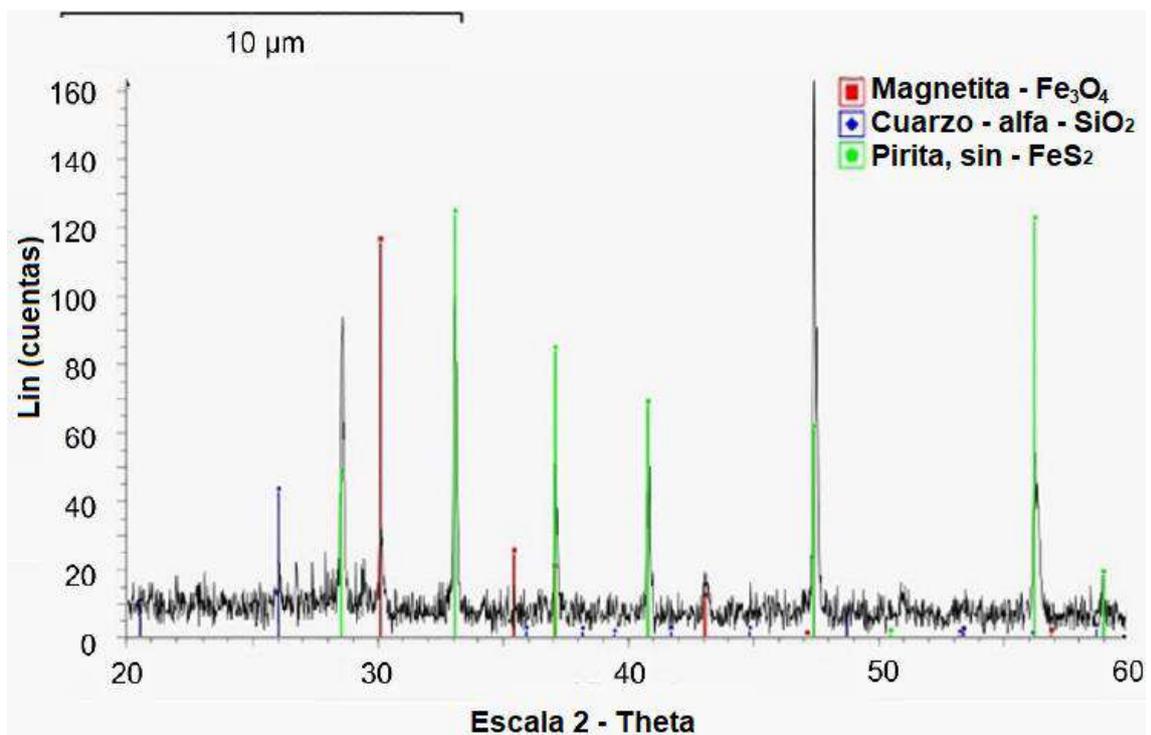
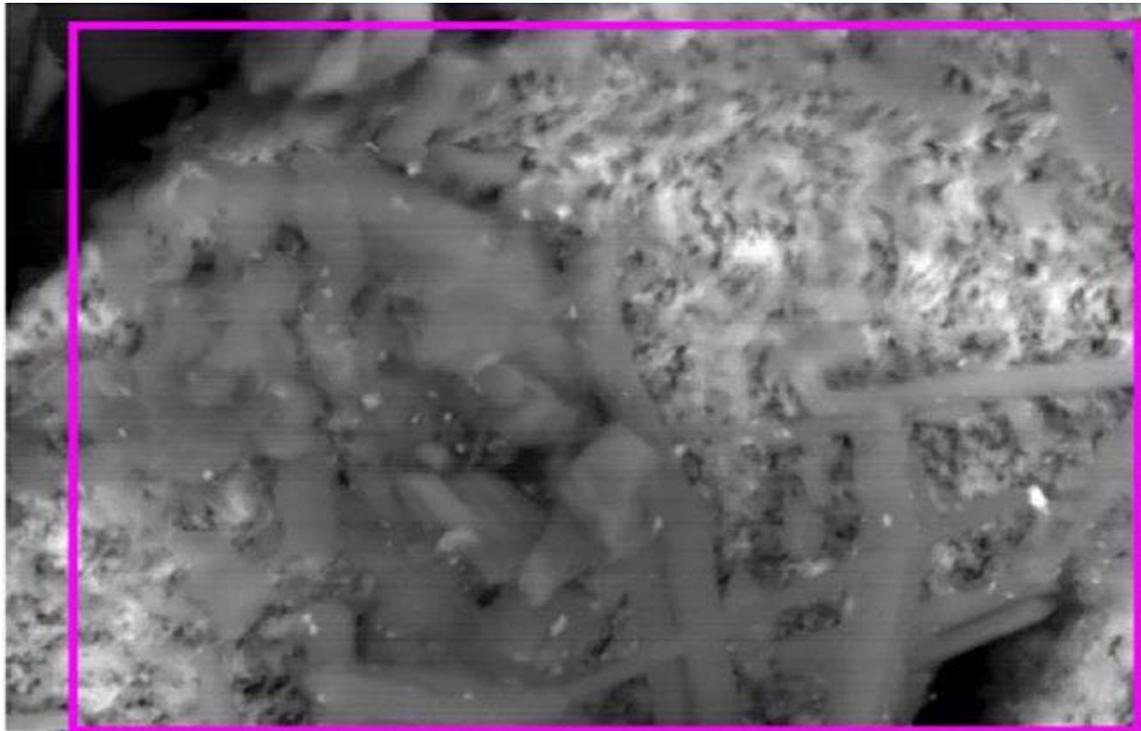
#### **4.3.7 Lixiviación y oxidación a presión simultáneas**

Durante la lixiviación y oxidación a presión simultáneas, el concentrado de oro se oxida y se lixivia en una sola etapa. La pirita estuvo presente en grandes cantidades en el concentrado de este estudio; se oxidó en medios alcalinos debido al funcionamiento del NaCN en un rango de pH de 11 a 12, como se muestra en la figura (8a) son resultados de XRD para una muestra de concentrado de oro producido por oxidación alcalina mediante lixiviación y oxidación simultáneas a 75 C° y presión de oxígeno de 1.0 MPa. En la figura se muestra el mapeo de rayos X de las partículas de pirita.(8b).

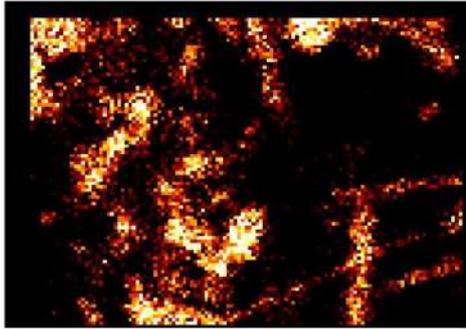
### Figura 8

(a) Microanálisis puntual de partículas mediante micrografía SEM-EDS que muestra una partícula de pirita a 10  $\mu\text{m}$ , y patrón de difracción de rayos X de concentrado de oro oxidado. El espectro indica la presencia de pirita, cuarzo y magnetita. (b) Mapeo de rayos X de las partículas de pirita mediante SEM-EDS

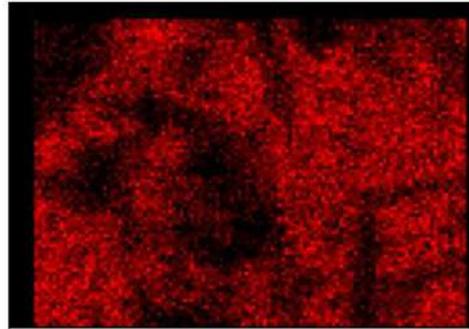
(a)



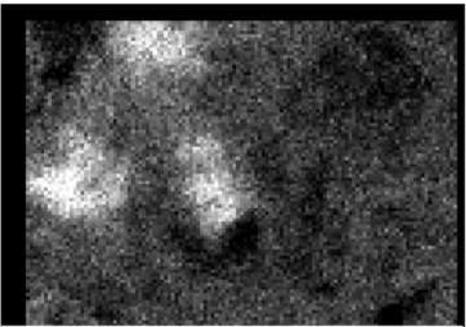
(b)



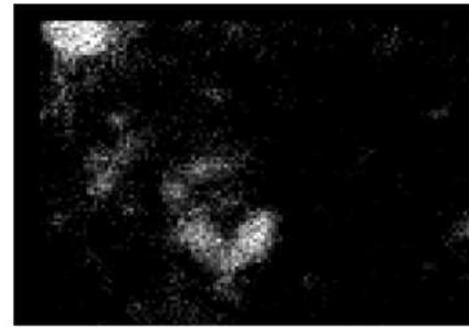
O Ka1



Fe Ka1



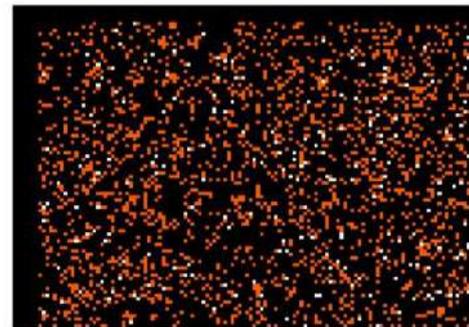
S Ka1



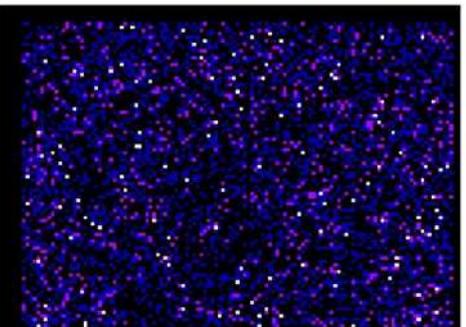
Si Ka1



Ca Ka1



Au Ka1



Cu Ka1



Ag Ka1

La oxidación alcalina de la pirita da como resultado la producción de hematita. Caldeira y otros, indicaron que la lixiviación oxidativa de la pirita produce un precipitado de óxido de hierro insoluble, y se encontró hematita en el precipitado, similar a la fase principal. La hematita es porosa, lo que mejora la recuperación del oro mediante lixiviación. La magnetita en la Figura 8 indica una oxidación parcial de la pirita debido a la baja concentración de oxígeno, debido a la baja presión de oxígeno utilizada en la prueba.

## CONCLUSIONES

1. La baja cantidad de oro extraído mediante cianuración convencional (46%) se produce cuando el mineral presenta propiedades de refractariedad debido a la oclusión por la matriz de pirita.
2. Cuando la presión de lixiviación y oxidación durante el procesamiento fue de 1.1 MPa y 55° C se consiguió una disolución de oro del 89.51%. La lixiviación a presión y la oxidación mejoran la extracción de oro en comparación con las pruebas realizadas en condiciones atmosféricas.
3. El efecto del tamaño de partícula sobre la disolución del oro indica que la extracción de Au(%) aumentó al disminuir el tamaño de partícula; se logró una extracción de 87–88% de Au con una fracción de tamaño de  $-104/+74\mu\text{m}$ .

## **RECOMENDACIONES**

1. Los minerales refractarios de oro requieren de tratamientos específicos para lograr recuperar el metal valioso, por esta razón es necesario continuar indagando en estudios relacionados con la optimización tecnológica del procesamiento o beneficio de los minerales de oro, en tal sentido se recomienda a los investigadores, tanto estudiantes como profesores a proseguir con este objetivo.
2. Los estudios que se propongan deben de incidir en el desarrollo de pruebas experimentales con la finalidad de determinar los procedimientos de aplicación de la lixiviación a presión.
3. Es importante realizar un análisis técnico económico minucioso del presente trabajo de investigación, con fines de escalar la propuesta a escala industrial.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Adams, D. (2016). Gold Ore Processing: Project Development and Operations. Elsevier Science & Technology. New York, NY. USA.
- Botz, M. (2001). Cyanide Treatment Methods, in Mining Environmental Management. Mining Journal Books. London.
- CEPECT (1990). "El Oro". Cepect-Concytec, Lima.
- Dana, H.(1965). "Manual de mineralogía", Editorial Reverté, S.A., Barcelona, España
- Didier, M and Frenay, J. (1998). Gold Recovery by Complexation with Thiosulphate and Amino Acids, International Symposium on Gold Recovery, CIM, Montreal 98, 3-7 May (1998)
- Fernández, R.R.; Sohn, H.Y.; LeVier, K.M. (2000). Process for Treating Refractory Gold Ores by Roasting under Oxidizing Conditions. Min. Metall. Explor. 2000, 17, 1–6.
- Fleming, C.A. (1992). Hydrometallurgy of Precious Metals Recovery. Hydrometallurgy 1992, 30, 127–162.
- Gilchirst, J. D. (1978). "Extraction Metallurgy", Pergamon Press, Oxford.
- Llerena G., López, I. (2018). Cyanide degradation from mining effluent using two reagents: sodium metabisulphite and the metabisulphite mixture with hydrogen peroxide. *Tecciencia*, vol. 13, no. 25, pp. 1–9
- Lorenzen, L.; Van Deventer, J.S.J. (1992). The Mechanism of Leaching of Gold from Refractory Ores. Miner. Eng. 1992, 5, 1377–1387.
- Marsden, J., House, I. (1993). "The chemistry of gold extraction", Ellis Horwood Ed., Great Britain.

- McNulty, T., (2001). Cyanide substitutes. Mining Magazine, 2001, Vol 184, Issue 5, pp. 256-261.
- Misari CH., F.(1993)."Metalurgia Del Oro", CEPECT, Lima - Perú, Tomo I y II.
- Molleman, E. and Dreisinger, D., (2002). The treatment of copper-gold ores by ammonium thiosulfate leaching. Hydrometallurgy, Vol. 66, Issue 1-3, October 2002, pp. 1-21.
- MUNDO MINERO, (1995). "Oro, Tratamiento De Los Minerales De Oro" Separata del Periódico Mundo Minero, Lima, Perú.
- Navarro, P., Vargas, C., Villarroel, A., and Alguacil, F.J., (2004), On the use of ammoniacal/ammonium thiosulfate for gold extraction from a concentrate. Hydrometallurgy, Vol 65, Issue 1, July 2002, pp. 37-42.
- Nagy, I y Otros.(1993). "Tratamiento químico de menas refractarias de oro", NIM, Randburg, South Africa
- Rosenqvist, T. (1987). "Fundamentos de metalurgia extractiva", Centro Regional de Ayuda Técnica (AID), México.
- Sohn, H. Y. y Wadsworth, M. E. (1986) "Cinética de los procesos de la metalurgia extractiva". Ed. Trillas, México
- Ubal dini, S.; Vegliò, F.; Beolchini, F.; Toro, L.; Abbruzzese, C. (2000). Gold Recovery from a Refractory Pyrrhotite Ore by Biooxidation. Int. J. Miner. Process. 2000, 60, 247–262.
- Van Arsdale, G. (1965). "Hidrometalurgia de los metales comunes", Ed. Uteha, México, 1965.
- Cyanamid.(1988). Manual De Productos Químicos Para La Minería. Edición Comercial, México.

Currie, JM.(1984). Operaciones Unitarias En Procesamiento De Minerales. Trad.  
por Chia Aquije, J. y Chia Aquije, L., Lima - Perú.

Kelly E. , Spottiswood D. (1990). Introducción Al Procesamiento De Minerales.  
Editorial Limosa S.A., México D.F.

Wills, B. A. (1992).Mineral Processing Technology. 5th. Edition, Pergamon Press,  
Oxford.

## **ANEXOS**



SECCION DE CHANCADO

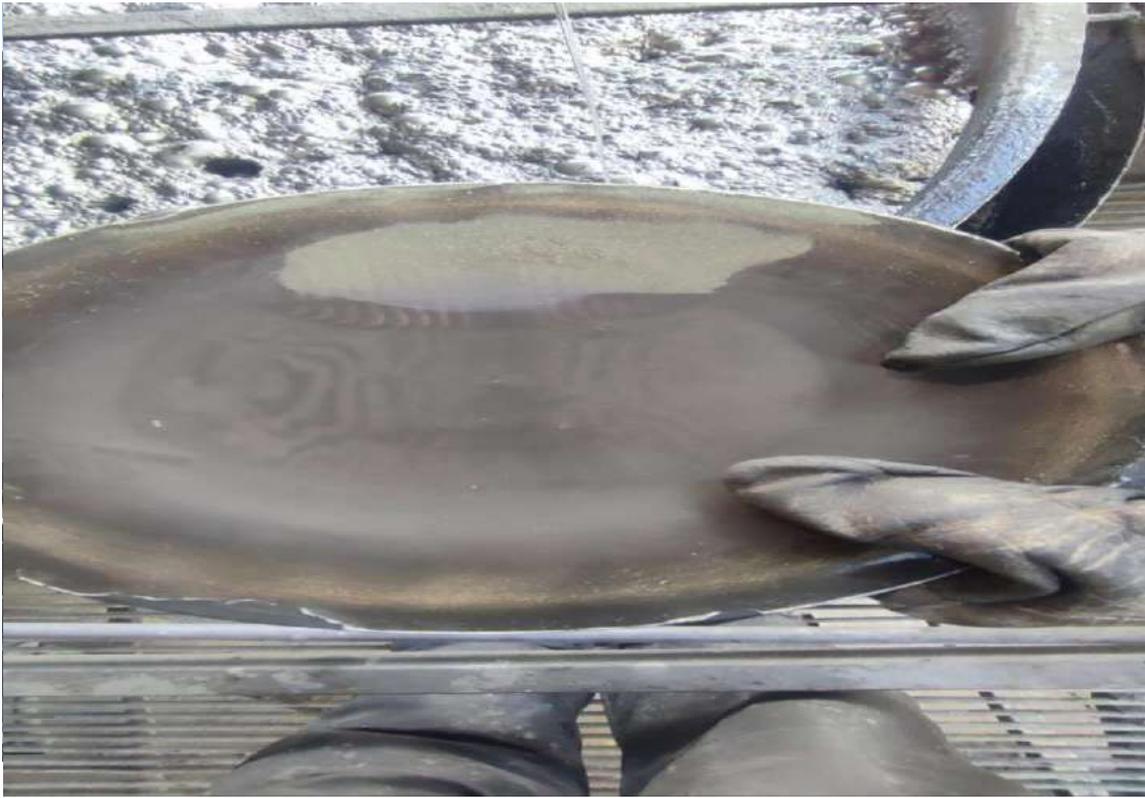


SECCION FLOTACION



SECCION MOLIENDA Y FLOTACION





PLATEO (ARSENOPIRITA Y COBRE)



TANQUES DE CIANURACION



CIRCUITO DE MOLIENDA EN CIANURACION