

**Universidad Nacional  
“José Faustino Sánchez Carrión”**

**FACULTAD DE INGENIERIA QUÍMICA Y METALURGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA**



**TESIS**

**“ANÁLISIS DE MUESTRAS MINERALES PARA AUMENTAR  
LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN LA COMPAÑÍA  
MINERA PARAISO S.A. – AREQUIPA 2015”**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO QUÍMICO**

**AUTORES:**

**BONNY USHIMI CHU BARRIENTOS  
JOHAN GROVER PACHECO DIAZ**

**ASESOR:**

**Ing° José Alonso TOLEDO SOSA  
Auxiliar a T.P. 20 Hrs. Registro CIP N° 108544**

**Ciudad Universitaria, Marzo del 2017**

**2017**

# **DEDICATORIA**

A Dios porque siempre guio mis pasos en la vida.

A mis queridos Padres por su abnegada labor y apoyo incondicional, que hicieron posible lograr ser una Profesional

A mis hijos la razón y motivo para superarme y ser ejemplo a seguir por ellos.

**Bonny Ushimi**

## **AGRADECIMIENTO**

Mi agradecimiento a los Profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería Química por su aporte profesional y experiencias transmitidas.

A mis compañeros de Promoción por compartir el día a día en las aulas universitarias que hicieron agradable mi permanencia.

A mi Asesor de Tesis, Ing. José Alonso Toledo Sosa, por su apoyo invaluable en la culminación del presente trabajo de investigación.

## **DEDICATORIA**

Por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mis Queridos Padres por su apoyo constante y por los ejemplos de perseverancia y constancia que los caracterizan y que me ha infundado siempre, por el valor mostrado para salir adelante y por su amor.

A los Profesores por su gran apoyo y motivación para la culminación de nuestros estudios profesionales

A mi Asesor de Tesis Ing José Alonso Toledo Sosa por su apoyo y para la elaboración de esta tesis.

A mi amada Esposa Julia y mis amados hijos fuente constante de inspiración y de superación.

**Johan Grover**

## **AGRADECIMIENTO**

Quiero agradecer a todos mis Profesores ya que ellos me enseñaron valorar los estudios y a superarme cada día, también agradezco a mis padres porque ellos estuvieron en los días más difíciles de mi vida como estudiante. Y agradezco a Dios por darme la salud que tengo, por tener una cabeza con la que puedo pensar muy bien y además un cuerpo sano y una mente de bien. Estoy seguro que mis metas planteadas darán fruto en el futuro y por ende me debo esforzar cada día para ser un buen profesional y mejor persona.

# INDICE GENERAL

	<b>Pág.</b>
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iv
INDICE GENERAL	vi
INDICE DE FIGURAS	x
INDICE DE GRAFICOS	xi
INDICE DE TABLAS	xii
RESUMEN	01
ABSTRACTS	02
INTRODUCCIÓN	03
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	06
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	06
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	07
1.2.1 Problema General	08
1.2.2 Problemas Específicos	08
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	09
1.3.1 Objetivo General	09
1.3.2 Objetivos Específicos	09
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	10
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	10
2.1.1 Nacionales	11

2.1.2	Internacionales	16
2.2	BASES TEÓRICAS	20
2.2.1	Cianuración de minerales de oro	20
2.2.2	Efecto de las principales variables sobre la cianuración.	21
2.2.3	Recuperación de oro y plata desde soluciones cianuradas	25
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES	37
2.3.1	Relave (o cola)	37
2.3.2	Cianuración Convencional	37
2.3.3	Optimización	38
2.3.4	Lixiviación	38
2.3.5	Muestreo	34
2.3.6	Oxidante	38
2.3.7	Pulpa	38
2.3.8	Adsorción	38
2.3.9	Absorción	38
2.3.10	Cianuración	38
2.3.11	Lixiviación por agitación	39
2.3.12	Lixiviación por percolación Lixiviación en pilas	40
2.4	Formulación de la Hipótesis	41
2.4.1	Hipótesis General	41
2.4.2	Hipótesis Específicas	42
2.5	DESARROLLO DE LA EXPERIMENTACIÓN	42
2.5.1	Caracterización Físicoquímica	43

2.5.2	Caracterización Metalúrgica	43
2.5.3	Preparación y toma de muestra	43
2.5.4	Procedimiento	44
2.6	ENSAYO AL FUEGO	45
2.6.1	Fundición	45
2.6.1.1	Reacciones de Reducción	45
2.6.1.2	Reacciones de Oxidación	46
2.6.2	Copelación	46
2.6.2.1	Ataque químico del Dore	46
2.6.3	Procedimiento del análisis	47
2.6.3.1	Proceso de fundición	47
2.6.3.2	Proceso de Copelación	48
2.6.3.3	Proceso del ataque químico del doré	48
	<b>CAPÍTULO III: METODOLOGIA</b>	<b>51</b>
3.1	DISEÑO METODOLÓGICO	51
3.1.1	Tipo	51
3.1.2	Enfoque	52
3.2	POBLACIÓN Y MUESTRA	52
3.2.1	Población	52
3.2.2	Muestra	53
3.3	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES.	54
3.4	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	55
3.4.1	Técnicas a Emplear	55



3.4.2	Descripción de los Instrumentos	55
3.5	TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.	55
CAPÍTULO IV: RESULTADOS		56
4.1	PRIMERA ETAPA	56
4.1.1	Caracterización Mineralógica	56
4.1.2	Caracterización Fisicoquímica	54
4.1.3	Caracterización Metalúrgica	58
4.2	SEGUNDA ETAPA	67
4.2.1	Cianuración	67
4.3	TERCERA ETAPA	78
4.3.1	Cianuración con carbón activado	78
CAPITULO V: DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		83
5.1	DISCUSIÓN	83
5.2	CONCLUSIONES	83
5.3	RECOMENDACIONES	85
CAPITULO VI: FUENTES DE INFORMACIÓN		86
6.1	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	86
6.2	REFERENCIAS ELECTRÓNICAS	88
ANEXOS		89
Anexo 1:	Matriz de consistencia	89

# ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura N° 01:</b> Diagrama Eh-pH del Au-H <sub>2</sub> O-CN	21
<b>Figura N° 02:</b> Esquema de la operación del método CIP	26
<b>Figura N° 03:</b> Esquema de la operación del método CIL	28
<b>Figura N° 04:</b> Esquema de la operación del método CIC	29
<b>Figura N° 05:</b> Desarrollo del proceso investigativo	48
<b>Figura N° 06:</b> Presencia del oro en cada composites	54

## TABLA DE GRÁFICOS

	<b>Pág.</b>
<b>Gráfico N° 1:</b> Curvas de sedimentación a D80 200 mallas Tyler.	57
<b>Gráfico N° 02:</b> Curvas de viscosidad de pulpas minerales a diferentes % de sólidos en peso.	58
<b>Gráfico N° 03:</b> Distribución de oro y de plata del mineral oxidado	61
<b>Gráfico N° 04:</b> Distribución de oro y de plata del mineral sulfurado	61
<b>Gráfico N° 05:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (1° prueba)	64
<b>Gráfico N° 06:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (2° prueba)	66
<b>Gráfico N° 07:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (3° prueba)	68
<b>Gráfico N° 08:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (4° prueba)	70
<b>Gráfico N° 09:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (5° prueba)	72
<b>Gráfico N° 10:</b> Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (1° prueba) con carbón activado.	74
<b>Gráfico N° 11:</b> % de Recuperación sin carbón activado	75
<b>Gráfico N° 12:</b> % de Recuperación con carbón activado	76
<b>Gráfico N° 13:</b> % de Recuperación de Oro comparativo entre sin y con carbón activado	77

## INDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla N° 01:</b> Composición mineralógica del composite oxidado	52
<b>Tabla N° 02:</b> Composición mineralógica del composite sulfurado	53
<b>Tabla N° 03:</b> Densidades reales y aparentes de cada composite	55
<b>Tabla N° 04:</b> Acidez de los composites	56
<b>Tabla N° 05:</b> Velocidades de sedimentación a diferentes granulometrías, pasante 80%.	57
<b>Tabla N° 06:</b> Porcentajes de retención de líquidos a diferentes granulometrías, pasante 80%	59
<b>Tabla N° 07:</b> Porcentajes de oro y de plata disueltos a las 96 horas de lixiviación en botella.	62
<b>Tabla N° 08:</b> Grado de lixiviabilidad de un mineral de acuerdo al porcentaje de Oro disuelto (La Brooya, S. R., et al, 1994; Albert, T., 2000).	62
<b>Tabla N° 09:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (1° prueba)	63
<b>Tabla N° 10:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (2° prueba)	65
<b>Tabla N° 11:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (3° prueba)	67
<b>Tabla N° 12:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (4° prueba)	69
<b>Tabla N° 13:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (5° prueba)	71
<b>Tabla N° 14:</b> Consumos Acumulados de NaCN y NaOH utilizando carbón activado	73

## RESUMEN

Los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos, existentes actualmente en la zona minera de SECOYA (Departamento de Arequipa), conllevan a sistemas poco eficientes con porcentajes de recuperación de oro no mayores al 40%. El presente trabajo es la recopilación de los resultados de análisis y caracterización de minerales auroargentíferos de dicha zona minera. Con esta investigación, se intenta incentivar a los mineros a realizar un desarrollo compaginado con la universidad, ya que, según los resultados obtenidos durante esta investigación, es posible lograr porcentajes de disolución de oro de hasta el 90% para los minerales de Secoya. Esta afirmación fue posible proponerla, mediante los análisis de la caracterización del mineral. Mediante la caracterización fisicoquímica del mineral, fue posible la estimación de ciertas condiciones de los procesos metalúrgicos involucrados en una posible planta de tratamiento, es así que el porcentaje de sólidos más adecuado para el manejo de los sólidos en pulpa fue del 40% en peso, la alta cantidad de minerales arcillosos podrían dificultar los procesos de separación sólido-líquido, entre otros especificaciones operativas Según la caracterización mineralógica y metalúrgica, el tamaño promedio del oro presente en el mineral, se encuentra a una granulometría menor a 75  $\mu\text{m}$ , esto indica que el proceso de cianuración por agitación resultaría el más adecuado. Los resultados de la lixiviación diagnóstico, arrojaron resultados muy satisfactorios, ya que el 94% del oro en las muestras se encuentra como oro libre, lo cual podrá incidir en tiempos cortos de cianuración.

**Palabras Clave:** Análisis Metalúrgicos, Muestras Minerales, Recuperación de Oro y Plata.

## ABSTRACTS

The processes of beneficiation and treatment of auroargentiferous minerals, currently existing in the mining area of SECOYA (Department of Arequipa), lead to inefficient systems with percentages of gold recovery not greater than 40%. The present work is the compilation of the results of analysis and characterization of auroargentiferous minerals of said mining area. With this research, we try to encourage the miners to carry out a combined development with the university, since, according to the results obtained during this research, it is possible to achieve percentages of gold dissolution of up to 90% for Secoya minerals. This statement was possible to propose, through the analysis of mineral characterization. Through the physical-chemical characterization of the mineral, it was possible to estimate certain conditions of the metallurgical processes involved in a possible treatment plant, so the percentage of solids most suitable for the handling of the pulp solids was 40% by weight, the high amount of clay minerals could hinder solid-liquid separation processes, among other operational specifications. According to the mineralogical and metallurgical characterization, the average size of the gold present in the ore is less than 75  $\mu\text{m}$ , which indicates that the process of cyanidation by agitation would be the most appropriate. The results of the diagnostic leaching, gave very satisfactory results, since 94% of the gold in the samples is found as free gold, which may affect short cyanidation times.

**Keywords:** Metallurgical Analysis, Mineral Samples, Gold and Silver Recovery

# INTRODUCCIÓN

En la realidad peruana la mayoría de los yacimientos auríferos son beneficiados y extraídos, sin tener conocimiento preciso de las características de los diferentes tipos de mena en que se presenta este metal precioso, esto ha llevado a un desajuste entre los equipos, los procesos y los parámetros operacionales requeridos para el correcto funcionamiento de una planta de extracción. El desconocimiento de esto acarrea una baja recuperación de oro, mal aprovechamiento de los recursos minerales y altos niveles de contaminación de varias zonas mineras de nuestro país.

En esta investigación se presentan los resultados, correspondientes a la caracterización de dos tipos tecnológicos de minerales auroargentíferos, provenientes de la zona que corresponde a la franja minera nazca - caraveli, ubicada en los departamentos de Ica y Arequipa, ya que los procesos actualmente implementados por los mineros de esta zona minera (trituración, molienda, amalgamación y cianuración en tanques agitados, conllevan a porcentajes de recuperación no mayores al 70% del oro presente en el mineral.

Mediante una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica de los tipos tecnológicos de mena, composites, se plantearon los posibles procesos y algunos parámetros de operación, para lograr porcentajes de recuperación de oro un poco mayores de 90%, sin el uso del proceso de amalgamación.

Un ensayo complementario a las fracciones gravimétricas, es la distribución granulométrica del oro. Este ensayo se realizó con el mineral molido hasta  $D_{80} = 60$  mallas Tyler. La muestra molido (500 g), fue pasada a través de una serie de 4 tamices, se recolectó y pesó el mineral

retenido en cada malla. Posteriormente, se determinó la cantidad de oro en cada fracción granulométrica, mediante la técnica combinada de ensayo al fuego seguido de absorción atómica. El sistema de cianuración por agitación se ha venido desarrollando en operación batch, utilizando tanques cilíndricos con capacidad entre 1 y 2 toneladas por lote, en los cuales la pulpa es accionada por sistemas mecánicos. La pulpa tiene normalmente un porcentaje de sólidos entre 30 y 40 %, el tiempo de agitación es de 24 horas y la concentración de cianuro de sodio utilizada se encuentra en el rango 3,0 a 4,0 g/L. La separación de la solución cargada con oro se realiza mediante filtración en lechos de arena (esta arena es el producto de la molienda del mineral y lo que se obtiene en la mesa concentradora como medios de mesa), para finalmente efectuar la recuperación del oro disuelto en la solución de cianuro mediante la utilización de zinc en viruta. El cemento portador de los metales preciosos se somete a fundición en hornos tubulares para separar el oro y la plata.

Aunque el sistema de cianuración por agitación permitió mejorar ostensiblemente la disolución del oro, alcanzando valores entre 80 y 90% dependiendo de la granulometría del mineral, actualmente existen fuertes pérdidas de cianuro y oro asociadas con la humectación del mineral, dado que para la precipitación del oro con zinc se requiere la filtración de la solución rica y en esta etapa los sólidos retienen una cantidad importante de dicha solución.

Teniendo en cuenta lo anterior, con el presente proyecto se pretende identificar un método sencillo y económicamente viable para la implementación del proceso de Carbón en Pulpa (CIP) en la zona minera de Ocoña, con el fin de aumentar la tecnificación del proceso extractivo y mejorar la recuperación de oro.



Considerando el interés presentado por la Compañía Minera PARAISO S.A., se determinó la conveniencia de desarrollar el estudio con el mineral de esta empresa, la cual desarrolla sus actividades mineras en la localidad de Ocoña.

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

### 1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Mediante una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica de los tipos tecnológicos de mena, composites, se plantearon los posibles procesos y algunas parámetros de operación, para lograr porcentajes de recuperación de oro de hasta el 90%, sin el uso del proceso de amalgamación.

Un ensayo complementario a las fracciones gravimétricas, es la distribución granulométrica del oro. Este ensayo se realizó con el mineral molido hasta D80 = 60 mallas Tyler. La muestra molido (500 g), fue pasada a través de una serie de 4 tamices, se recolectó y pesó el mineral retenido en cada malla. Posteriormente, se determinó la cantidad de oro en cada fracción granulométrica, mediante la técnica combinada de ensayo al fuego seguido de absorción atómica.

La flotación puede aplicarse a minerales de baja ley y a minerales que requieren molienda fina para lograr la liberación. Como se trata de un proceso relativamente selectivo, una aplicación importante está en la separación y concentración de minerales valiosos contenidos en minerales complejos, como por ejemplo, en sulfuros complejos que contienen cobre, plomo y zinc.

Para propósitos de optimización del proceso de flotación se llevan a cabo pruebas en laboratorio. La mayoría de las pruebas se efectúan en celdas de flotación semi – batch, las cuales aceptan entre 500 y 2000 g de mineral. El procedimiento de preparación de

muestras para estudios de flotación de laboratorio, a partir de un mineral de alimentación a la planta de conminución, requiere de una etapa de reducción de tamaño de éste, hasta lograr que toda la muestra se encuentre bajo la malla N° 10 Tyler (1700 µm). Luego las muestras “preparadas” son sometidas a pruebas de molienda permitiéndoles el tiempo necesario para la reducción de tamaño requerida de acuerdo al plan experimental de flotación. Los procedimientos de preparación de muestras y de molienda son detallados en el desarrollo de la Tesis.

En flotación de minerales, la recuperación metálica representa una de las principales variables, sujeta a constantes variaciones debido a innumerables factores ya sea controlable, no controlable ó desconocida que intervienen en este proceso; las cuales deberían ser identificadas y optimizadas en lo posible (variables controlables) para minimizar los costos y/o maximizar los beneficios; En el presente caso el problema es la baja recuperación 87 % que se logra en la planta, por ello se requiere encontrar los niveles óptimos de las variables ligadas a la recuperación.

El desarrollo de los estudios se realizará en los laboratorios de la Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión y de la Compañía Minera Paraíso S.A., estos servicios de caracterización de minerales, análisis químicos y pruebas/estudios metalúrgicos con los que se puede contestar las preguntas más comunes en torno a los minerales en forma respectiva: ¿Qué es?, ¿Cuánto contiene? y ¿Cómo se concentra?

## **1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

En este trabajo se abordará el problema de elaborar una investigación relacionada con la utilización de tecnología en flotación de minerales con equipos y métodos de análisis para determinar el porcentaje de contenido de oro. En el presente proyecto, se determinará la

viabilidad técnica a nivel de investigación para la propuesta de un proceso alternativo en la flotación de minerales y la toma de muestras y análisis químico - metalúrgico en el concentrado de oro para determinar su porcentaje en contenido de oro con fines de mejorar cualitativamente y cuantitativamente el concentrado de oro. La exportación se realizará de manera directa a las empresas importadoras. El proceso productivo se llevará a cabo con el método alternativo de chancado, molienda, tamizado y flotación.

### **1.2.1 Problema General**

¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero y argentífero nos permitirá optimizar la lixiviación para obtener un producto con mayor contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.?

### **1.5.2 Problemas Específicos**

- ¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero y argentífero nos permitirá a normalizar las variables intervinientes en la lixiviación para mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata?
- ¿En qué medida la determinación de la ley de oro y plata en las muestras primarias ayudará a una mayor recuperación de oro y plata en el proceso de lixiviación?
- ¿En qué medida un eficiente control operacional se podrá realizar mediante pruebas metalúrgicas de laboratorio?
- ¿En qué medida la verificación de la solución de oro permitirá su mayor recuperación?

## **1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.3.1 General**

Determinar la viabilidad técnica de la caracterización del mineral aurífero y argentífero, para optimizar la lixiviación con la finalidad de mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.

### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- Determinar la caracterización del mineral aurífero y argentífero, para normalizar las variables intervinientes en la lixiviación para mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.
- Analizar la ley de las muestras primarias.
- Controlar las condiciones operacionales más adecuadas para llevar a cabo el proceso de cianuración por agitación de la Planta de Beneficio Paraíso S.A., mediante pruebas de laboratorio.
- Verificar la mayor recuperación de solución de oro.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN**

En la Provincia de Nazca y Caravelí, se desarrolla una intensa actividad minera del Oro, teniendo como protagonistas a los mineros informales que participan directamente en la producción del mineral, a las plantas comercializadoras que procesan el mineral, a los pequeños empresarios mineros y a todos los profesionales que están a cargo de las diferentes operaciones metalúrgicas a lo largo y ancho de esta zona minera.

Para el beneficio de estos minerales de oro, se aplica el proceso de Gravimetría-Amalgamación a los minerales de alta ley en Oro, y el Proceso de Cianuración a los minerales de baja ley en oro. Para el caso de la Gravimetría se usa el “Quimbalete” y para el caso de la Cianuración se usan los métodos de “Cianuración Carbón en Pulpa” y el método de la “Cianuración VAT Leaching”.

Es conocido que la mayoría de estas operaciones metalúrgicas para recuperar el oro se realizan artesanalmente con poca información teórica y práctica de los procesos y su aplicación en los minerales, sin medidas de seguridad, con perjuicio de la salud de los mineros artesanales y del medio ambiente. A esto se suma la falta de evaluaciones económicas en los procesos de recuperación del oro, así como en la comercialización del oro en forma de: Relaves y oro refogado, dando lugar al cierre de muchas de estas operaciones mineras.

Es prioritario capacitarnos en cada uno de estos aspectos relacionados al beneficio de los minerales para recuperar el oro, protegiendo nuestra salud, protegiendo el medio

ambiente y lograr operaciones con rentabilidad económica. A continuación, los conceptos básicos, las operaciones, controles de calidad, seguridad y evaluaciones metalúrgicas y económicas de la Gravimetría y la Cianuración en el tratamiento de minerales de Oro de la Franja Aurífera de esta zona.

A continuación, se citan algunos trabajos de investigación relacionados con el tema del problema planteado, es decir, investigaciones realizadas anteriormente y que guardan alguna vinculación con el objeto de estudio.

Explorando la documentación existente a nivel nacional e internacional, se puede constatar la existencia de tesis de grado con características afines, como se detalla a continuación:

### **2.1.1 Nacionales**

**Tesis 01: Universidad Nacional de Trujillo, Facultad de Ingeniería Metalúrgica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica. Trujillo – Perú 2010**

**Título: *PLANTA DE ABSORCIÓN, DESORCIÓN Y REACTIVACIÓN DE CARBON ACTIVADO.***

**Autor:** (Juan Rodríguez Muchumi y Patricia Lujan Chávez)

**Tipo de Investigación:** Aplicada

**Conclusiones:**

- Las concentraciones iniciales de cianuro para este tipo de mineral brecha tiene que ser por lo menos 500 ppm de modo que no se tenga La presencia de la cuprotetramina, responsable de catalizar la disolución de oro, se da a valores de pH comprendidos entre 10,0 y 11,0; su beneficio se comprobó

en los ensayos realizados a un valor de pH de 10,5 en donde la recuperación de oro fue de 28 %, mientras que a un pH de 12,0; la recuperación de oro disminuye a 18 %.

- Un excesivo incremento de iones cobre puede desembocar en una baja recuperación de oro en el lixiviado, esto se confirmó en los ensayos realizados a una concentración de cobre de 127 y 381 mg/L en los cuales se obtuvieron recuperaciones de oro de 46 y 30 % respectivamente.
- Un aumento en la concentración de tiosulfato de sodio tiene un efecto positivo en la recuperación de oro en el lixiviado, al incrementar la concentración de tiosulfato de 0,2 a 0,4 y 0,7 M se consiguieron recuperaciones de oro de 46, 48 y 81 % respectivamente. Además, al incrementar la concentración del agente lixivante, se consigue el máximo de recuperación de oro a la primera hora de iniciado el proceso, lo que indica que se requiere menos tiempo para disolver el oro contenido en el mineral.
- Al incrementar el porcentaje de sólidos de 15 % a 33 % en los ensayos de lixiviación, la recuperación de oro en el lixiviado baja de 81 % a 24 % para una concentración de tiosulfato de sodio de 0,7 M. Lo que confirma que al aumentar la cantidad de mineral se requiere mayor cantidad del agente lixivante para disolver el oro metálico.
- El tamaño de partícula también afecta notablemente la recuperación de oro en los ensayos de lixiviación, al usar un tamaño de 132  $\mu\text{m}$  la recuperación de oro fue de 58 % mientras que a un tamaño de partícula de 100  $\mu\text{m}$  la recuperación de oro aumentó a 81 %.



- Una excesiva cantidad de tiosulfato también es perjudicial para la recuperación de oro en los ensayos de lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato, al incrementar la concentración del agente lixivante a valores de 1,3 y 1,5 M la recuperación de oro en el lixiviado desciende de 85 % a 75 %.
- La máxima recuperación de oro conseguida en el lixiviado se da a un valor de pH de 10,5; un porcentaje de sólidos del 15 %, una concentración de iones cúprico de 127 mg/L y una concentración de tiosulfato de sodio de 0,7 M. Lo importante de este proceso es que se obtiene un 93 % de recuperación de oro en tan solo una hora de agitación.
- En la lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio se obtienen el máximo de recuperación de oro en la primera hora de iniciado el proceso, mientras que el proceso de cianuración el máximo de recuperación de consigue después de un día de lixiviación.
- Al trabajar con pulpas de 15 % sólidos, se consigue una recuperación de oro de 93 % en la lixiviación con tiosulfato en tan solo una hora, mientras que en la cianuración se obtiene una recuperación de 85 % a las 24 horas de iniciado el proceso.
- Con pulpas de 33 % sólidos la brecha en las recuperaciones de ambos procesos es más pequeña; en una hora de lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio se obtuvo una recuperación de 81 %, mientras que en la cianuración se consiguió una recuperación de 79 % a las 24 horas de agitación.

- La adsorción de oro en carbón activado fue del 40 % luego de dos horas de realizado el proceso a una concentración de carbón activado de 23,8 g/L;
- Ese déficit de cianuro libre en los últimos metros de la pila, como se puede ver en los cuadro I y II se tiene un mínimo de cianuro libre de 36 ppm para la columna de cuatro metros y 15 ppm para la de 7 metros.
- La ventaja obtenida por la columna de 8 metros en la velocidad de disolución y el % de extracción es contrarrestada por la de 8 m, tal es que a los 25 días de riego solo hay una diferencia de 3% y los 35 días las curvas se superponen.
- En cuanto al consumo de cianuro al igual que en el ítem anterior para la columna de 4 metros los primeros días se hace exponencial mientras que la de 4 metros tiene un comportamiento casi lineal de inicio a fin, a partir de los 20 días de riego se puede ver que la columna de 4 m deja de consumir cianuro esto debido a que la cinética de disolución se hace lenta por el agotamiento de finos en la columna.
- Por otra parte a manera de comenario la velocidad de disolución de cobre es controlada por la ley de Fick (difusión diferencia de concentraciones del metal en el mineral con respecto a la solución Lixivante). Dicho nos favorece en nuestras operaciones ya que las concentraciones de cobre esta alrededor de 30 ppm y no se da un incremento muy considerable a través del tiempo a pesar del exceso de cobre que tenemos en el mineral.

**Tesis 02: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Facultad de Minas, Departamento Académico de Ingeniería Metalúrgica-UNMSM 2010**

**Título: *RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA DE MINERALES POR HEAP LEACHING.***

**Autor:** (Ángel Azañero Ortíz)

**Tipo de Investigación:** Aplicada

**Conclusiones:**

- La extracción en 30 - 60 días puede llegar a 60 - 80% del oro total, lográndose extraer el 50% en la segunda semana de tratamiento.
- El consumo de agua es pequeño fluctúa alrededor de 1.5 M<sup>3</sup>/tonelada.
- El consumo de energía está centrado fundamentalmente en el chancado que está en función de la granulometría requerida.
- La cinética de disolución por cianuro tiene el siguiente orden: mercurio, oro, cobre, plata, etc.
- La cinética de adsorción de iones metálicos sobre carbón activado tiene el siguiente orden: mercurio, oro, plata.
- El método permite diseñar plantas portátiles las cuales pueden ser trasladadas a otros lugares, cuando se trata de pequeñas minas.
- El método encuentra su aplicación para explotar numerosos recursos mineros donde la inversión es un factor determinante y los recursos económicos son escasos; lixiviando los minerales con metales preciosos es factible tener liquidez inmediata.
- El método de lixiviación en pila, adsorción en carbón activado desorción y electro obtención es más apropiado para minerales que sólo tienen oro o mayor proporción de oro respecto a plata.

- Cuando los minerales tienen mayor contenido de plata y poco oro se recomienda precipitar la Ag con  $\text{Na}_2\text{S}$  enseguida adsorber el oro con carbón o precipitar ambos elementos con polvo de zinc con el equipo de Merrill-Crowe, obteniendo en este último caso un precipitado rico en oro y plata.
- Los costos de operación de Heap Leaching fluctúan entre 2 y 10 US\$/TMS y se pueden beneficiar minerales hasta con un gramo de oro por tonelada de mineral.

### 2.1.2 Internacionales

**Tesis 01: Universidad Nacional de Colombia Facultad de Minas, Departamento de Materiales y Minerales Medellín, Colombia 2015.**

**Título:** Recuperación de oro y plata mediante lixiviación electrocinética en columna a escala laboratorio.

**Autor:** (Lover de Jesús Echeverry Vargas)

**Tipo de Investigación:** Aplicada

**Conclusiones:**

A partir del análisis de resultado de las pruebas hechas en el presente trabajo se presentan las siguientes conclusiones:

- Las moléculas de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  que se encuentra en el interior de la doble capa eléctrica que rodea las partículas de oro y plata, son afectadas por la diferencia de potencial eléctrico que las fuerzan salir de la doble capa hacia el seno de la solución por el fenómeno de electroósmosis. De esta manera la etapa controlante es alterada y se favorece la cinética de extracción del proceso.

- Existe una relación directa entre el potencial eléctrico aplicado al lecho de lixiviación y la velocidad electromotriz adquirida por las especies  $Au(CN)_2^-$  y  $Ag(CN)_2^-$  que se encuentran en seno de la solución, por lo tanto el flujo migracional de las especies hacia el ánodo será mayor, esto implica que la concentración de las especies aumenta en la región anódica y disminuye en la región catódica.
- Teniendo en cuenta que el mayor aporte en el transporte de materia en un lecho mineral bajo la aplicación de una diferencia de potencial eléctrico es el transporte por electromigración, se plantea las ecuaciones para el transporte de las especies  $Au(CN)_2^-$  y  $Ag(CN)_2^-$  hacia la región anódica y desde la región catódica, las cuales poseen la siguiente forma:

Región anódica

$$J_{Au(CN)_2^-} = C_{Au(CN)_2^-} (U_{Au(CN)_2^-} + Ke) \frac{\partial E}{\partial x}$$

$$J_{Ag(CN)_2^-} = C_{Ag(CN)_2^-} (U_{Ag(CN)_2^-} + Ke) \frac{\partial E}{\partial x}$$

Región catódica

$$J_{Au(CN)_2^-} = -C_{Au(CN)_2^-} (U_{Au(CN)_2^-} + Ke) \frac{\partial E}{\partial x}$$

$$J_{Ag(CN)_2^-} = -C_{Ag(CN)_2^-} (U_{Ag(CN)_2^-} + Ke) \frac{\partial E}{\partial x}$$

- Los complejos de oro  $Au(CN)_2^-$  y plata  $Ag(CN)_2^-$  que se encuentran próximos a la doble capa eléctrica del cátodo pierden fuerza electromotriz en el campo eléctrico del electrodo, por lo tanto la distribución de cargas alrededor del cátodo es distorsionada y se da una difusión de los complejos iónicos a la capa de Helmholtz y los complejos se dividen liberando el metal

en forma de cationes metálicos cargados positivamente, los cuales se depositan sobre la superficie del cátodo.

- Para tamaños de partícula de mineral superiores a  $177\mu\text{m}$  no se logra una liberación efectiva de partículas de oro y plata, por lo tanto no se observa una clara tendencia entre la recuperación de oro y plata y la diferencia de potencial eléctrico aplicado en el reactor de electrolixiviación.

Para tamaños de partícula de mineral inferiores a  $177\mu\text{m}$  se logra una liberación eficiente de partículas de oro y por lo tanto se puede apreciar una tendencia del incremento de la recuperación de oro con el voltaje aplicado, esto podría estar asociado a que una vez se logra la formación de los complejos  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , la diferencia de potencial eléctrico aplicado estará afectando la velocidad electromotriz del complejo oro-cianuro a través de la capa difusa y entre mayor sea la diferencia de potencial eléctrico mayor será la fuerza electromotriz que adquiere estas especies, esto implica que el complejo se transportará más rápido hacia el seno de la solución.

**Tesis 02: Universidad de Concepción Escuela de Graduados Facultad de Ingeniería Departamento de Metalurgia Facultad de Ingeniería. Chile 2003.**

**Título:** RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA DESDE RESIDUOS FERRÍTICOS MEDIANTE CIANURACIÓN.

**Autor:** (Néstor Ricardo Rojas Reyes)

**Tipo de Investigación:** Aplicada

**Conclusiones:**

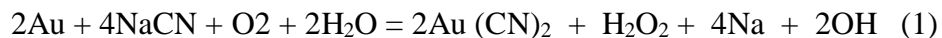
- El oro presente en el residuo final puede recuperarse en forma completa mediante cianuración con una concentración de KCN de 0.06 gpL, pH 10.5, temperatura de 75 °C en un tiempo cercano a 24 horas de lixiviación. También es posible obtener igual recuperación con igual concentración de reactivo a temperatura ambiente (25 °C) en un tiempo de 96 horas de lixiviación.
- La plata puede recuperarse en forma parcial (~ 60 %) desde el residuo final, con una concentración de KCN de 1.2 gpL, pH entre 10.5 y 11, temperatura de 25 °C y un tiempo superior a 72 horas de lixiviación. También es posible alcanzar igual extracción con una concentración de reactivo de 2.4 gpL de KCN, a igual temperatura de trabajo y un tiempo menor a 72 horas de lixiviación.
- El cobre presente se encuentra en el residuo en un valor promedio de 10.6 %. Los valores de extracción obtenidos son más bajos que los reportados en la literatura, en todos los casos. En condiciones para una extracción completa de oro, el cobre se disuelve solamente en un 0.36 %, mientras que en las condiciones requeridas para una extracción del 60 % de la plata, el cobre alcanzó una disolución cercana al 5 %.
- La muy baja disolución en cianuro del cobre presente en el residuo se puede atribuir a la alta refractariedad del cobre presente en forma de ferrita cúprica.
- Un posible factor limitante en la recuperación de la plata es que ésta siempre se encontró disuelta en una matriz de cobre – azufre, en cantidades que variaron desde 1 hasta 50 %.

- El aumento de la temperatura en el sistema de lixiviación es un factor importante dentro del proceso de cianuración, pues reduce el tiempo necesario para una recuperación substancial del oro (sobre 90 %), desde 72 h. a temperatura ambiente, a tan solo 6 h. a temperatura de 75 °C, con una baja concentración de reactivo de solo 0.06 gpL de KCN.
- Los valores calculados para el consumo de cianuro, dan niveles 25 % más bajos comparados con los valores reportados en la literatura correspondiente al tratamiento de minerales cupríferos que contienen metales nobles. Cuando se eleva la temperatura del sistema, el consumo se reduce hasta un 50 % por bajos los valores promedio indicados en la literatura. Este poco consumo de cianuro se debe en gran medida a la baja solubilidad del cobre presente en el residuo.
- Dentro del contexto del proyecto, a partir del presente trabajo, se puede concluir que es factible la cianuración del residuo para recuperar los metales preciosos.

## 2.2 BASES TEÓRICAS

### 2.2.1 Cianuración de minerales de oro

En la mayoría de los minerales de oro, este elemento se encuentra en forma metálica y debe ser oxidado durante el proceso de disolución. Las reacciones que tienen lugar durante la disolución del oro en las soluciones de cianuro, ya han sido establecidas. La mayoría de las autoridades en la materia concuerdan en que la ecuación global de la disolución de oro es la siguiente.





El oxígeno se suministra a través del aire y a la vez sirve para agitar la pulpa. El cianuro se adiciona como cianuro de sodio y la cal se utiliza para controlar la alcalinidad. En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son: que el oro esté libre y limpio; que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un adecuado abastecimiento de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción.

La disolución de oro, puede verse afectada negativamente por cianicidas (minerales de cobre, sulfuros de arsénico y antimonio, sulfuros de otros metales, azufre y minerales arcillosos), que no solo disminuyen la concentración de cianuro disponible para la lixiviación sino que además pueden inhibir el proceso. Un ejemplo de ello son los minerales refractarios de oro, los cuales presentan un variado conjunto de problemas químicos, los cuales dificultan la aplicación de la lixiviación por cianuración como método efectivo en la extracción del oro.

La cianuración de oro está regida por procesos físicos de difusión con varias etapas; entre ellas: Disolución de cianuro y oxígeno, transporte de estos reactivos a la superficie de mineral, adsorción del cianuro y oxígeno, la reacción electroquímica y la formación del complejo cianurado y, al final, la desorción y transporte de este complejo a la solución.

### **2.2.2 Efecto de las principales variables sobre la cianuración.**

El proceso de lixiviación de minerales, a través de un reactivo químico, está influenciado por una gran cantidad de variables, que muchas veces dificultan su control. Entre los principales factores que influyen el proceso de cianuración de

minerales de oro se tiene, tamaño de partícula, concentración de cianuro, agitación, alcalinidad, concentración de oxígeno, temperatura, agentes reductores, etc.

### **1) Tamaño de partícula.**

La velocidad de disolución es directamente proporcional al área superficial expuesta del oro. El área superficial expuesta está relacionada con la distribución del tamaño de partícula y las características de liberación del material alimentado, y está afectada por la eficiencia en el proceso de conminución que precede la lixiviación.

La disolución generalmente aumenta con el decrecimiento del tamaño de partícula, debido al incremento en la liberación del oro y/o del área superficial expuesta. Sin embargo, este no siempre es el caso y la velocidad de disolución del oro en minerales que contienen cianicidas puede disminuir con el decrecimiento del tamaño de partícula, debido al incremento en la velocidad de consumo de cianuro por parte de los cianicidas. En tales casos, el tamaño de partícula óptimo requiere de un compromiso entre la extracción del oro y el consumo de cianuro.

### **2) Concentración de cianuro.**

La concentración óptima de la solución de cianuro depende de las características de la mena y se debe determinar experimentalmente. La concentración de cianuro a nivel industrial varía entre 0.5 y 1.5 kg/ton NaCN.

### **3) Concentración de oxígeno.**

El uso de oxígeno, o un agente oxidante, es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Para este propósito, suele utilizarse el oxígeno absorbido por las soluciones circulante y agitada, y muchas veces introducido como adición en los tanques de agitación. Sin la presencia de oxígeno disuelto en la pulpa no es factible que ocurra la disolución del oro, por lo tanto es un parámetro muy importante a tener en cuenta durante el control del proceso.

### **4) pH.**

El diagrama Eh-pH para el sistema oro-cianuro- $H_2O$  (figura 2) indica que la fuerza electroquímica que conduce la disolución es maximizada cuando el valor de pH se encuentra entre 9.0 y 9.5 aproximadamente, sin embargo, es conveniente trabajar a valores de pH elevados (10, 11) para evitar la volatilización y generación de HCN, lo cual es favorecido a valores de pH menores de 8. Al respecto, algunos investigadores (Marsden y House, 1993) [3], han determinado que la velocidad de disolución disminuye rápidamente con la adición de cal cuando se está cerca de  $pH = 11$ , llegando a ser casi nula a pH cercano a 12.

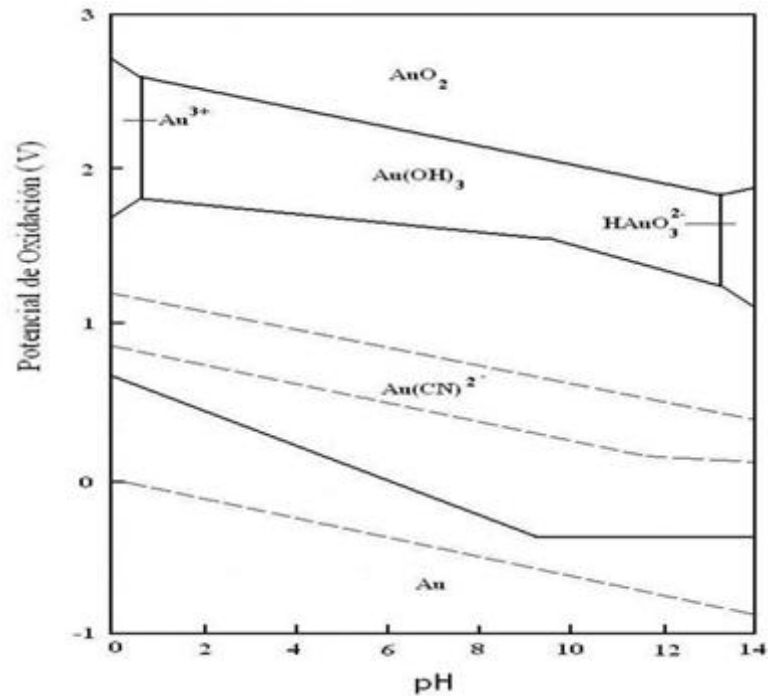


FIGURA 2. Diagrama Eh-pH del Au-H<sub>2</sub>O-CN.

Fuente: Marsden y House, 1993.

### 5) Temperatura.

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro, dos factores opuestos influyen en la velocidad de disolución. El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y consiguientemente acelera la velocidad de disolución. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura. Por tales motivos la velocidad de disolución del oro se incrementa con la temperatura hasta un máximo de 85° C, ya que a partir de esta temperatura el descenso en la solubilidad del oxígeno comienza a contrarrestar los beneficios del incremento de la actividad iónica.

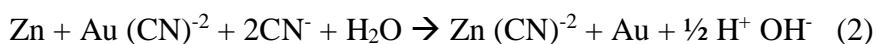
## 6) Velocidad de Agitación.

La disolución de oro es usualmente controlada por el transporte de masa dentro de las condiciones normalmente aplicadas para la lixiviación por cianuración. El incremento en la agitación incrementa la velocidad de disolución hasta un máximo, a partir del cual la agitación tiene poco o ningún beneficio sobre la disolución.

### 2.2.3 Recuperación de oro y plata desde soluciones cianuradas

#### 1) Precipitación Utilizando Zinc

El principio de la precipitación con Zinc de metales preciosos contenidos en soluciones cianuradas, está basado en el hecho de que el oro y la plata son electronegativos respecto al zinc, ocurriendo un reemplazo electroquímico del oro y la plata por el zinc, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio según la siguiente reacción:



Para lograr una buena precipitación es necesario mantener ciertas condiciones como: control químico, des-aireación, debe existir una cantidad suficiente de cianuro y cal libre para disolver el Zinc y mantener en la solución los compuestos formados.

Un exceso de cianuro provoca un consumo elevado de Zinc y un exceso de cal tiende a retrasar la precipitación, para evitar esta situación se debe añadir acetato de plomo para acelerar la precipitación del oro (este precipita en el zinc en forma de película metálica, creando así un par galvánico, que da lugar a una precipitación más rápida del oro y menor consumo de Zinc).

## 2) Adsorción con Carbón Activado

En el proceso de adsorción con carbón activado los átomos en la superficie del carbón atraen y retienen moléculas de compuestos e iones que contienen el oro.

### A) Características generales del carbón activado

El carbón activado se caracteriza por ser un material que tiene una gran superficie específica, propiedad que le confiere una gran capacidad para retener, en su superficie, compuestos de interés o elementos indeseables contenidos en diversos sistemas: líquidos o gaseosos. El carbón activado es un producto que posee una estructura cristalina reticular similar a la del grafito, es extremadamente poroso y puede llegar a desarrollar áreas superficiales del orden de  $1.500 \text{ m}^2$  o más por gramo de carbón. El tamaño de los poros varía desde  $3 \text{ \AA}$  a varios miles de  $\text{\AA}$ .

### El Proceso de Activación

El Carbón activado puede fabricarse a partir de todo tipo de material carbonoso, o bien, a partir de cualquier carbón mineral no grafitico. Sin embargo, cada materia prima le da características y calidades distintas al producto. Existen dos métodos de activación: activación térmica y por deshidratación química.

#### a) Activación térmica:

Para su obtención se parte de un material orgánico (madera, cáscara de coco, etc), el proceso se inicia con su carbonización, la cual debe realizarse a una baja temperatura ( $400^\circ\text{C}$ ), para que no se favorezca la grafitación. Si se parte de carbón mineral, no se requiere la

carbonización, ya que ésta la realiza la misma naturaleza. Sin embargo, en el caso de los carbones minerales suele ser necesario un lavado previo, para extraer contaminantes como azufre y metales pesados, que están presentes en los yacimientos.

**b) Activación por deshidratación química:**

Este método solo puede aplicarse a ciertos materiales orgánicos, relativamente blandos y que están formados por moléculas de celulosa, como es el caso de la madera. La primera etapa consiste en deshidratar la materia prima mediante la acción de un químico, que puede ser ácido fosfórico, cloruro de zinc o carbonato de potasio. Posteriormente, se carboniza el material deshidratado a baja temperatura (500 a 600°C), obteniéndose automáticamente la estructura porosa deseada.

**B) Técnicas de adsorción [6][7].**

La tecnología del uso del carbón activado comprende tres técnicas de aplicación, que son: Carbón en pulpa (CIP), Carbón en columna (CIC) y Carbón en lixiviación (CIL).

La técnica de adsorción a aplicar depende del tipo de cianuración:

**CIC:** Aplicable a soluciones claras salientes de lixiviación por percolación en bateas o pilas, normalmente en varias etapas y en contracorriente.

**CIP:** Aplicable a pulpas provenientes de cianuración por agitación. La solución se trata sin separación sólido – líquido, generalmente en tanques separados, en varias etapas y en contracorriente.

**CIL:** Consiste en adsorber el oro en el carbón durante la lixiviación. El movimiento del carbón es en contracorriente.

**CARBÓN EN PULPA (CIP):**

Es generalmente usado en el tratamiento de menas de oro de bajo grado, aunque también puede ser usado en concentrados. Las menas son molidas en un molino de bolas en una operación en circuito cerrado con un ciclón, para obtener un producto de tamaño adecuado para la lixiviación. La pulpa es acondicionada con cal y aire por varias etapas de lixiviación. En cada tanque la cal, el cianuro de sodio y aire de la planta son vigorosamente mezclados mecánicamente, dentro de la pulpa, con el objeto de lograr la disolución del oro.

La pulpa fluye del circuito de lixiviación hacia el circuito CIP que consta de tres o más tanques lixiviantes (figura 3), dentro de los cuales se adiciona carbón activado, cal, cianuro de sodio y aire de la planta, aunque el cianuro es omitido en el último tanque para reducir el contenido de cianuro libre en la pulpa antes de la descarga. El circuito CIP opera en contracorriente, es decir que el carbón activado fluye en diferente dirección que la pulpa lixiviada.

Mientras el carbón avanza por el circuito, éste adsorbe los complejos auríferos y argentíferos y luego es enviado al circuito de desorción. La pulpa estéril es cribada y dispuesta como colas, el agua de las colas es reutilizada.



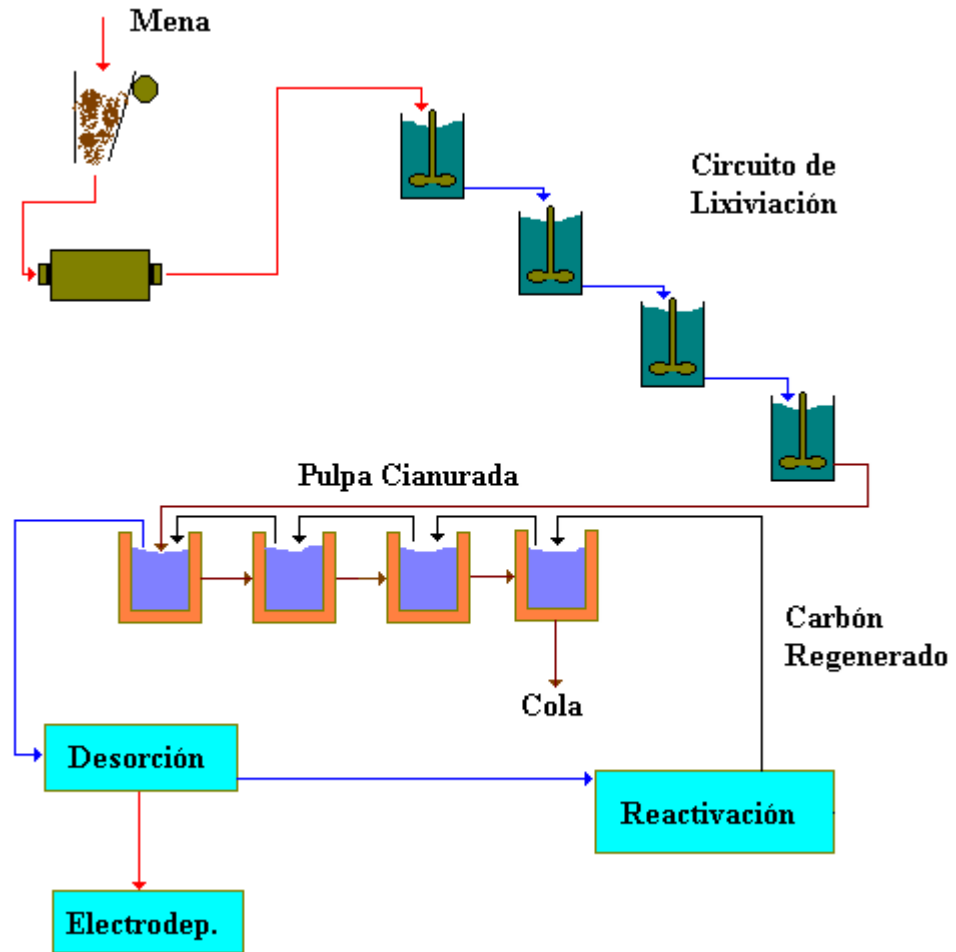


FIGURA 3. Esquema de la operación del método CIP.

Fuente: M. Sc Mario Gaete M. Capacitación minera a periodistas de la región de Coquimbo.

El carbón activado cargado con cianuro de oro y plata es transportado a los tanques de desorción en donde una solución caliente de  $\text{NaCN} - \text{NaOH}$  es usada para lavar los metales preciosos, la solución rica es bombeada a las celdas de electrodeposición, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero y posteriormente, el cátodo es removido para fusión.

El carbón despojado de los metales preciosos es enviado a un horno de regeneración para reactivar su superficie, después mezclado con carbón nuevo, cribado y luego retornando al circuito CIP.

### **CARBÓN EN LIXIVIACIÓN (CIL):**

En este proceso (figura 4), el carbón activado se adiciona a la pulpa en los tanques de lixiviación, permitiendo la adsorción del oro y de la plata desde la solución a medida que ocurre la cianuración, El avance del carbón se hace en contracorriente con la pulpa, de manera similar al CIP, empleando dos tanques de agitación e inyección de aire.

Durante el proceso se debe acondicionar el pH (10 – 11) y ajustar la concentración de cianuro. Normalmente, tiempo de residencia de la pulpa en esta etapa es de 8 horas, después del cual el carbón es separado por medio de una criba y llevado al circuito de recuperación.

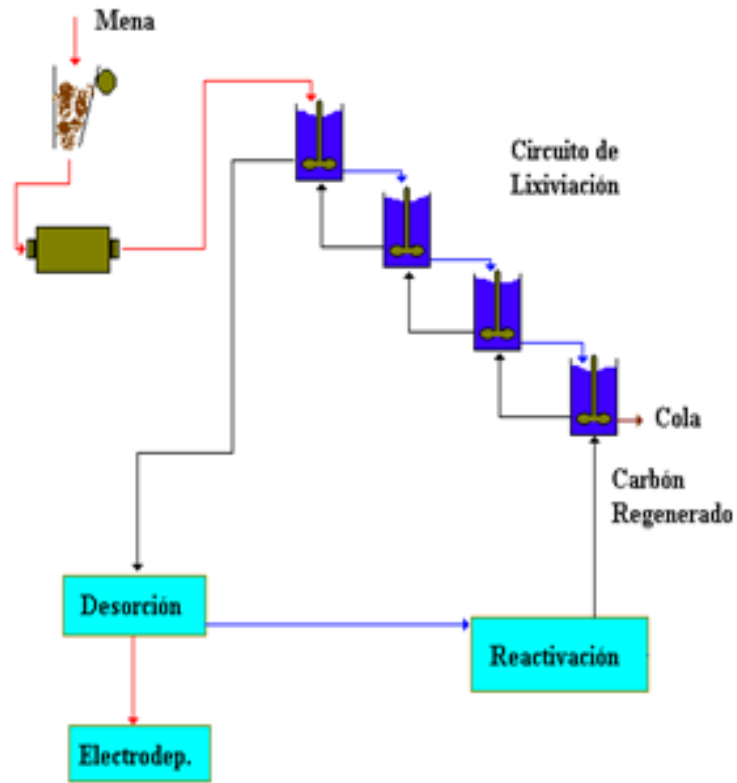


FIGURA 4. Esquema de la operación del método CIL.

Fuente: M. Sc Mario Gaete M. Capacitación minera a periodistas de la región de Coquimbo.

### CARBÓN EN COLUMNA (CIC):

En este método se hacen pasar las soluciones que se percolan de las pilas de lixiviación por varias columnas, éstas en su interior contienen el carbón activado. Las columnas que están en contacto con las soluciones cianuradas son periódicamente rotadas para tener un mayor aprovechamiento de la capacidad de adsorción del carbón.

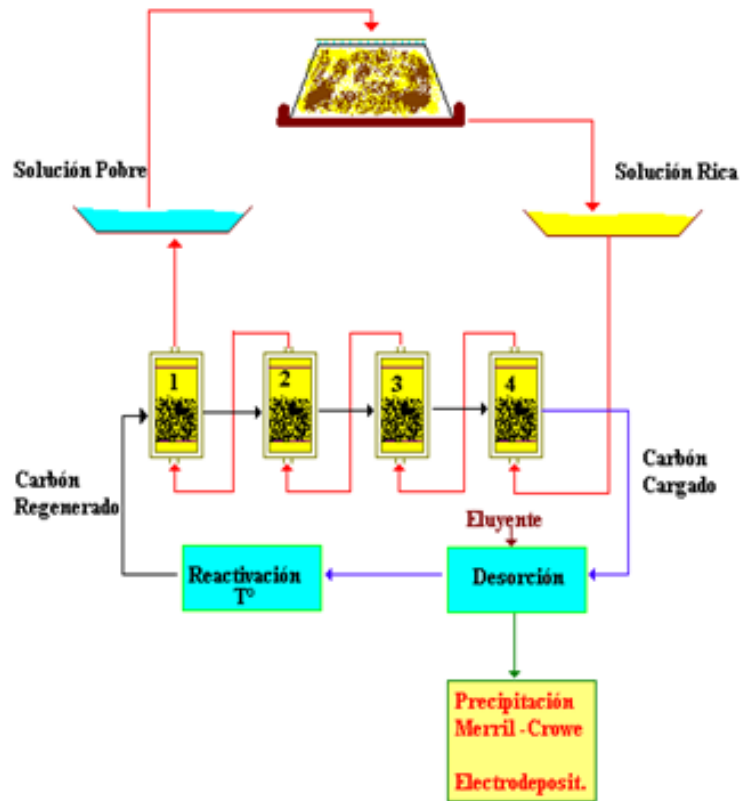


FIGURA 5. Esquema de la operación del método CIC.

Fuente: M. Sc Mario Gaete M. Capacitación minera a periodistas de la región de Coquimbo.

La alimentación de las columnas se realiza en contracorriente, lo que mantiene las partículas de carbón en suspensión evitando que el lecho se compacte. La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente y se rotan las restantes, agregándose al final una nueva columna con carbón descargado. El oro adsorbido sobre el carbón activado es extraído del mismo, mediante una solución alcalina de sulfato de sodio o una solución cianurada en caliente. El oro que contiene esta última solución cianurada se puede recuperar mediante electrolisis.

**C) Efecto de las variables más importantes del proceso de adsorción de Au y Ag con carbón activado**

**Granulometría del carbón**

La granulometría del carbón debe ser tal que no contenga un exceso de gruesos ( $> 3 \text{ mm}$ ), para evitar problemas en la agitación (embancamiento y aumento de la potencia del agitador). También se debe evitar el exceso de finos, los cuales dificultan la separación del carbón cargado con los metales del mineral (procesos CIP y CIL). Por tanto, se recomienda que menos del 40% del carbón tenga un tamaño inferior a  $75\mu\text{m}$ .

**Velocidad de Agitación**

La velocidad de agitación debe ser lo suficientemente alta 300 r.p.m para mantener los sólidos en suspensión, así como para acelerar la cinética de la reacción, debido a que se disminuye la resistencia a los fenómenos difusionales. Una velocidad de agitación demasiado alta fractura el carbón, produciéndose pérdidas de carbón fijo cargado en las colas.

**Porcentaje de sólidos (mineral)**

El porcentaje de sólidos debe ser, en la mayoría de los casos, lo más alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación, minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración. El porcentaje de sólidos en la pulpa varía entre 20 y 50%.

La velocidad de adsorción de cianuro de oro decrece con el incremento de la densidad de pulpa. Este efecto es atribuido al decrecimiento de la eficiencia de mezclado que resulta del incremento de la viscosidad.

### **Temperatura**

La velocidad de adsorción se incrementa ligeramente con el incremento de la temperatura, debido a la difusión acelerada de especies de cianuro de oro.

### **Concentración de oro en la solución**

La cinética de adsorción del oro y la capacidad de carga del carbón aumentan al incrementar la cantidad de oro en la solución de alimentación, dado que con ello se aumenta la difusión de especies.

### **Concentración de cianuro**

La solubilidad del oro aumenta con el incremento de la concentración de cianuro en solución, por tanto, al aumentar la concentración de cianuro libre en solución se disminuyen la cinética de adsorción y la capacidad de carga del carbón. Sin embargo, una alta concentración de cianuro libre, impide que otros metales interfieran en la adsorción del oro en el carbón.

### **pH**

En el rango de pH de 9 a 11, no puede disminuir debido que se formaría HCN, la variación de éste no tiene un efecto significativo sobre la velocidad de adsorción. En la práctica el pH es usualmente mantenido sobre 10 para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.

### **Concentración de carbón en la pulpa**

La adsorción de oro se ve favorecida con el incremento de la cantidad de carbón activado. Se ha encontrado que los valores óptimos de esta variable están en el rango de 400 - 800 mL solución/g carbón.

### **D) Desorción del oro del carbón activado**

El descubrimiento de J.B. Zadra de un método de desorción a inicios de 1950 hizo posible la aplicación a escala comercial del proceso CIP. Antes de este desarrollo el carbón había sido utilizado con éxito en la adsorción de oro, pero el único método efectivo para recuperar el metal era la fusión del carbón, presentando limitaciones económicas para la aplicación del método.

Las exigencias básicas en un proceso de desorción son [8]:

Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados en el carbón, a partir de una solución de desorción, en un volumen lo más pequeño posible.

Producir una solución impregnada con alta concentración de metales preciosos. Dejar el carbón listo para retornar al sistema de adsorción.

Operar con seguridad y de forma económica.

Actualmente, existen cuatro técnicas de elución empleadas a escala industrial:

**Proceso atmosférico Zadra:** Comprende la reextracción del oro a partir del carbón cargado usando una solución de 0.1% NaCN y 1% NaOH, a una temperatura de 85° a 95° C.

El proceso es llevado a presión atmosférica y el tiempo total requerido para desorber el carbón, hasta un nivel lo suficientemente bajo de oro, puede estar en el rango de 24-60 horas.

Este proceso es simple y los costos de capital y operación son relativamente bajos, lo cual lo hace apropiado para operaciones a pequeña escala.

**Proceso de reextracción con alcohol:** El carbón cargado es desorbido usando una solución de 0.1% NaCN, 1% NaOH y 20% de alcohol (C<sub>2</sub>H<sub>5</sub>OH), en volumen, a una temperatura de 80°C.

El proceso es operado a presión atmosférica y la adición de alcohol a la solución de desorción reduce el ciclo de elución a 5-6 horas. Las ventajas de este método son: Tiempos cortos de desorción, altas concentraciones de metales en la solución final de elución, baja temperatura de operación y bajo costo de capital.

**Proceso de reextracción a alta presión:** Incluye la reextracción de carbón cargado con una solución de 0.1% NaCN y 1% NaOH a 150°C y una presión de 50 psi, durante 2 a 6 horas. El aumento de la presión acelera el proceso, de tal forma que se reduce el consumo de reactivos y de carbón.

**Proceso Anglo Americano:** El proceso implica una serie de procedimientos en general, comenzando con un lavado con ácido seguido de un lavado con agua para eliminar el ácido residual. El carbón se sumerge entonces durante unos 30 minutos en una solución que contiene cerca de 1% de NaOH y 5% NaCN. Para la elución se usan 5 lechos de



volúmenes de agua caliente a una velocidad de flujo de 3 lechos de volumen por hora. La temperatura de operación recomendada es de 110°C y la presión aplicada está entre 50 y 100 KPa. El ciclo total incluyendo el lavado ácido es de 9 horas, el cual es considerablemente más corto que la reextracción atmosférica Zadra.

Las ventajas del proceso Anglo Americano son similares a aquellas de la reextracción a alta presión, las principales desventajas del proceso incluyen el uso de temperaturas y presiones elevadas y el requerimiento para corrientes múltiples lo cual tiende a incrementar la complejidad del circuito.

## **2.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES**

**2.3.1 Relave (o cola):** es un conjunto de desechos tóxicos de procesos mineros de la concentración de minerales, usualmente constituido por una mezcla de rocas molidas, agua y minerales de ganga, (o sin valor comercial), aunque también se encuentran bajas concentraciones de metales pesados, tales como, cobre, plomo, mercurio y metaloides como el arsénico.

**2.3.2 Cianuración:** (también conocida como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur-Forrest) es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro. Debido a la naturaleza venenosa del cianuro, el proceso es muy controvertido y su uso está prohibido en varios países y territorios.

**2.3.3 Optimización:** Maximizar la producción reduciendo costos.

**2.3.4 Lixiviación:** o extracción sólido-líquido, es un proceso en el que un disolvente líquido pasa a través de un sólido pulverizado para que se produzca la disolución de uno o más de los componentes solubles del sólido.

**2.3.5 Muestreo:** Muestra representativa en todo ancho de veta o zona mineralizada.

**2.3.6 Oxidante:** es un compuesto químico que oxida a otra sustancia en reacciones electroquímicas o de reducción-oxidación. En estas reacciones, el compuesto oxidante se reduce.

**2.3.7 Pulpa:** Es una mezcla de mineral molido con el agua, y viene a constituir el elemento básico de la flotación ya que contiene todos los elementos que forman el mineral.

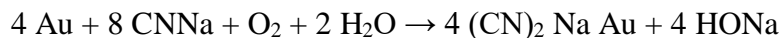
**2.3.8 Adsorción:** Proceso por el cual átomos, iones o moléculas son atrapados o retenidos en la superficie de un material en contraposición a la absorción, que es un fenómeno de volumen.

**2.3.9 Absorción:** Operación unitaria que consiste en la separación de uno o más componentes de una mezcla gaseosa con la ayuda de un solvente líquido con el cual forma solución.

#### **2.3.10 Cianuración**

La cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de las menas de oro, desde hace muchos años.

Se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, regidas por la siguiente ecuación:



Esta fórmula es conocida como la ecuación de ELSNER.

Las principales variantes de lixiviación son:

1. La lixiviación por agitación.
2. La lixiviación por percolación.

### **2.3.11 Lixiviación por agitación**

La mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas. La concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gr de cianuro por metro cubico de solución).

El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena.

Para evitarlo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino. Se adiciona lo necesario para mantener la concentración de Oca libre en la solución por encima  $100 \text{ gr/m}^3$ .

La velocidad de disolución del oro nativo depende entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata.

Es la práctica común, remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 0,105 mm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito.

Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esas maneras la presencia de reactivos necesarios para llevar adelante la solubilización del oro.

Se realizan ensayos a escala laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena.

Las variables a determinar son las siguientes:

1. Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
2. Consumo de cal por tonelada de mineral tratado.
3. Optimo grado de molienda.
4. Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
5. Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
6. Dilución más adecuada de la pulpa.

### **2.3.12 Lixiviación por percolación Lixiviación en pilas**

La cianuración en pilas es un método que ya se está aplicando con regularidad en varios yacimientos a nivel mundial, para procesar minerales de oro y plata de baja ley, se aplica también en yacimientos del tipo hidrotermal en la zona oxidada, es decir vetas de alta, pero de volumen pequeño, generalmente explotados por la pequeña minería.

La cianuración en pilas es una lixiviación por percolación del mineral acopiado sobre una superficie preparada para coleccionar las soluciones

Este método es bastante antiguo y se lo utilizaba para lixiviar minerales de cobre y uranio. Si bien este método fue concebido para explotar grandes depósitos de oro de baja ley, se lo usa también para depósitos de pequeño volumen y de alta ley, debido a sus bajos costos de capital y operación.

Su flexibilidad operativa permite abarcar tratamientos que pueden durar semanas, meses y hasta años dependiendo del tamaño del mineral con que se este trabajando.

El mineral fracturado se coloca sobre un piso impermeable formando una pila de una cierta altura sobre la que se esparce una solución de cianuro diluida, la que percola a través del lecho disolviendo los metales preciosos finamente diseminados en la mena.

La solución enriquecida de oro y plata se colecta sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia la pileta de almacenamiento, desde ahí se alimenta el circuito de recuperación.

Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos preferentemente, a saber:

- Precipitación con Carbón activado
- Cementación de oro con Zinc

## **2.4 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS**

### **2.4.1 Hipótesis General**

- La recuperación de oro y plata mediante pruebas de laboratorio será aumentada significativamente por la optimización en la lixiviación mediante

el control de las variables operacionales (pH, grado de agitación, granulometría, dosificación de reactivos) en la Compañía Minera Paraíso S.A.

### **2.5.2 Hipótesis Específicas**

- La recuperación de oro y plata mediante la caracterización del mineral será aumentada significativamente mediante la normalización de las variables intervinientes en la lixiviación en la Compañía Minera Paraíso S.A.
- El análisis de las muestras primarias influirá significativamente en la mayor recuperación de oro y plata.
- El control eficiente de las condiciones operacionales mediante pruebas de laboratorio influirá significativamente en una mayor recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración por agitación de la Planta de Beneficio Paraíso S.A.

## **2.5 DESARROLLO DE LA EXPERIMENTACIÓN**

Presente trabajo de investigación fue realizado en el laboratorio de análisis químico de la Empresa Minera Paraíso S.A.C. que se encarga de la realización de pruebas metalúrgicas. Estas pruebas se realizaron en mediante los análisis de la caracterización del mineral.

Mediante la caracterización fisicoquímica del mineral, fue posible la estimación de ciertas condiciones de los procesos metalúrgicos involucrados en una posible planta de tratamiento.

En la planta de tratamiento el proceso se realiza en sistemas de tanque agitado con la finalidad de incrementar la recuperación de oro y controlar parámetros de consumo de reactivos, tamaño de liberación, densidad de pulpa, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro, etc.; siendo nuestro principal objetivo hacer uso de cianuro de sodio para la

recuperación de oro, previa caracterización fisicoquímica del mineral , lo que nos permitió que el porcentaje de sólidos más adecuado para el manejo de los sólidos en pulpa fue del 40% en peso.

### **2.5.1 Caracterización Fisicoquímica**

Debido a que los procesos metalúrgicos extractivos requieren del manejo de pulpas, es necesario determinar algunas características fisicoquímicas del mineral tales como: Densidad, nivel de acidez, tipo de sales solubles, velocidad de sedimentación, viscosidad de pulpa y porcentaje de retención de líquidos.

### **2.5.2 Caracterización Metalúrgica**

Con el fin de determinar la respuesta del mineral frente a los procesos de beneficio y extracción, y de esta manera predecir su comportamiento metalúrgico, se realizaron los siguientes ensayos: Índice de Bond, distribución del oro por fracciones granulométricas, grado de lixiviabilidad y la distribución del oro en diferentes matrices.

### **2.5.3 Preparación y toma de muestra:**

Se realizó un muestreo con el relave procedente de la zona de Secocha, para efectuarle pruebas de investigaciones metalúrgicas tendentes a captar mayor contenido de Oro posible.

Se realizó un cuarteo correspondiente, de lo cual se tomaron partes proporcionales para efectuar:

- Análisis Químico Cuantitativo de cabeza.
- Determinación del Peso Específico Aparente.
- Análisis Granulométrico.

- Pruebas experimentales de cianuración sin carbón activado.
- Pruebas experimentales de cianuración con carbón activado.

#### **2.5.4 Procedimiento:**

Para todas las pruebas de cianuración se realizaron el mismo procedimiento, el cual se describe a continuación: (ver anexo fig. 6)

- 1) Se coge una cantidad de muestra mayor de la que se va a utilizar en la prueba. Se cuartea bien y se separa unos 150 gramos para calcular la ley de cabeza. Se realiza un ensayo al fuego, posteriormente se ataca con ácido nítrico y se pesa en la balanza analítica para determinar la cantidad de oro presente en el mineral.
- 2) Se pesa una cantidad de material a utilizarse, se coloca dentro del recipiente de agitación y se añade la cantidad de agua necesaria para obtener la densidad de pulpa que se va a utilizar.
- 3) Se agita la pulpa por 20 minutos y luego se mide el pH.
- 4) Se agrega la cantidad de cal o soda cáustica necesaria para elevar el pH a un valor apropiado para la cianuración. La cantidad de cal o soda que se añade se va a determinar experimentalmente, es decir, se agrega la cal o soda, se mide el pH, y se medirá hasta que el pH oscile entre 10 y 12.
- 5) Inmediatamente se agrega el cianuro para mantener la concentración del mismo, que se requiere para la prueba, se prenden los agitadores.
- 6) Control y reajuste de cal y cianuro, pasado un tiempo de agitación de 2 horas se saca la muestra de solución 125 ml, se mide el pH y se clarifica para titular la muestra. En caso de que hubiera un descenso de pH se agrega soda hasta



recuperar su pH inicial, y en caso de que la concentración de CN disminuyera se le adiciona la cantidad que se consumió por la lixiviación, se anota los consumos de las cantidades de reactivos que se agregaron:

$$NaCN \text{ libre } (\%) = \text{Consumo } AgNO_3(ml) * V.Solución(ml) * factor(0.0337) / 1000ml * 100\%$$

$$NaCN \text{ libre } (gr) = NaCN \text{ libre } (\%) * \text{Volumen del agua en pulpa}$$

$$NaCN \text{ para reajustar} = NaCN \text{ inicial } (gr) - NaCN \text{ libre } (gr)$$

## 2.6 ENSAYO AL FUEGO

### 2.6.1 Fundición

También conocido como ensayo al fuego es un proceso que consiste en producir una fusión de la muestra usando reactivos fundentes adecuados en hornos con ladrillos refractarios a una temperatura por encima de 1,050 °C para obtener dos fases:

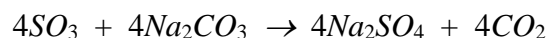
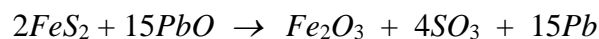
Los dos líquidos se separan en dos fases debido a su inmiscibilidad y gran diferencia de densidad. Estos se solidifican al enfriarse. El plomo sólido, (con los metales nobles colectados se separa de la escoria como régulo).

En el proceso de fundición los reactivos que acompañan a la muestra genera dos tipos de reacciones: de oxidación y reducción.

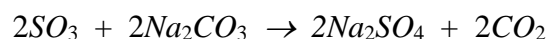
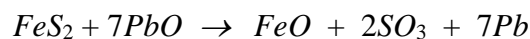
#### 2.6.1.1 Reacciones de Reducción:

Los minerales sulfurados, como la Pirita  $FeS_2$ , la Arsenopirita  $FeAsS$ , la Calcopirita  $CuFe_2$ , la Calcosita  $Cu_2S$ , la Galena  $PbS$ , la Blenda  $ZnS$  y otros reducen al litargirio a plomo metálico. Otro de los reductores muy usados en fundición es la harina de trigo o el almidón. Las reacciones más importantes se producen:

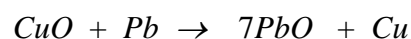
Presencia de litargirio y carbonato:



En presencia de menor cantidad de litargirio y carbonato:



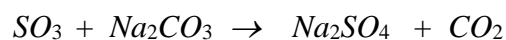
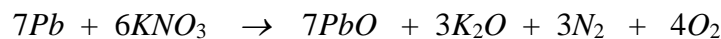
En el proceso de fundición, las reacciones de reducción, muchas de las impurezas metálicas se reducen a metal que también es colectado por el plomo y contamina el dore. Pero el cobre en contacto con el plomo fundido se reduce a cobre elemental.



### 2.6.1.2 Reacciones de Oxidación:

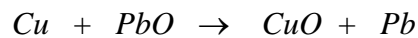
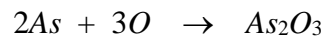
En la fundición es muy importante la oxidación de minerales sulfurosos para un perfecto control de la reacción, así mismo permite eliminar las impurezas volátiles como el azufre en  $SO_2$ , arsénico  $As_2O$ , antimonio  $Sb_2O_3$ , etc.

Para la oxidación de las muestras se utiliza de preferencia el nitrato de potasio o nitrato de sodio. Las reacciones están representadas por las siguientes ecuaciones:



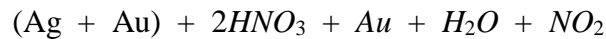
## 2.6.2 Copelación

Este proceso consiste en colocar el régulo en unas copelas de magnesita e introducir al horno de fundición o copelación a una temperatura de 920 °C. es un proceso de oxidación donde el plomo es absorbido por la copela en más de 98%, el resto se volatiliza junto con las impurezas para dejar un botoncito muy pequeño de aspecto brillante que viene a ser el dore; una aleación de oro y plata. Las reacciones químicas están representadas por las siguientes ecuaciones:



#### **2.6.2.1 Ataque químico del Dore:**

Separación de oro – plata, usando ácido nítrico en concentraciones de 1:5; 1:1 y químicamente puro, cuando se trata del análisis final de oro por gravimetría. Su reacción química está representada por la siguiente ecuación:



### **2.6.3 Procedimiento del análisis**

#### **2.6.3.1 Proceso de fundición:**

La muestra pulverizada se pesa y se trasvasa a los crisoles de arcilla conteniendo fundente para ser mezclado, para dosificar las muestras se adiciona 2 gramos de harina para cada crisol de arcilla, posteriormente se añade un poco de bórax se lleva a los hornos de fundición a una temperatura de 1050°C, por un tiempo de 50 minutos con el fin de obtener las fases líquidas y metálicas.

Pasado los 50 minutos sigue la separación de escoria, donde se obtiene el régulo de plomo que contiene los metales de interés (Au y Ag), para luego darles forma de cubos (para facilitar su manipulación); usando un martillo.

#### **2.6.3.2 Proceso de Copelación:**

Se calientan las copelas por 60 minutos, para luego fundir el régulo de plomo, los régulos son colocados en las copelas de magnesita dentro del horno a una temperatura de 920°C. Este es un proceso de oxidación donde el 98.5% de Plomo queda atrapada en las copelas y el 1.5% junto con las impurezas se volatiliza por los ductos del extractor.

Pasado los sesenta minutos se sacan las copelas y seguimos con la laminación del botón (debe hacerse con bastante cuidado con el fin de no romper ni contaminar la muestra).

#### **2.6.3.3 Proceso del ataque químico del doré:**

Los botoncitos de dore oro – plata se colocan en crisoles de porcelana sobre una plancha de calentamiento a 120°C, adicionando ácido nítrico 1:5; 1:1; químicamente puro para disolver toda la plata, obteniendo una solución de nitrato de plata y oro.

El lavado se realiza con agua destilada tres o cuatro veces, para obtener el oro libre de la solución de nitrato de plata, para luego pasar al calcinado para darle el color característico introduciéndola en una mufla por minuto a 700°C.

Por último pesar en la micro balanza electrónica, registrar los pesos y realizar los cálculos correspondientes.

#### **Equipos utilizados**

- Agitadores tipo Denver.
- Baldes de plástico de 5 litros.

#### **Equipos necesarios para la titulación de cal y cianuro:**

- Buretas
- Erlen Meyers de 25 mililitros
- Goteros
- Pipetas de 5 y 10 mililitros

#### **Equipos necesarios para filtrar:**

- Matraz
- Papel Filtro N° 4
- Embudos de vidrio

#### **Equipos para realizar el ensayo al fuego:**

- Hornos eléctricos
- Fundente
- Crisoles cerámicos
- Copelas N° 7
- Estufa
- Matraz
- Embudos
- Mufla

- Polvo de zinc
- Acetato de plomo
- Ácido nítrico
- Micro balanza electrónica.

### **Reactivos**

- Cianuro de grado industrial
- Cal, 50% de pureza o soda cáustica industrial.
- Nitrato de plata
- Harina
- Ioduro de Potasio
- Agua destilada.

# CAPÍTULO III

## METODOLOGIA

### 3.1 DISEÑO METODOLÓGICO

#### 3.1.1 Tipo

De acuerdo al propósito de la investigación, naturaleza de los problemas y objetivos reúne las condiciones suficientes para ser calificado como **Investigación Aplicada**.

**1. Aplicada:** La investigación aplicada tiene por objetivo la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo. Este tipo de estudios presenta un gran valor agregado por la utilización del conocimiento que proviene de la investigación básica. De esta manera, se genera riqueza por la diversificación y progreso del sector productivo. Así, la investigación aplicada impacta indirectamente en el aumento del nivel de vida de la población y en la creación de plazas de trabajo.

La Figura 1 presenta el desarrollo del proceso investigativo desde la concepción de la idea hasta la elaboración del producto.

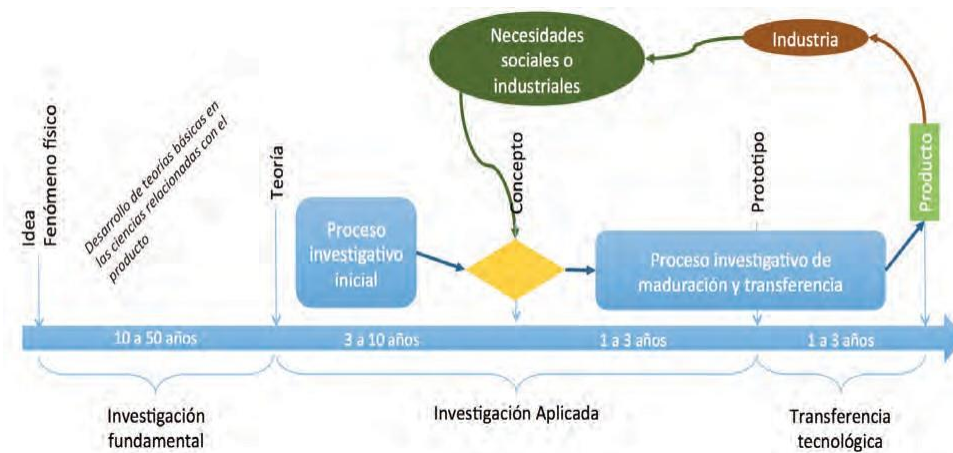


Figura N° 1: Desarrollo del proceso investigativo

**2. Correlacional:** Evalúa la relación que existe entre dos o más conceptos, categorías o variables en determinado contexto.

### 3.1.2 Enfoque

Mixto, cuantitativo-cualitativo.

Se tomará el enfoque cuantitativo porque se pretende obtener la recolección de datos para conocer o medir el fenómeno en estudio y encontrar soluciones para la misma; la cual trae consigo la afirmación o negación de la hipótesis establecida.

La investigación también será cualitativa, la cual consiste en utilizar la recolección de datos sin medición numérica para descubrir o afinar preguntas en el proceso del desarrollo de la tesis.

## 3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA

### 3.2.1 Población

La población de la investigación estará comprendida por 20 análisis de muestras de lixiviación método carbón en pulpa realizados diariamente.



### 3.2.2 Muestra

La muestra será determinada en base al método probabilístico estratificado y aplicando la fórmula estadística para poblaciones menores a 100 000.

$$n_0 = \frac{Z^2 * N * p * q}{e^2 * (N + 1) + Z^2 * p * q}$$

Sabiendo que:

p : Probabilidad de éxito (50%)

q : Probabilidad de fracaso (50%)

Z : Estadístico Z, a un 95% de confianza (1.96)

N = Tamaño de la población (20 análisis)

e = Precisión o error máximo admisible (5%)

n = Tamaño de la muestra

El tamaño de la muestra es la siguiente:

$$n_0 = \frac{(1.96^2 * 20 * 0.5 * 0.5)}{[0.05^2 * (20 + 1) + 1.96^2 * 0.5 * 0.5]} = 19 \text{ analisis}$$

Muestra ajustada:

$$n = \frac{n_0}{\left(1 + \frac{n_0}{N}\right)}$$

$$n = \frac{19}{\left(1 + \frac{19}{20}\right)} = 10 \text{ analisis}$$

### 3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES.

**Indicadores de la variable independiente (X):** Análisis de muestras mineralógicas con contenido aurífero y argentífero.

1. Fuerza de cianuro
  - Alta concentración
  - Mediana concentración
  - Baja concentración
2. Temperatura
  - Optima
  - No optima
3. Inyección de oxígeno
  - Optima
  - No óptima
4. Tiempo de residencia
  - Óptimo
  - No óptimo

**Indicadores de la variable dependiente (Y):** Aumentar la recuperación de oro

5. Recuperación:
  - ✓ Alto
  - ✓ bajo

TIPO VARIABLE	VARIABLE	INDICADOR
Dependiente	Aumentar la recuperación de oro	% de Recuperación
Independiente	Análisis de muestras minerales auríferas	

### 3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

#### 3.4.1 Técnicas a Emplear

Las técnicas a emplear serán las siguientes:

- Análisis Químico – Metalúrgico
- Control operacional de las variables.
- Medición de las variables.

#### 3.4.2 Descripción de los Instrumentos

Para lograr cumplir los objetivos de la tesis, se utilizará los siguientes instrumentos:

- **Tanques agitados;** Se realizaron pruebas adicionales de velocidad de agitación, tiempo de residencia, temperatura y concentración de cianuro.
- **Termómetro**
- **Hoja de recolección de datos:** también llamada hoja de registro, sirve para reunir y clasificar la información. Este instrumento nos ayudará a registrar toda la información obtenida de las diversas corridas experimentales.

### 3.5 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.

La técnica a utilizarse será la siguiente:

Hoja de Excel para el procesamiento de la base de datos tomada de los análisis químicos – metalúrgicos y su respectivo procesamiento.

# CAPÍTULO IV

## RESULTADOS

La Investigación relacionada con el análisis de muestras minerales auríferas se ha desarrollado en tres etapas:

- Primera Etapa: Análisis mineralógico
- Segunda Etapa: Cianuración
- Tercera Etapa: Cianuración con carbón activado

A continuación se presentan los resultados obtenidos y un análisis de estos.

### 4.1 PRIMERA ETAPA

#### 4.1.1 Caracterización Mineralógica

Las tablas 1 y 2 contienen los resultados del análisis microscópico de cada composites, donde se muestran las composiciones mineralógicas presentes en la mena, en la ganga y en las alteraciones y en óxidos.

**Tabla 1. Composición mineralógica del composite oxidado**

%	Mena	%	Ganga	%	Alteraciones y óxidos
tr	Oro electrum	40	Cuarzo	40	Hematita-Goethita
3	Pirita	15	Moscovita	tr	Magnetita
tr	Calcopirita	tr	Zircón	tr	Rutilo
tr	Galena	tr	Titanita		

tr: < 0,5%



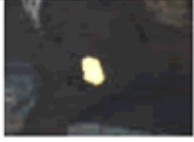


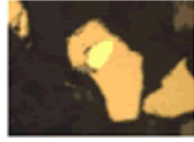


**Tabla 2. Composición mineralógica del composite sulfurado**

%	Mena	%	Ganga	%	Alteraciones y óxidos
tr	Oro electrum	40	Cuarzo	8	Hematita-Goethita
40	Pirita	10	Moscovita	tr	Rutilo
tr	Galena	1	Zircón	tr	Magnetita
tr	Esfalerita	tr	Titanita	tr	Ilmenita
tr	Arsenopirita	tr	Clorita		
		tr	Turmanita		

tr: < 0,5%

La presencia de minerales consumidores de cianuro y de oxígeno, tales como los óxidos de hierro y sulfuros de hierro respectivamente (Lopez, M.E., 1999), indican que durante el proceso de lixiviación, el composite oxidado será controlado por la concentración de cianuro y para el composite sulfurado, el control lo ejercerá el oxígeno disuelto. Por otra parte, los dos composites contienen cantidades apreciables de arcilla, situación que dificulta el proceso de lixiviación, ya que las arcillas aumentan la viscosidad de la pulpa, dificultando la difusión del oxígeno en la solución. Este problema es más crítico para el composite sulfurado por presentar además minerales consumidores de oxígeno. Otros minerales que se presentan en pequeñas cantidades como la galena, calcopirita y esfalerita actúan como consumidores de cianuro. Mediante la caracterización mineralógica, también se determinó la ocurrencia y el tamaño promedio de las partículas

de oro. En la Figura 1 se presentan algunas de las micrografías, obtenidas durante este análisis.

<p><b>Composite oxidado</b></p>	 <p>Oro electrum asociado a hematita-goethita, 100X52, 38X34 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro nativo incluido en óxidos de hierro, 23X8 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro electrum incluido en cuarzo, 22X15 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro electrum asociado a hematita-goethita, 9X8 <math>\mu\text{m}</math></p>
<p><b>Composite sulfurado</b></p>	 <p>Oro electrum libre, 62X25, 26X15 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro electrum incluido en pirita, 54X38 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro electrum incluido en hematita-goethita, 9X8 <math>\mu\text{m}</math></p>	 <p>Oro incluido con pirita, 13X7, 11X10, 8X6 <math>\mu\text{m}</math></p>

**Figura 1.** Presencia del oro en cada composites

#### 4.1.2 Caracterización Físicoquímica

Durante la caracterización físicoquímica se determinaron algunos parámetros importantes para la selección de los procesos y diseño de los equipos de la planta de procesamiento.

- **Determinación de densidades.** Se determinaron tres tipos de densidades: densidad aparente aireada, densidad real por desplazamiento de volumen y densidad por picnometría. Para estos ensayos las muestras de mineral fueron molidas hasta un D80 a tres diferentes granulométrica. Los resultados se presentan en la Tabla 3.

**Tabla 3.** Densidades reales y aparentes de cada composite.

<b>Composite oxidado</b>			
<b>Densidad (g/cc)</b>	<b>60 Tyler (250 µm)</b>	<b>100 Tyler (150 µm)</b>	<b>200 Tyler (75 µm)</b>
Densidad aparente	1,113	1,053	0,833
Densidad real por desplazamiento de volumen	2,863	2,858	3,710
Densidad real picnométrica	--.--	--.--	2,825
<b>Composite sulfurado</b>			
<b>Densidad (g/cc)</b>	<b>60 Tyler (250 µm)</b>	<b>100 Tyler (150 µm)</b>	<b>200 Tyler (75 µm)</b>
Densidad aparente	1,112	1,093	0,909
Densidad real por desplazamiento de volumen	2,859	2,826	3,333
Densidad real picnométrica	--.--	--.--	2,830

Las diferencias notables de densidades reales por desplazamiento del mineral pasante malla 200 Ty, fue debido a la presencia de arcillas, que al estar a una granulometría fina y en contacto con agua, se hinchan al atrapar parte del líquido en su estructura cristalina (Hurlbut, C.; 1998). Esta diferencia fue más notoria en el composite oxidado debido a la mayor cantidad de arcillas que este contenía.

- **Determinación de sales solubles.** La presencia de sales solubles en los composites fue negativa, ya que según la determinación cualitativamente no se detectaron las sales ferrosas, férricas, ni sales de cobre y de zinc. Esto indica que no es necesario pensar en el lavado del mineral antes de la cianuración, procedimiento que se acostumbra realizar para prevenir el consumo de cianuro por estas sales.
- **Determinación del grado de Acidez.** La determinación del pH es un parámetro necesario para evaluar el consumo de reactivos, teniendo en cuenta que el proceso de cianuración se realiza en un rango de pH de 10,5 a 11. El pH fue estimado con agua destilada, siguiendo el procedimiento indicado en la norma ASTM D 4972-89. Los resultados se presentan en la Tabla 4.

**Tabla 4.** Acidez de los composites

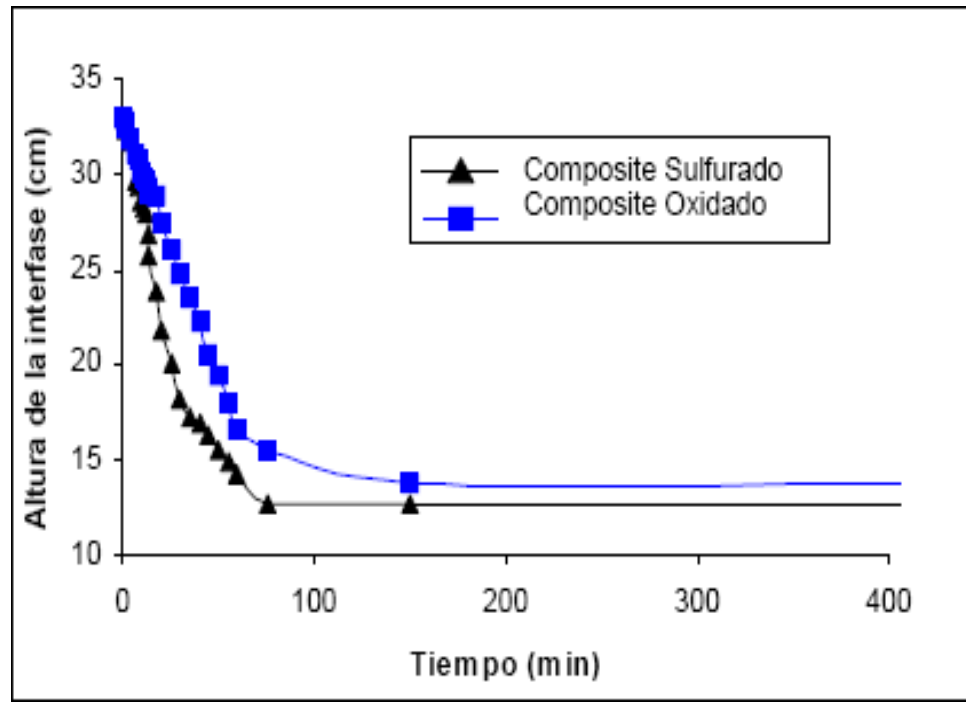
Composite	pH
Oxidado	5,30
Sulfurado	5,45

Según los resultados de pH, las dos menas fueron de tipo ácido y sería necesario antes del proceso de cianuración, la adición de reactivos como cal para elevar el pH a los niveles requeridos.

- **Determinación de las velocidades de sedimentación.** Los ensayos de velocidad de sedimentación proporcionaron criterios de selección para los procesos de separación sólido-líquido. En la Figura 2 se muestran las curvas de sedimentación representativas de cada mena a una granulometría de 200 Tyler. Por medio del método de Coe-Clavenger (Foust, A et al., 1997; Vásquez, C. Pardavé W.; 1996) se



determinaron las curvas de velocidad de sedimentación las cuales se presentan en la Tabla 9.



**Figura 2.** Curvas de sedimentación a D80 200 mallas Tyler.

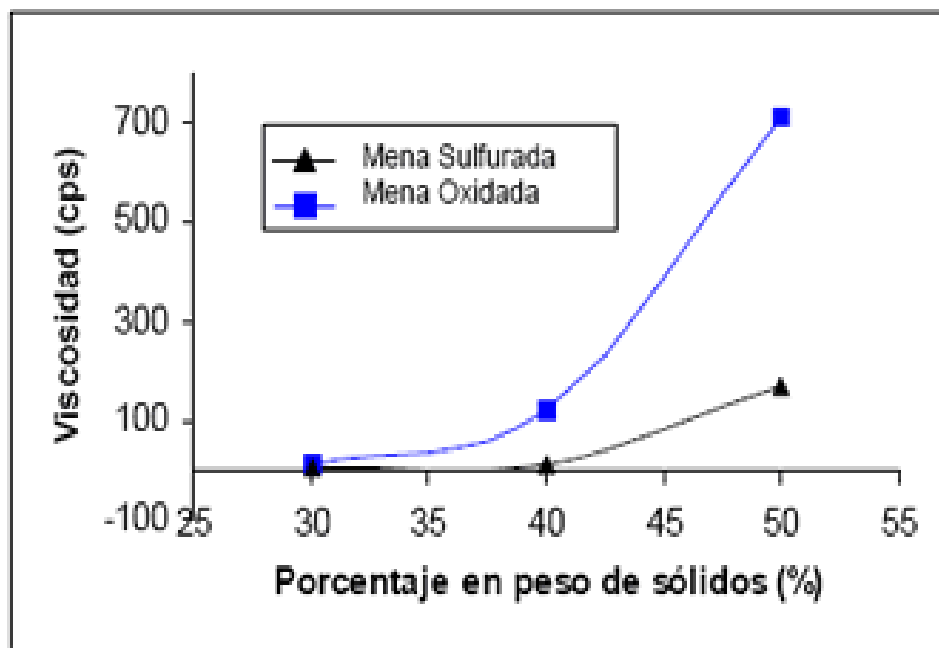
**Tabla 5.** Velocidades de sedimentación a diferentes granulometrías, pasante 80%.

Velocidades de sedimentación	Composite Oxidado			Composite Sulfurado		
	60 Ty	100 Ty	200 Ty	60 Ty	100 Ty	200 Ty
cm/min	0,908	0,786	0,275	0,967	0,700	0,371

Según estos resultados, el composite oxidado presenta velocidades de sedimentación menores a todas las granulometrías, debido posiblemente a la mayor cantidad de arcillas que dificultan el proceso de sedimentación. Por tal motivo y con el fin de acelerar las velocidades de sedimentación y obtener áreas de espesamiento menores,

se recomienda evaluar algunos reactivos que actúen como agentes floculantes como la cal o polímeros sintéticos.

- **Determinación de la viscosidad.** Se determinó la viscosidad en pulpa, a diferentes porcentajes de sólidos, con el fin de estimar el porcentaje de sólidos más adecuado para los procesos que involucre manejo de pulpas, especialmente en el proceso de agitación. Las muestras fueron molidas hasta una granulometría de D80 200 mallas Tyler y el equipo empleado fue un viscosímetro rotatorio de agujas. Los resultados de estos análisis se presentan en la Figura 3.



**Figura 3.** Curvas de viscosidad de pulpas minerales a diferentes % de sólidos en peso.

Se observa que la viscosidad del mineral oxidado es mayor que la del sulfurado para todo el rango de porcentaje de sólidos, este comportamiento es debido a la mayor cantidad de arcillas que tiene el composite oxidado.

Para porcentajes de sólidos mayores al 40%, se presenta un aumento excesivo en la viscosidad para ambas muestras, por este motivo se estima este porcentaje como apropiado para el manejo de pulpas durante los procesos que requieran agitación. No es aplicable tratar pulpas con porcentajes de sólidos menores al 40%, ya que se requerían equipos con mayores capacidades para tratar la misma cantidad de mineral.

- ***Determinación del porcentaje de retención de líquidos.*** Para la determinación de este parámetro, las muestras fueron molidas hasta una granulometría D80 a diferentes mallas. De cada muestra se tomaron 50 gramos y se preparó una pulpa al 10% en peso de sólidos. La pulpa se mantuvo en agitación durante 2 horas a 1500 rpm, con el fin de lograr mojar todo el mineral. Posteriormente la pulpa se dejó en reposo por 24 horas y luego se filtró al vacío con papel franja negra, hasta observar el líquido en la parte superior de la torta. La torta filtrada se peso en una balanza analítica con sensibilidad de hasta 0,1 g, y luego se seco en estufa a una temperatura de 100 °C hasta obtener un peso constante. La diferencia entre los pesos de la torta húmeda y seca, corresponde al valor de líquido retenido, el cual puede ser expresado en porcentaje, siendo el 100% el peso de la torta húmeda. Los resultados de estos ensayos se muestran en la Tabla 06.

**Tabla 06.** Porcentajes de retención de líquidos a diferentes granulometrías, pasante 80%.

<b>Velocidades de sedimentación</b>	<b>Porcentaje de retención de líquidos (%)</b>		
	<b>60 Tyler</b>	<b>100 Tyler</b>	<b>200 Tyler</b>
<b>Composite oxidado</b>	30,0	32,5	35,3
<b>Composite sulfurado</b>	25,2	27,0	30,7

Los porcentajes de retención de líquidos para ambas muestras son altos. Este comportamiento predice la dificultad para la implementación de procesos de filtración. El composite oxidado presentó porcentajes de retención de líquidos mayores al sulfurado, esto se atribuye nuevamente a la presencia de arcillas y finos que retienen y obstaculizan la filtración de las soluciones.

#### **4.1.3 Caracterización Metalúrgica**

Con la caracterización metalúrgica se determinó la respuesta del mineral a los procesos beneficio y extracción.

- ***Determinación del Índice de Bond.*** Este parámetro se determinó con el fin de estimar el consumo energético y posteriormente emplearlo en el dimensionamiento de los equipos de conminución necesarios para el montaje de la planta. Por otra parte, mediante este parámetro es posible estimar el mineral predominante en la mena, basándose en las referencias de los índices de bond para minerales puros. El índice de Bond o Work Index, para estos minerales fue de 14,979 Kwh/t. Esto nos corrobora los resultados de la caracterización mineralógica, en donde se estimó una cantidad de cuarzo superior al 40% en los composites; ya que el Work Index del cuarzo es 14,4 (Benvindo, A., et al, 1998).
- ***Determinación de la distribución de oro y de plata por fracciones granulométricas.*** Se determinó este parámetro, con el fin de establecer el rango de granulometría en el cual se encuentra el oro.

Las muestras fueron molidas hasta D80 60 mallas Tyler y posteriormente tamizadas usando las mallas 60, 100 y 200 Tyler. Se pesó y se determinó el tenor de oro y de

palta en cada una de las fracciones granulométricas. En las figuras 4 y 5, se presentan los resultados para cada composite.

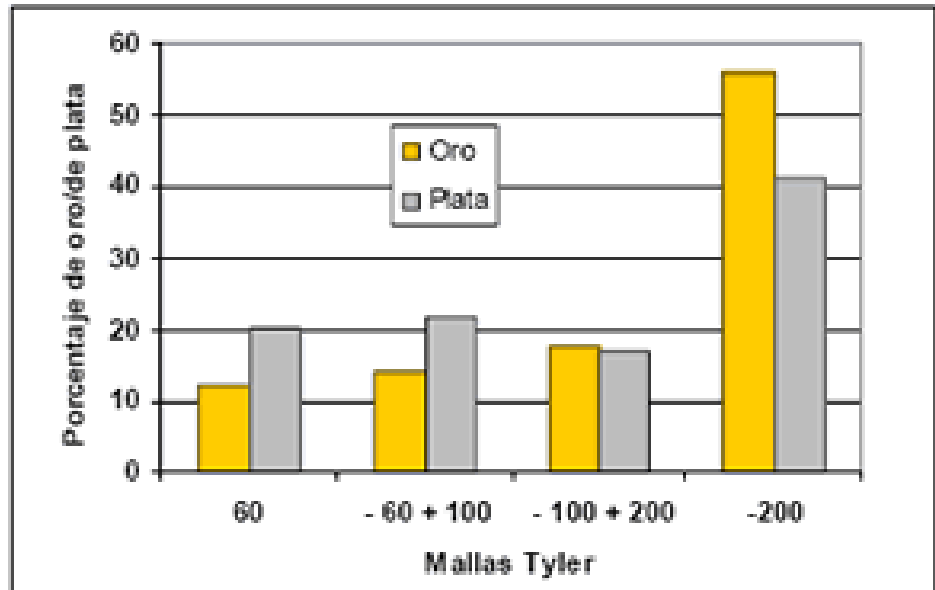


Figura 4. Distribución de oro y de plata del mineral oxidado

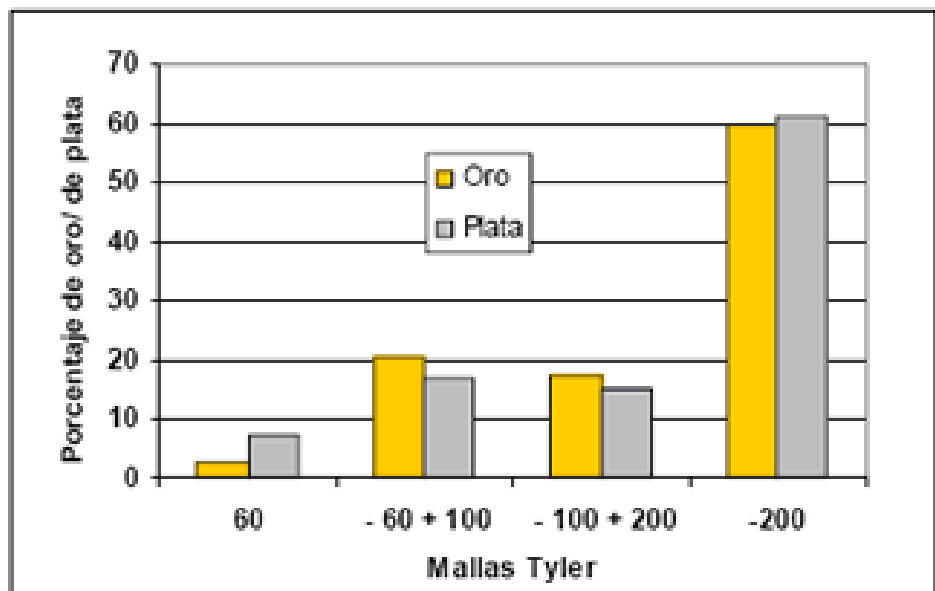


Figura 5. Distribución de oro y de plata del mineral sulfurado

La mayor cantidad de oro se encuentra en la granulometría fina, – 200 Tyler (-75  $\mu\text{m}$ ), lo que corrobora que el oro se encuentra a un tamaño muy fino. Por tal motivo, no es aplicable la implementación de procesos de concentración gravimétrica, ya que se perdería parte del oro en las colas de concentración. Por otra parte, para lograr exponer o liberar el oro, se recomienda moler el mineral hasta una granulometría fina, - 200 Tyler.

- **Determinación del Grado de Lixiviabilidad.** Se determinó por el ensayo de lixiviación en botella, usando como reactivo lixivante el cianuro de sodio (NaCN). El grado de lixiviabilidad de una mena aurífera se clasifica de acuerdo al porcentaje de oro o plata disueltos a las 96 horas de tratamiento con cianuro, los resultados para cada tipo de mineral se presentan en la Tabla 07. En la Tabla 08 se presenta la clasificación del tipo de mena según el grado de lixiviabilidad.

**Tabla 07.** Porcentajes de oro y de plata disueltos a las 96 horas de lixiviación en botella.

<b>Composite</b>	<b>Oro disuelto (%)</b>	<b>Plata disuelta (%)</b>
<b>Composite oxidado</b>	88,12	49,25
<b>Composite sulfurado</b>	94,15	84,86

**Tabla 08.** Grado de lixiviabilidad de un mineral de acuerdo al porcentaje de oro disuelto (La Brooya, S. R., et al, 1994; Albert, T., 2000).

Oro disuelto (%)	Grado de lixiviabilidad
< 65	Difícilmente Lixiviable
65 – 85	Medianamente Lixiviable
> 85	Altamente Lixiviable

Según la cantidad de oro disuelto, los dos composites se pueden clasificar como altamente lixiviables, lo que indica que las menas no presentan refractariedad a la cianuración. El grado de lixiviabilidad de acuerdo a la plata disuelta, clasifica al mineral oxidado como difícilmente lixiviable y el mineral sulfurado como medianamente lixiviable.

## 4.2 SEGUNDA ETAPA

La segunda etapa de la experimentación está relacionada con las pruebas de cianuración realizadas en el laboratorio.

### 4.2.1 Cianuración

Se realizaron pruebas convencionales de cianuración en laboratorio y realizando análisis cada 1, 3, 6, 12, 24, 36, 48, 60 y 72 horas y determinando el consumo de NaCN y NaOH en unidades de gr/tc.

Tabla N° 01

Consumos Acumulados de NaCN y NaOH

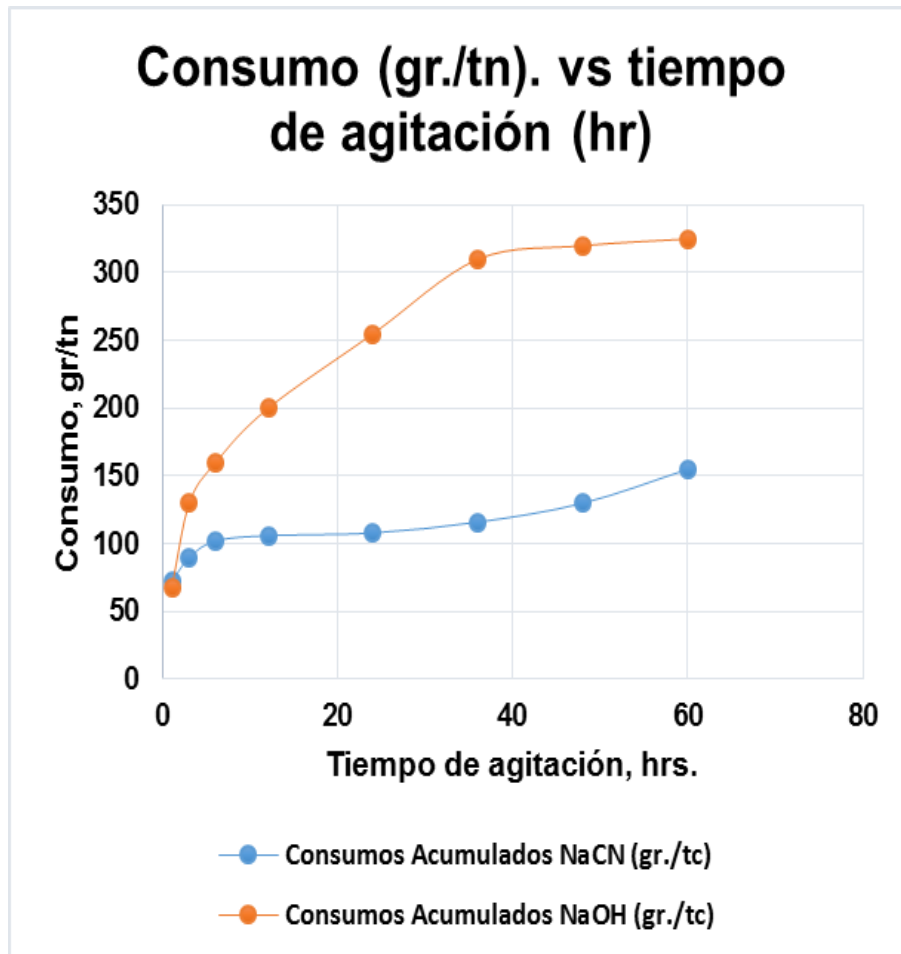
Tiempo (hr)	Consumos Acumulados		Recuperación (%)
	NaCN (gr./tc)	NaOH (gr./tc)	
1	72	68	36.0
3	90	130	53.5
6	102	160	65.3
12	106	200	72.0
24	108	255	78.3
36	116	310	81.8
48	130	320	86.3
60	150	325	89.3
72	160	328	90.2

Fuente: Elaboración Propia



Gráfico N° 01:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)



**Tabla N° 02**

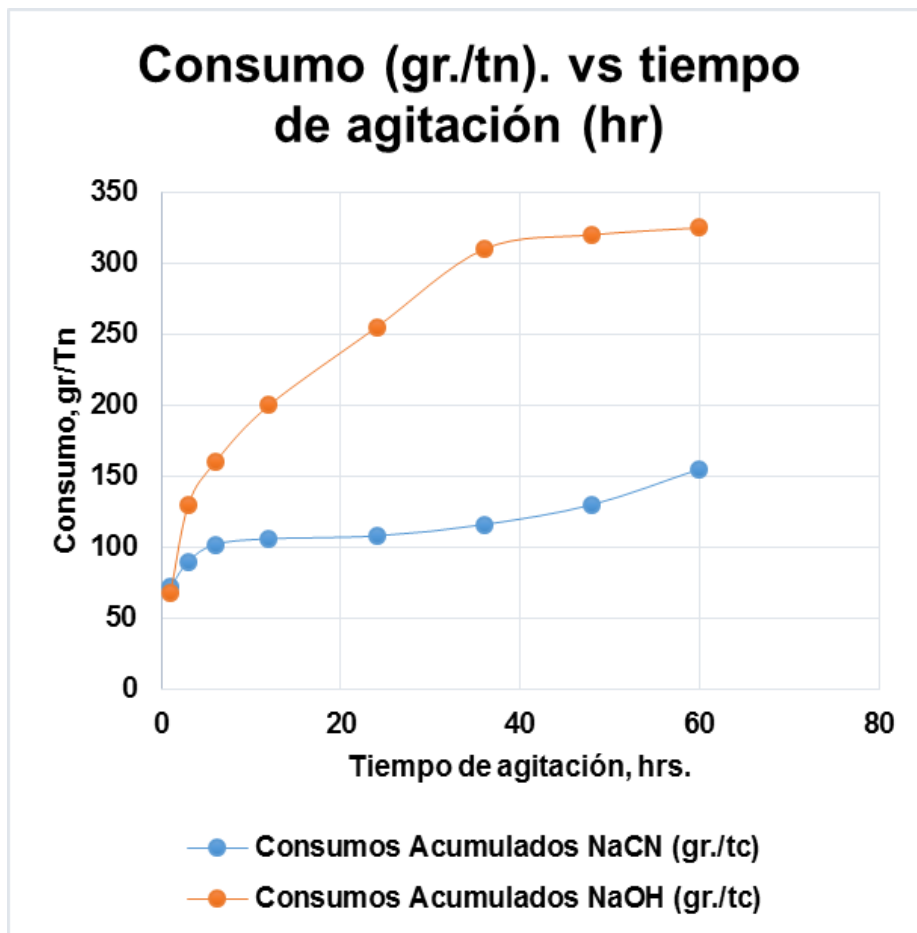
**Consumos Acumulados de NaCN y NaOH**

<b>Tiempo (hr)</b>	<b>Consumos Acumulados</b>		<b>Recuperación (%)</b>
	<b>NaCN (gr./tc)</b>	<b>NaOH (gr./tc)</b>	
1	70	68	36.0
3	88	125	53.5
6	105	155	65.3
12	110	190	72.0
24	112	245	78.3
36	120	300	81.8
48	135	330	86.3
60	150	340	89.3
72	162	350	90.4

**Fuente:** Elaboración Propia

Gráfico N° 01:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)



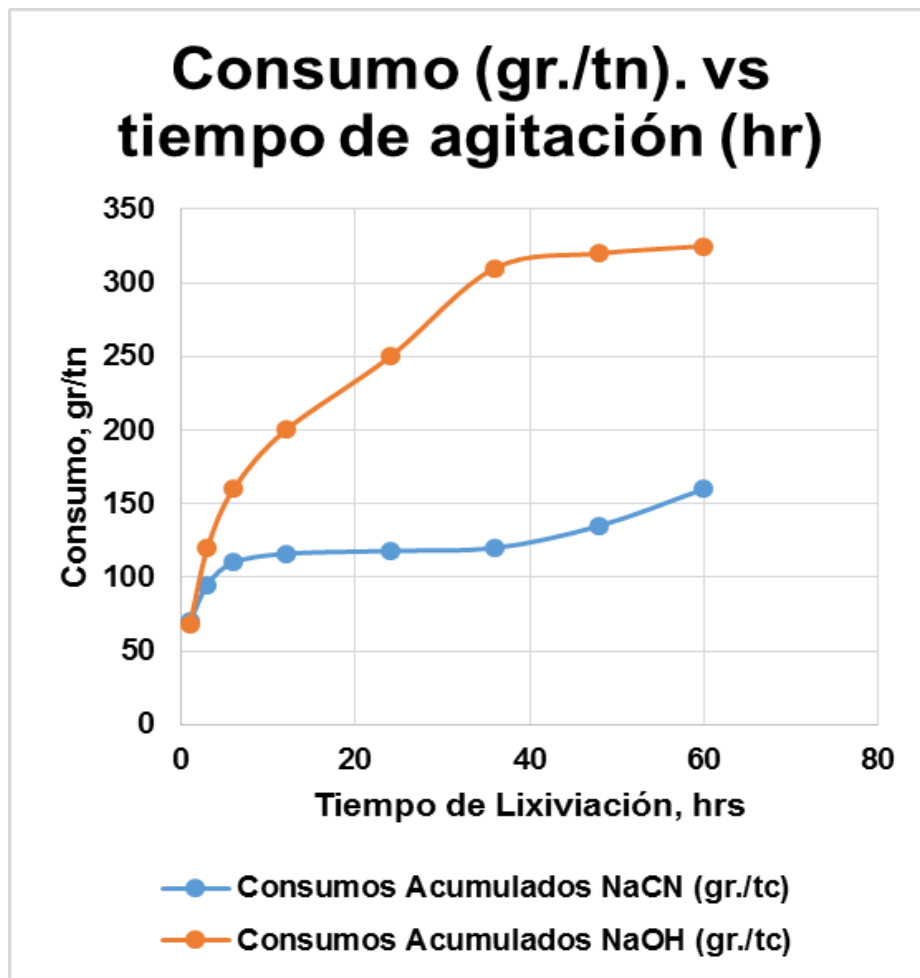
**Tabla N° 03**

**Consumos Acumulados de NaCN y NaOH**

<b>Tiempo (hr)</b>	<b>Consumos Acumulados</b>		<b>Recuperación (%)</b>
	<b>NaCN (gr./tc)</b>	<b>NaOH (gr./tc)</b>	
1	70	68	36.0
3	95	120	53.5
6	110	160	65.3
12	116	200	72.0
24	118	250	78.3
36	120	310	81.8
48	135	320	86.3
60	148	325	89.3
72	162	345	90.5

Gráfico N° 03:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)



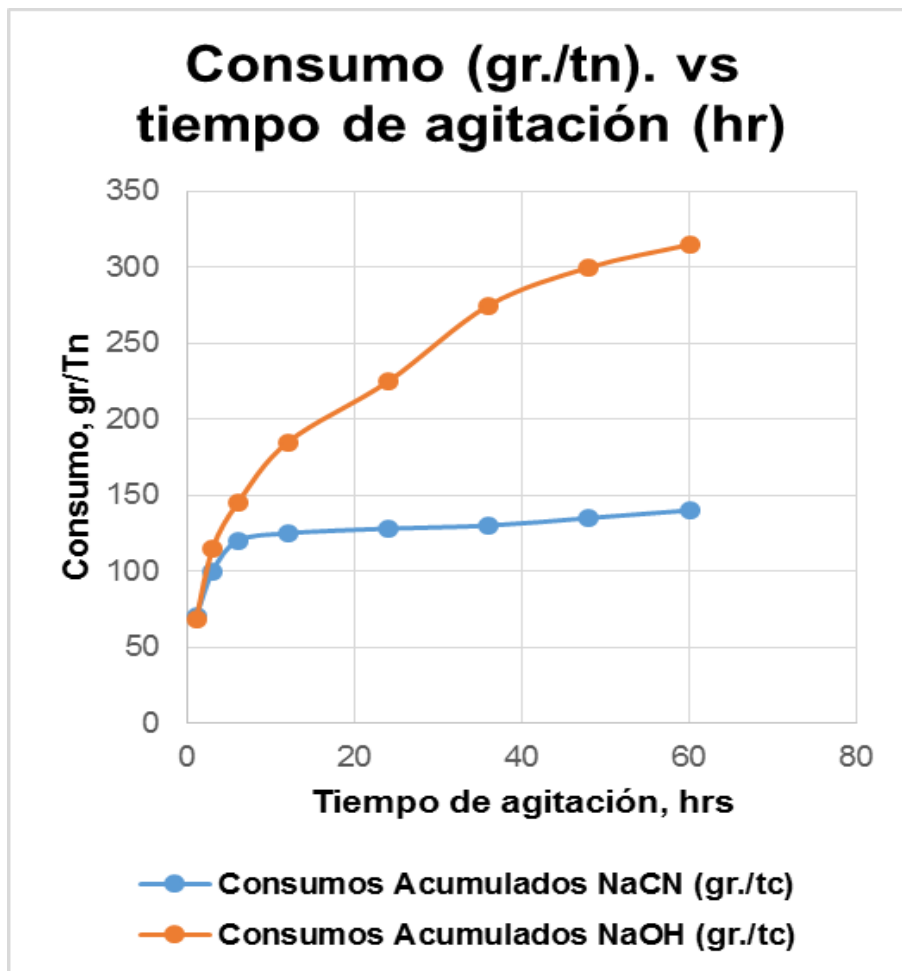
**Tabla N° 04**

**Consumos Acumulados de NaCN y NaOH**

<b>Tiempo (hr)</b>	<b>Consumos Acumulados</b>		<b>Recuperación (%)</b>
	<b>NaCN (gr./tc)</b>	<b>NaOH (gr./tc)</b>	
1	70	68	36.0
3	100	115	53.5
6	120	145	65.3
12	125	185	72.0
24	128	225	78.3
36	130	275	81.8
48	135	300	86.3
60	140	315	89.3
72	158	342	90.1

Gráfico N° 04:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)



**Tabla N° 05**

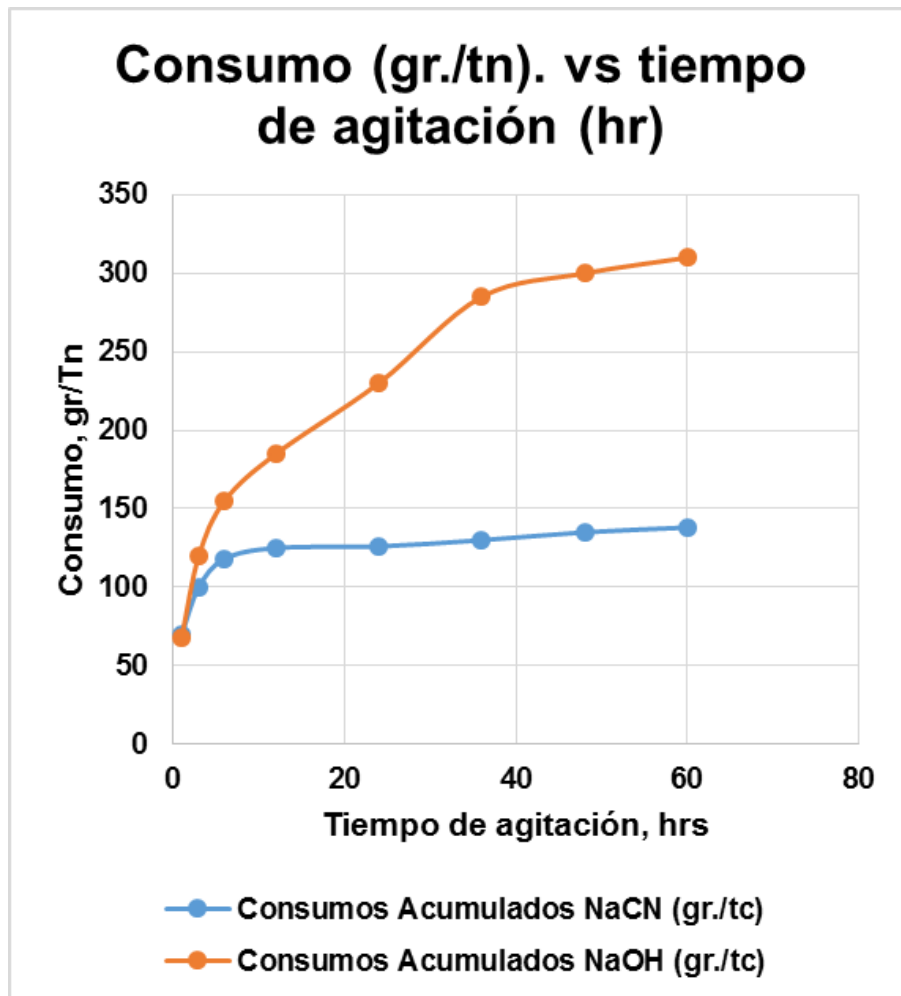
**Consumos Acumulados de NaCN y NaOH**

<b>Tiempo (hr)</b>	<b>Consumos Acumulados</b>		<b>Recuperación (%)</b>
	<b>NaCN (gr./tc)</b>	<b>NaOH (gr./tc)</b>	
1	70	68	36.0
3	100	120	53.5
6	118	155	65.3
12	125	185	72.0
24	126	230	78.3
36	130	285	81.8
48	135	300	86.3
60	138	310	89.3
72	147	325	89.8



Gráfico N° 05:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)



### 4.3 TERCERA ETAPA

La segunda etapa de la experimentación está relacionada con las pruebas de cianuración utilizando carbón activado realizado en el laboratorio.

#### 4.3.1 Cianuración con carbón activado

Se realizaron pruebas convencionales de cianuración en laboratorio y realizando análisis cada 1, 3, 6, 12, 24, 36, 48 sin carbón activado y a 60 y 72 horas con el empleo de carbón activado y determinando el consumo de NaCN y NaOH en unidades de gr/tc.

Tabla N° 06 : Consumos Acumulados de NaCN y NaOH utilizando carbón activado

Tiempo Lixiviación	Consumos acumulados		Recuperación de Oro
	NaCN (gr./tn.)	NaOH (gr./tn.)	
hr			
1	100	200	38,2
3	100	200	55,75
6	100	200	68,2
12	100	200	74,5
24	110	230	80,1
36	120	290	82,3
48	138	310	86,25
50	142	318	88
52	145	320	88,75
53	150	320	89,58
58	154	320	91,35
60	160	322	91,47
72	162	325	91,68

Gráfico N° 06:

Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr)

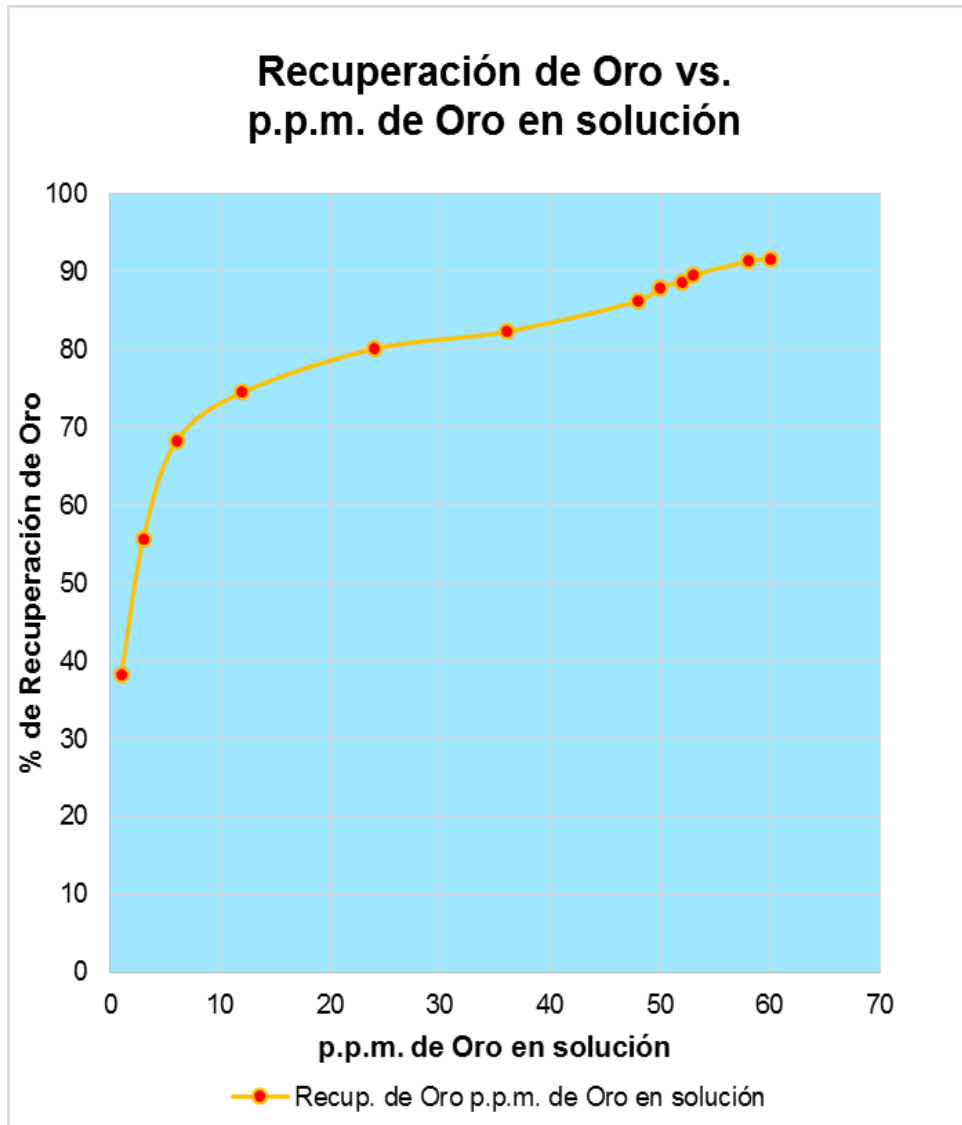


Gráfico N° 05:

% de Recuperación sin carbón activado

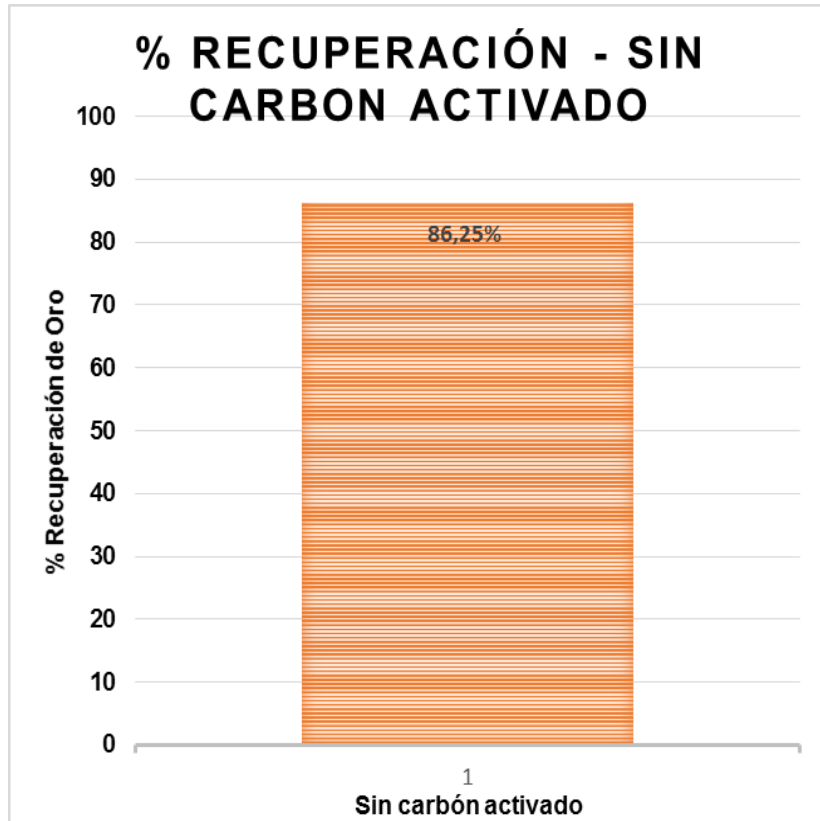


Gráfico N° 07:

% de Recuperación con carbón activado

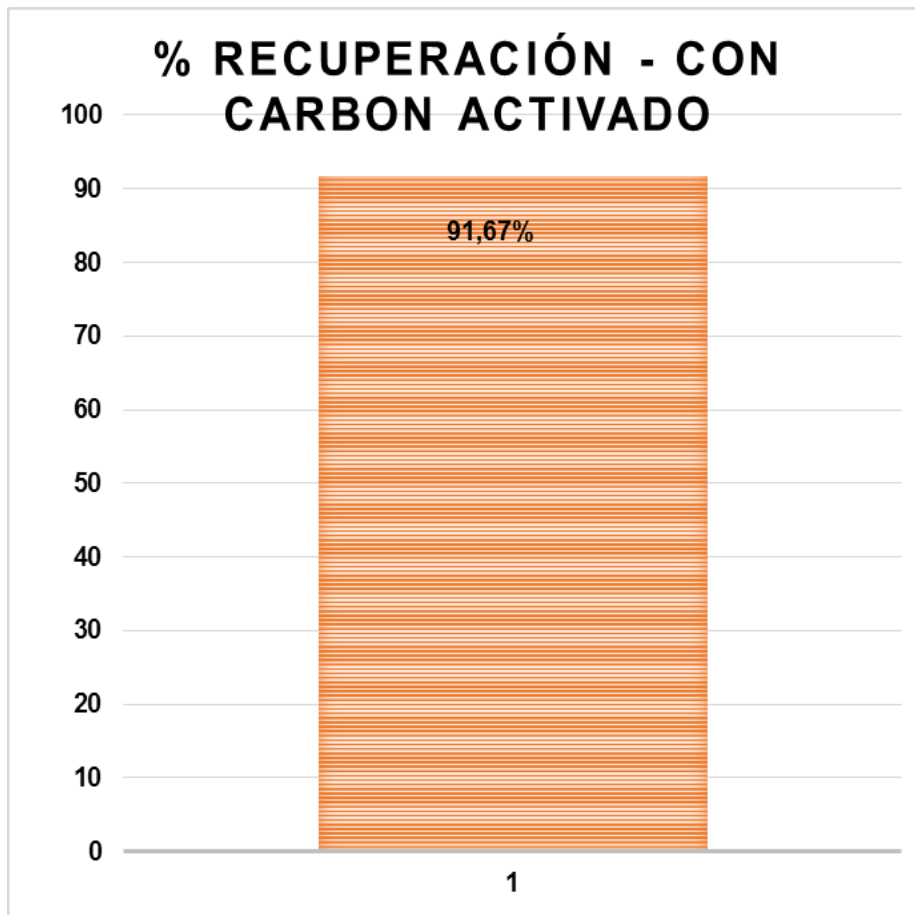


Gráfico N° 08:

% de Recuperación de Oro comparativo entre sin y con carbón activado



## CAPITULO V

### DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 5.1 DISCUSIÓN

El presente trabajo de investigación realizado fue realizado en tres etapas:

- Etapa I: Análisis de muestras mineralógicas
- Etapa II: Cianuración convencional
- Etapa III: Cianuración con carbón activado.

Las muestras utilizadas para tal efecto provienen del Departamento de Arequipa del sector de Secoya.

Los resultados obtenidos nos dan como resultado para la II Etapa: recuperaciones del orden de (67 – 85) % y (86 – 91%) para la III Etapa.

El tiempo de agitación para la Etapa II fue de 48 horas, mientras que en la Etapa III fue de 12 horas de agitación y su aumento en % de recuperación fue elevado significativamente.

Como se puede observar en los cuadros el uso de carbón activado permite un aumento significativo en la recuperación de oro presente en el mineral en un tiempo menor a la lixiviación convencional disminuyendo el consumo de NaCN y NaOH.

#### 5.2 CONCLUSIONES

- Los resultados obtenidos indican que el oro presente en el mineral, se presenta a un tamaño muy fino ( $< 75 \mu\text{m}$ ) y que la gran mayoría está como oro libre o expuesto. Por tal motivo se requiere que el mineral sea molido finamente para su posterior tratamiento directo de cianuración.

- Se concluyó que el proceso de tratamiento apropiado para el mineral es cianuración convencional por agitación, ya que la granulometría fina es apropiada para este tipo de cianuración, trabajando con una pulpa al 40% en peso de sólidos.
- Los procesos para la recuperación del oro disuelto pueden ser el proceso CIP (Carbon In-Pulp) o el proceso CIL (Carbon-InLeaching), ya que la cantidad de arcillas presentes en el mineral dificultan los procesos de separación sólido-líquido. Además las cantidades de plata disueltas en la solución son bajas y no representaría excesivos consumos de carbón. Finalmente se concluye que los dos composites presentan comportamiento bastante similar, por lo que pueden ser mezclados durante los procesos en planta. Se puede deducir claramente, que los problemas que se presentan actualmente en zona minera de San Pedro Frío, son debidos a múltiples factores: "El inadecuado proceso y control de la conminución, conlleva a no lograr el grado de reducción o necesario para la liberación del oro.
- La lixiviación por percolación no es la más adecuada para aplicar en estos minerales, debido a que al alto porcentaje de oro presente a tamaños menores de 75  $\mu\text{m}$ , implica una reducción muy fina del mineral y la presencia de minerales arcillosos, dificultan la percolación de la solución de cianuro a través del lecho de mineral.
- La solución lixiviada obtenida del proceso de cianuración, está siendo tratada directamente con viruta de zinc y sin desoxigenar, esto conlleva a un consumo excesivo de zinc y una alta contaminación de la solución pobre con cianuro de zinc.
- En el tratamiento de minerales auríferos es necesario realizar pruebas metalúrgicas de laboratorio con el mineral problema, a fin de evaluar la disolución del oro y verificar la posibilidad de efectuar pretratamiento y la adición de reactivos químicos.



- Una forma de evaluación del trabajo de laboratorio debe incluir la aplicación de métodos estadísticos de diseño experimental. Los resultados de las pruebas de cianuración y el modelo matemático obtenido resultan válidos, obteniéndose los resultados óptimos en las siguientes condiciones de operación: cianuro 0.5 g/L, inyección de oxígeno a la pulpa y un pH igual a 10, lo cual permite una extracción del 84,5% de oro.
- La correcta decisión de aplicar el proceso de cianuración a un determinado mineral aurífero debe basarse en el profundo conocimiento de la materia prima, lo que implica disponer de un Estudio Mineragráfico realizado por un profesional experto que entregue la información necesaria para la interpretación del metalurgista responsable del trabajo de laboratorio.
- La conclusión final de este estudio de investigación es en el sentido de promover el empleo de tecnologías adecuadas para cada mineral específico, pues una parte esencial del presente/ futuro económico del país se basa en la producción minera y sobre todo a la mayor producción de metales preciosos, que han demostrado su gran valor en tiempos de crisis.

### **5.3 RECOMENDACIONES**

- La complementación de estos estudios requiere realizar pruebas experimentales de optimización, recomendándose el empleo de diseño de experimentos los cuales van a validar la hipótesis propuesta mediante el análisis estadístico inferencial.
- Se recomienda realizar un análisis técnico económico de este trabajo de investigación con fines de proyección a un escalamiento industrial mayor.

# CAPITULO VI

## FUENTES DE INFORMACIÓN

### 6.1 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Barrios G., Importancia del Control de Molienda en Minerales Auríferos. Taller de Metalurgia Extractiva. Tepsup. Lima, 1992.
2. Barsky, G; Swaison, S.J. y Easley, N. “Dissolution of gold and silver in cyanide solutions”. Tras. Am. Inst. Min.- Metal. Engrs. 112: 660 – 667, 1935.
3. Canchaya S. y Cardoso M., 1978. III Congreso Nacional de Geología, Lima – Perú.
4. Canepa C. 1992. La mineralogía del oro y su significación en Metalurgia. Taller de Metalurgia Extractiva de minerales Auríferos. Tepsup. Lima - Perú.
5. Canseco D.E., Metalurgia del oro y la plata. Editorial UNI, Lima – Perú, 1978. Pp 44 – 147 CESGA, Servicios Geológicos – Ambientales, 2002.
6. Castrejón L.R., Díaz G.H. y Corrales G.G., “heap leaching” lixiviación en montones, Hermosillo Sonora.
7. Comité Aurífero – Sociedad Nacional de Minería y Petróleo. Curso: Metalurgia y Cianuración, Lima – Perú.
8. Curso Internacional del Oro. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima – Perú , 2000.
9. Dorr, J.V.N, and Bosqui F.L., Cyanidation and concentration of Gold and Silver Ores, 1950.
10. Demopoulus G.P. 1987. Mineralogical and Technological Aspects of Gold Extraction from Refractory Ores, Proc 2o Colloquia sur l'Or, CRM, , p 273-326

11. Gardiner R.L., 1933. Trans. Am. Inst. Min. Engrs, 42 :251
12. II Simposium Nacional de Ingeniería Metalúrgica. Trabajos Técnicos. Control
13. Lemmon, R.J. 1933. Discussion by French, J.H. and Jones, H. Reduction
14. Longsdon Mark J., Kagelstein Karen, Mudder Terry I. 2001. “The management of cyanide in gold extraction”, el manejo del cianuro en la extracción del oro, consejo internacional de metales y medio ambiente (International Council on Metal and the Enviromental ICME).
15. Works practice at Morro Velho, Brazil. Trans. Inst. Min. Met, 42:247 – 251.
16. Macassi, J. y Rivas, E. Nueva técnica hidrometalúrgica, para mejorar la extracción de oro en materiales piríticos.
17. Marchese G., Adolfo. Caracterización Geometalúrgica de Minerales Auríferos. Revista Investigación Aplicada e Innovación (I+i). Tecsup 2007; Vol 2, Año 1.
18. I Simposio Internacional de Metalurgia. Tepsup- Lima, 1989.
19. S.R. La Brooy, H.G. Linge, G.S. Walter. Review of Gold Extraction from Ores Rev. Minerals Engineering, 1994; Vol 7, N° 10.
20. Araya Luco, Tulio. Panorama sobre el Tratamiento Metalúrgico de Menas Auríferas. Publicación del CIMM Chile; Santiago 1986.
21. Archivo de Informes Técnicos del Dpto. de Química y Metalurgia. Tecsup. Años 1996 – 2007
22. Quiroz N., Iván. Recuperación de Molibdenita. Tesis Universidad Nacional de Ingeniería. 1980
23. Macassi M. José, García A. Hedor. 1993, Tratamiento Químico de Menas Refractarias de Oro. 1a edición Lima – Perú.

24. Linares Gutiérrez Nataniel Mario. 2008. “Manejo ambiental de residuos de cianuro de oro en el laboratorio metalúrgico”, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna - Perú.
25. Scott J.S. y J. Ingles. 1991. “Remoción del cianuro de los efluentes de molinos de oro”. Canadian Mineral Processors Thirteenth Annual Meeting, Ottawa – Canada.
26. Scott A.R. 1992. “microbes and microbial enzymes for cyanide degradation”.
27. Scott J.S. 1993. Status of Gold Mill Effluent Treatment, informe para Canmet, Recursos Naturales Canadá.
28. Soufflé G.E., Díaz G.H., Certucha M.T., Aguayo S.S. y Leal C.A. “Aislamiento e identificación de bacterias nativas de la mina la colorada, foro universitario sobre medio ambiente, Hermosillo Sonora.
29. Valenzuela J.L. Y Tiburcio M.G. “Tratamiento de desechos minero-metalúrgico”, Universidad de Sonora, Hermosillo Sonora, 1995.

## 6.2 REFERENCIAS ELECTRÓNICAS

1. <http://www.mineralresourcesforum.org/initiatives/cyanide/docs/mudder>
2. [http://www.arasi.com.Pe/conte\\_descrip\\_proce.htm](http://www.arasi.com.Pe/conte_descrip_proce.htm)
3. [www.viarural.com.ar/.../carbon-activado.htm](http://www.viarural.com.ar/.../carbon-activado.htm)
4. [www.tramenofe.com/?module=aboutus](http://www.tramenofe.com/?module=aboutus)
5. [www.biblioteca.uson.mx/digital/tesis/docs/2878/Capitulo8.pdf](http://www.biblioteca.uson.mx/digital/tesis/docs/2878/Capitulo8.pdf)
6. [www.20minutos.es/galeria/5832/0/9/](http://www.20minutos.es/galeria/5832/0/9/)
7. [www.cincodias.com/.../cldsmer/](http://www.cincodias.com/.../cldsmer/)
8. [www.superfund.pharmacy.arizona.edu/toxamb/c1.htmk](http://www.superfund.pharmacy.arizona.edu/toxamb/c1.htmk)

**Anexo 1: Matriz de Consistencia:**

**ANALISIS DE MUESTRAS MINERALES PARA AUMENTAR LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN LA COMPAÑIA MINERA PARAISO S.A. – AREQUIPA 2015**

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES E INDICADORES	MÉTODOS/ TÉCNICAS	INSTRUMENTOS
<p><b>Problema General</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero y argentífero nos permitirá optimizar la lixiviación para obtener un producto con mayor contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.?</li> </ul> <p><b>Problemas Específicos</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero y argentífero nos permitirá a normalizar las variables intervinientes en la lixiviación para mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata?</li> <li>¿En qué medida la determinación de la ley de oro y plata en las muestras primarias ayudará a una mayor recuperación de oro y plata en el proceso de lixiviación?</li> <li>¿En qué medida un eficiente control operacional se podrá realizar mediante pruebas metalúrgicas de laboratorio?</li> </ul>	<p><b>Objetivo General</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Determinar la viabilidad técnica de la caracterización del mineral aurífero y argentífero, para optimizar la lixiviación con la finalidad de mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.</li> </ul> <p><b>Objetivos Específicos</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Determinar la caracterización del mineral aurífero y argentífero, para normalizar las variables intervinientes en la lixiviación para mejorar el porcentaje de contenido de oro y plata en la Compañía Minera Paraíso S.A.</li> <li>Analizar la ley de las muestras primarias.</li> <li>Controlar las condiciones operacionales más adecuadas para llevar a cabo el proceso de cianuración por agitación de la Planta de Beneficio Paraíso S.A., mediante pruebas de laboratorio.</li> </ul>	<p><b>Hipótesis General</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>La recuperación de oro y plata mediante pruebas de laboratorio será aumentada significativamente por la optimización en la lixiviación mediante el control de las variables operacionales (pH, grado de agitación, granulometría, dosificación de reactivos) en la Compañía Minera Paraíso S.A.</li> </ul> <p><b>Hipótesis Específicas</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>La recuperación de oro y plata mediante la caracterización del mineral será aumentada significativamente mediante la normalización de las variables intervinientes en la lixiviación en la Compañía Minera Paraíso S.A.</li> <li>El análisis de las muestras primarias influirá significativamente en la mayor recuperación de oro y plata.</li> <li>El control eficiente de las condiciones operacionales mediante pruebas de laboratorio influirá significativamente en una mayor recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración por agitación de la Planta de Beneficio Paraíso S.A.</li> </ul>	<p><b>Variables</b></p> <p><b>Variable Independiente (X):</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Análisis de muestras minerales auríferas y argentíferas</li> </ul> <p><b>Variable dependiente (Y):</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Aumento en la recuperación de oro y plata.</li> </ul> <p><b>Indicadores:</b></p> <p><b>Análisis de muestras minerales auríferas y argentíferas:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Fuerza de cianuro</li> <li>Temperatura</li> <li>Cantidad de oxígeno inyectado</li> <li>Tiempo de residencia</li> </ul> <p><b>Aumento en la recuperación de oro y plata:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>% de recuperación de oro</li> <li>% de recuperación de plata</li> </ul>	<p><b>Tipo de investigación</b></p> <p>Tesis descriptiva y correlacional.</p> <p><b>Diseño de investigación</b></p> <p>Se tomará el enfoque cuantitativo porque se pretende obtener la recolección de datos para conocer o medir el fenómeno en estudio y encontrar soluciones para la misma; la cual trae consigo la afirmación o negación de la hipótesis establecida. La investigación también será cualitativa, la cual consiste en utilizar la recolección de datos sin medición numérica para descubrir o afinar preguntas en el proceso del desarrollo de la tesis.</p> <p><b>Técnicas:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Análisis documental.</li> <li>Control de las variables del proceso.</li> </ul>	<p>Se usará como instrumento un formato de base de datos de los controles operacionales realizados cada hora de las variables: Fuerza de cianuro, temperatura, cantidad de oxígeno inyectado y tiempo de residencia, en el proceso de lixiviación en la Planta de Beneficio de la Empresa Minera Paraíso S.A.</p>

