

Universidad Nacional
"José Faustino Sánchez Carrión"

FACULTAD DE INGENIERIA QUÍMICA Y METALURGICA

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica



TESIS

**ESTUDIO A NIVEL DE LABORATORIO PARA AUMENTAR LA
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO "SOL DE ORO"
– AREQUIPA 2020**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALURGICO

AUTOR:

ROSALES LOBATON, ALEX WILLIAM

ASESOR:

Dr. Edwin Guillermo GALVEZ TORRES
Asociado D.E. Código Docente DNQ N° 246
Reg. CIP N° 19027

Ciudad Universitaria, Diciembre del 2020

TITULO DE LA TESIS

**ESTUDIO A NIVEL DE LABORATORIO PARA AUMENTAR LA
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO “SOL
DE ORO” – AREQUIPA 2020**

Dr. Edwin Guillermo Gálvez Torres
Asesor

MIEMBROS DEL JURADO

Presidente

Secretario

Vocal

DEDICATORIA

A Dios porque siempre guio mis pasos en la vida.

A nuestros queridos Padres por su abnegada labor y apoyo incondicional, que hicieron todo lo posible para lograr ser un Profesional.

AGRADECIMIENTO

Nuestro agradecimiento a los Profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica por sus aportes profesionales y experiencias transmitidas.

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

A nuestro Asesor de Tesis, Ing. Edwin Guillermo Gálvez Torres, por su apoyo invaluable en la culminación del presente trabajo de investigación.

ÍNDICE

| | |
|--|-----|
| Título de la tesis..... | ii |
| Miembros del jurado..... | iii |
| Dedicatoria..... | iv |
| Agradecimiento..... | v |
| Índice | vi |
| INDICE DE FIGURAS..... | x |
| INDICE DE GRAFICOS..... | xi |
| INDICE DE TABLAS | xii |
| RESUMEN | iii |
| ABSTRACT..... | v |
| INTRODUCCIÓN | v |
| CAPÍTULO I..... | 01 |
| PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 01 |
| 1.1 Descripción de la realidad problemática..... | 01 |
| 1.2 Formulación del problema | 02 |
| 1.2.1 Problema general | 04 |
| 1.2.2 Problemas específicos | 04 |
| 1.3 Objetivos de la investigación..... | 05 |
| 1.3.1. Objetivo general..... | 05 |
| 1.3.2. Objetivos específicos | 05 |
| 1.4 Justificación de la investigación | 05 |
| 1.4.1. Justificación Práctica | 05 |

| | |
|---|----|
| 1.4.2. Justificación Socio-Económica..... | 06 |
| 1.4.3. Justificación Tecnológica..... | 06 |
| 1.4.4. Justificación Legal | 06 |
| 1.5 Delimitación del estudio | 07 |
| 1.5.1. Delimitación Espacial | 07 |
| 1.5.2. Delimitación Temporal | 07 |
| 1.5.3. Delimitación teórica..... | 07 |
| 1.6 Viabilidad de estudio | 08 |
| 1.6.1. Legal | 08 |
| 1.6.2. Recursos humanos, personal adecuado..... | 08 |
| 1.6.3. Recursos Materiales y Equipos | 08 |
| CAPÍTULO II..... | 10 |
| MARCO TEÓRICO..... | 10 |
| 2.1 Antecedentes..... | 10 |
| 2.1.1 Internacionales | 10 |
| 2.1.2 Nacionales..... | 14 |
| 2.2 Bases teóricas..... | 18 |
| 2.2.1 Flotación | 19 |
| 2.2.1.1. Mecanismos de la Flotación. | 22 |
| 2.2.2 Evaluación del proceso de flotación | 24 |
| 2.3 Definiciones conceptuales. | 24 |
| 2.4 Formulación de la hipótesis | 26 |
| 2.4.1. Hipótesis general..... | 26 |

| | |
|---|----|
| 2.4.2. Hipótesis específicas | 27 |
| CAPÍTULO III..... | 28 |
| METODOLOGÍA..... | 28 |
| 3.1 Diseño metodológico | 28 |
| 3.1.1. Tipo de investigación..... | 28 |
| 3.1.2. Nivel de investigación..... | 28 |
| 3.2. Población y muestra..... | 28 |
| 3.2.1. Población..... | 28 |
| 3.2.2. Muestra | 28 |
| 3.3. Operacionalización de variables e indicadores..... | 28 |
| 3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos | 29 |
| 3.4.1. Instrumentos..... | 29 |
| 3.4.2. Técnicas | 29 |
| 3.5. Técnicas para el procesamiento de la información | 29 |
| CAPÍTULO IV..... | 31 |
| RESULTADOS..... | 31 |
| 4.1 Primera Etapa..... | 31 |
| 4.1.1. Caracterización Mineralógica..... | 31 |
| 4.1.2. Caracterización Fisicoquímica | 33 |
| 4.1.3. Caracterización Metalúrgica..... | 39 |
| 4.2 Segunda Etapa..... | 42 |
| 4.2.1. Cianuración..... | 42 |
| 4.3 Tercera Etapa | 52 |

| | |
|---|----|
| 4.3.1. Cianuración con Carbón Activado | 52 |
| CAPÍTULO V..... | 57 |
| DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | 57 |
| 5.1 Discusión de resultados..... | 57 |
| 5.2 Conclusiones | 58 |
| 5.3 Recomendaciones | 60 |
| CAPÍTULO VI..... | 61 |
| FUENTES DE INFORMACIÓN | 61 |
| 6.1. Fuentes bibliográficas | 61 |
| 6.2 Fuentes hemerográficas | 62 |
| 6.3 Fuentes documentales | 62 |
| ANEXO 01: Matriz de consistencia | 64 |

INDICE DE FIGURAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| Figura N° 01: Adsorción de un colector en la superficie de un mineral | 21 |
| Figura N° 02: Acción de un espumante | 22 |
| Figura N° 03: Estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio). | 22 |
| Figura N° 04: Presencia del oro en cada composites | 33 |

INDICE DE GRAFICOS

| | Pág. |
|---|-------------|
| Gráfico N° 1: Curvas de sedimentación a D80 200 mallas Tyler. | 36 |
| Gráfico N° 02: Curvas de viscosidad de pulpas minerales a diferentes % de sólidos en peso. | 37 |
| Gráfico N° 03: Distribución de oro y de plata del mineral oxidado | 40 |
| Gráfico N° 04: Distribución de oro y de plata del mineral sulfurado | 40 |
| Gráfico N° 05: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (1° prueba) | 43 |
| Gráfico N° 06: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (2° prueba) | 45 |
| Gráfico N° 07: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (3° prueba) | 47 |
| Gráfico N° 08: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (4° prueba) | 49 |
| Gráfico N° 09: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (5° prueba) | 51 |
| Gráfico N° 10: Consumo (gr./tn). vs tiempo de agitación (hr) (1° prueba) con carbón activado | 53 |
| Gráfico N° 11: % de Recuperación sin carbón activado | 54 |
| Gráfico N° 12: % de Recuperación con carbón activado | 55 |
| Gráfico N° 13: % de Recuperación de Oro comparativo entre sin y con carbón activado | 56 |

INDICE DE TABLAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| Tabla N° 01: Composición mineralógica del composite oxidado | 31 |
| Tabla N° 02: Composición mineralógica del composite sulfurado | 32 |
| Tabla N° 03: Densidades reales y aparentes de cada composite | 34 |
| Tabla N° 04: Acidez de los composites | 35 |
| Tabla N° 05: Velocidades de sedimentación a diferentes granulometrías, pasante 80%. | 36 |
| Tabla N° 06: Porcentajes de retención de líquidos a diferentes granulometrías, pasante 80%. | 38 |
| Tabla N° 07: Porcentajes de oro y de plata disueltos a las 96 horas de lixiviación en botella. | 40 |
| Tabla N° 08: Grado de lixiviabilidad de un mineral de acuerdo al porcentaje de Oro disuelto (La Brooya, S. R., et al, 1994; Albert, T., 2000). | 40 |
| Tabla N° 09: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (1° prueba) | 42 |
| Tabla N° 10: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (2° prueba) | 44 |
| Tabla N° 11: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (3° prueba) | 46 |
| Tabla N° 12: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (4° prueba) | 48 |
| Tabla N° 13: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH (5° prueba) | 50 |
| Tabla N° 14: Consumos Acumulados de NaCN y NaOH utilizando carbón activado | 52 |

RESUMEN

La explotación de los recursos minerales auríferos se realiza en todo el Perú. Las diferencias existentes en la aplicación de los procesos de beneficio y tratamiento de minerales auroargentíferos existentes son poco eficientes.

El presente trabajo de investigación realizado como una experiencia positiva en el estudio y caracterización de muestras minerales auroargentíferos de los minerales extraídos en la zona sur del país (Chaparra – Caravelí, Arequipa). Con esta investigación realizada después de muchas horas de trabajo en laboratorio adicionales al trabajo cotidiano resulta fructífera porque se ha podido encontrar una metodología estandarizada que pueda ayudar a través de la caracterización de muestras minerales auríferas de esta zona del país mejorar en la recuperación de oro como resultado final. 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 42% en peso.

Según la caracterización mineralógica y metalúrgica, el tamaño promedio del oro presente en el mineral, se encuentra a una granulometría menor a 73 μm , esto indica que el proceso de cianuración por agitación y posteriormente su tratamiento con carbón activado resultaría el más adecuado. Los resultados de la lixiviación diagnóstico, arrojaron resultados muy satisfactorios, ya que el 92% del oro en las muestras se encuentra como oro libre, lo cual podrá incidir en tiempos cortos de cianuración.

Palabras Claves: Caracterización de minerales, procesos metalúrgicos, recuperación, lixiviación.

ABSTRACT

The exploitation of gold mineral resources is carried out throughout Peru. The differences in the application of the processes of benefit and treatment of existing auroargentiferous minerals are not very efficient.

The present research work carried out as a positive experience in the study and characterization of auroargentiferous mineral samples of the minerals extracted in the southern part of the country (Chaparra - Caravelí, Arequipa). With this research carried out after many hours of laboratory work in addition to daily work, it is fruitful because it has been possible to find a standardized methodology that can help, through the characterization of gold mineral samples from this area of the country, to improve the recovery of gold as final score. This statement was possible to propose, through the analysis of the characterization of the mineral. Through the physicochemical characterization of the mineral, it was possible to estimate certain conditions of the metallurgical processes involved in a possible treatment plant, so that the most suitable percentage of solids for handling solids in pulp was 42% by weight.

According to the mineralogical and metallurgical characterization, the average size of the gold present in the mineral is at a granulometry of less than 73 μm , this indicates that the stirring cyanidation process and subsequently its treatment with activated carbon would be the most appropriate. The results of the diagnostic leaching yielded very satisfactory results, since 92% of the gold in the samples is found as free gold, which may affect short cyanidation times.

Key Words: Characterization of minerals, metallurgical processes, recovery, leaching.

INTRODUCCIÓN

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 chaparra - Caravelí, ubicada en el departamento de Arequipa, ya que los procesos actualmente implementados por los mineros de esta zona minera no son eficientes, obteniéndose 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%.

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 Chaparra, con el fin de aumentar la tecnificación del proceso extractivo y mejorar la recuperación de oro.

Considerando el interés presentado por la empresa de la Planta de Beneficio “Sol de Oro”, se determinó la conveniencia de desarrollar el estudio con el mineral de esta empresa, la cual desarrolla sus actividades mineras en la localidad de Chaparra.

CAPITULO 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 $D_{80} = 60$ 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.

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.

El desarrollo de los estudios se realizará en los laboratorios de la Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión y en la Planta de Beneficio “Sol de Oro”, 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

Este año se han hecho más visibles las razones que ayudaron a reventar la burbuja del precio del oro. Razones tangibles y emocionales.

Entre las tangibles destaca la economía de Estados Unidos, que desde 2016 muestra una recuperación notable, y este año ha dado señales de estar en una sólida posición.

Las autoridades estadounidenses decidieron detener su programa de compras de activos, y mantener las tasa de interés estable, y esto restó demanda al mercado de oro.

Europa también le ha dado un empujón hacia abajo a los precios del oro.

El último reporte de la Comisión Europea revela que las expectativas de crecimiento en Europa son de 0,8%, lo cual se traduce en que el consumo en esa región cae, quitándole interés por el oro.

A eso se suma el extraordinario desempeño de los mercados bursátiles, que este jueves se encontraban alcanzaron alzas importantes.

Esto atrae a inversionistas que ven en la compra y venta de acciones una inversión con rendimientos más altos a corto plazo, con la posibilidad de convertirlas en efectivo al momento que lo deseen.

Este jueves, el índice Standard & Poor's 500 aumentó 7,64 unidades (0,4%) para cerrar en 2.031. El promedio industrial Dow Jones creció 69,94 puntos (0,4%) para quedar en 17.554.

Hablando sobre esas cifras, David Joy, jefe estrategias de mercado para Ameriprise Financial, comentó: "Resulta especialmente agradable escuchar al Banco Central Europeo decir las cosas correctas", dijo a "El Nuevo Herald".

Para Joy el ascenso registrado en Wall Street había sido motivado por el anuncio del presidente del Banco Central Europeo, quien dijo estar dispuesto a tomar más medidas para revivir la economía de la región.

A estos argumentos técnicos, se suma uno emocional.

La sensibilidad de los mercados es una característica a tomar en cuenta. La tendencia hacia la baja está siendo motorizada por el nerviosismo de inversionistas que no ven luz al final del túnel.

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.

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 cobre. En el presente proyecto, se determinará la viabilidad técnica a nivel de investigación para la propuesta de un proceso alternativo en la lixiviación de oro 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 lixiviación.

En consecuencia, formulamos las siguientes preguntas:

1.2.1 Problema General

¿En qué medida los análisis y evaluación de las muestras de oro a nivel de laboratorio nos permitirá aumentar la recuperación de oro en la Planta de Beneficio “Sol de Oro” Arequipa 2020?

1.2.2 Problemas Específicos

- ¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero nos permitirá aumentar la recuperación de oro mediante la flotación para obtener un concentrado con mayor contenido de oro?
- ¿En qué medida el estudio de las variables intervinientes en la flotación de oro nos permitirá mejorar el porcentaje de contenido de oro?

- ¿En qué medida la evaluación de los resultados obtenidos nos permitirá mejorar el porcentaje de contenido de oro?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo General

Proponer como innovación tecnológica al Proceso, optimizar la recuperación de oro a nivel laboratorio mediante la técnica de diseños experimentales a partir de muestras utilizadas como materia prima en la Planta de Beneficio “Sol de Oro”

1.3.2 Objetivos Específicos

- Determinar si existe diferencia significativa en el nivel del porcentaje oro en el proceso normal y el proceso propuesto.
- Elaborar la metodología básica del proceso de análisis para determinar el porcentaje de contenido de oro en el producto final.
- Realizar una evaluación de resultados obtenidos.

1.4 Justificación

1.4.1 Justificación Práctica

El **estudio** comprende temas de importancia como la flotación, que es un proceso de concentración de minerales que permite la recuperación de las especies mineralógicas valiosas a partir de minerales complejos y de baja ley. Por lo cual, la flotación es ampliamente usado para la recuperación de minerales.

Cuando la ley es demasiada baja, como consecuencia del agotamiento de las reservas minerales en los yacimientos, los ingenieros de procesamiento de minerales se ven enfrentados con diversos tipos de problemas técnico – económicos; tales como incremento de impurezas en el proceso y disminución de leyes de sustancias valiosas, que

demanda operaciones con mayor tonelaje para que el proceso sea rentable.

Por consiguiente, la tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados. El sistema de flotación de minerales se compone básicamente del equipo, los reactivos químicos y operaciones. Por lo tanto, en cada una de ellas se debe llevar a cabo las optimizaciones empleando metodologías y técnicas apropiadas.

1.4.2 Justificación Socio-Económica

Debido al elevado costo que demanda los ensayos de los componentes de flotación, es de suma importancia la determinación de resultados fehacientes con mínima cantidad de pruebas experimentales.

1.4.3 Justificación Tecnológica

La optimización de flotación consiste en cuantificar el rendimiento del proceso de flotación mediante el empleo de un modelo adecuado que relacione la recuperación y/o ley de la especie mineral valiosa con las variables controlables del proceso.

En el proceso de flotación, cada variable considerada carece de independencia frente a las demás variables; esto es, debido a las interacciones existentes entre las mismas. Por lo tanto, el problema principal radica en realizar una buena estrategia en el planteamiento de pruebas experimentales que permita identificar las interacciones entre las variables.

En el presente trabajo de investigación se desarrolla en el ámbito de las instalaciones donde alberga el Laboratorio de Análisis de Muestras.

1.4.4 Justificación Legal

El ámbito de aplicación de la ley 685 de 2001 en el Artículo 1 tiene como objetivos de interés público fomentar la exploración técnica y la explotación de los recursos mineros de propiedad estatal y privada; estimular estas actividades en orden a satisfacer los requerimientos de la demanda interna y externa de los mismos y a que su aprovechamiento se realice en forma armónica con los principios y normas de explotación racional de los recursos naturales no renovables y del ambiente, dentro de un concepto integral de desarrollo sostenible y del fortalecimiento económico y social del país.

La constitución política es muy clara en manifestar lo siguiente:

“El Estado planificará el manejo y aprovechamiento de los recursos naturales, para garantizar su desarrollo sostenible, su conservación, restauración o sustitución. Además, deberá prevenir y controlar los factores de deterioro ambiental, imponer las sanciones legales y exigir la reparación de los daños causados. Así mismo, cooperará con otras naciones en la protección de los ecosistemas situados en las zonas fronterizas”.

1.5 Delimitación del Estudio

1.5.1 Delimitación Espacial

Lugar: Chaparra

Distrito: Chaparra

Provincia: Caraveli

Departamento: Arequipa

1.5.2 Delimitación Temporal

Año 2020.

1.5.3 Delimitación Teórica

Política Ambiental

Clasificación de sólidos y finos.

Las restricciones son de tipo económico y la disponibilidad de laboratorios para el análisis de muestras constantes.

1.6 Viabilidad del estudio.

1.6.1 Legal

El ámbito de aplicación de la ley 685 de 2001 en el Artículo 1 tiene como objetivos de interés público fomentar la exploración técnica y la explotación de los recursos mineros de propiedad estatal y privada; estimular estas actividades en orden a satisfacer los requerimientos de la demanda interna y externa de los mismos y a que su aprovechamiento se realice en forma armónica con los principios y normas de explotación racional de los recursos naturales no renovables y del ambiente, dentro de un concepto integral de desarrollo sostenible y del fortalecimiento económico y social del país.

1.6.2 Recursos humanos, personal adecuado como:

- Técnicos capacitados en la toma de muestras.
- Asesor de Tesis.
- Investigador de la Tesis

1.6.3 Recursos Materiales y Equipos

Se cuenta con útiles e escritorio y oficina, también se cuenta con equipos inmobiliarios, equipos electrónicos, finalmente también se cuenta con un lugar para el laboratorio donde se podrán realizar análisis de muestras, procesamiento de datos, cruzar información y realizar informes relacionados con la investigación.

El proyecto tiene viabilidad técnica, está relacionada con la disponibilidad de los recursos materiales, económicos, humano y tiempo; además, se cuenta con la autorización de la empresa para realizar las investigaciones, ya que también es un aporte para dar soluciones al aumento en la recuperación de oro.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

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 μm la recuperación de oro fue de 58 % mientras que a un tamaño de partícula de 100 μm 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 comentario 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 M³/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 Na_2S 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: (Luver 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 $Au(CN)_2^-$ y $Ag(CN)_2^-$ 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 el 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 $Au(CN)_2^-$, 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 %. 65.
- 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

En la actualidad el Perú es el tercer país exportador de concentrados de cobre del mundo, cabe resaltar que la industria minera ha alcanzado una gran demanda en los últimos años. Por ello ser reconocidos mundialmente por la calidad de los concentrados de cobre

ofrecidos, alcanzado gran éxito en el mercado globalizado, que cada día es más exigente en la calidad del producto que desean adquirir.

2.2.1 Flotación

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfases sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la hidrofobicidad de la superficie de la partícula. En la mayoría de los sistemas de flotación, la superficie de la partícula se torna hidrofóbica por la adsorción selectiva de los surfactantes llamados colectores.

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, en la celda de flotación.

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye la cola o relave.

De este modo, la condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las cuales deben ser capaces de soportar la agitación y turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas, o repelentes al agua, al contrario de las partículas que constituyen el relave o cola, que son hidrofílicas.

Para lograr una buena concentración en la etapa de limpieza del concentrado se requiere que las especies útiles que constituyen la mena estén separadas o liberadas, está la

liberación de las partículas útiles no es necesaria en la etapa primaria de flotación (etapa rougher). La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de $-100\ \mu\text{m}$ o $-74\ \mu\text{m}$.

El proceso de flotación, de esta forma, está gobernado por una gran cantidad de variables las que interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en las aplicaciones prácticas.

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua.

Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de los reactivos químicos adicionados: colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores de pH.

Colector es un surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. Las burbujas de aire se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas. **Espumante** es un surfactante que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma, en la cual se encuentra el mineral de interés. Por otra parte, los **reactivos modificadores** se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie mineral.

Para que la flotación de minerales sea efectiva, se consideran los siguientes aspectos:

Reactivos químicos: colectores, espumantes, activadores, depresores, modificadores de pH.

Componentes del equipo de flotación: diseño de la celda, sistema de agitación, forma en que se dispersa el flujo de aire, configuración de los bancos de celdas, control de los bancos de celdas.

Componentes de la operación: flujo de alimentación, mineralogía de la mena, granulometría de la mena, densidad de la pulpa, temperatura.

En la figura 1.1. se muestra la adsorción del colector sobre la superficie de un mineral, mientras que, la acción de un espumante se presenta en la figura 1.2. Por otra parte, en la figura 1.3 se muestra la estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio).

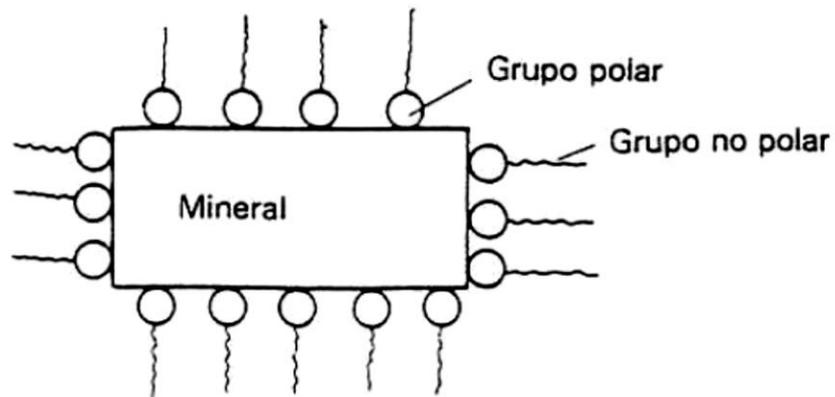


Figura 1. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.

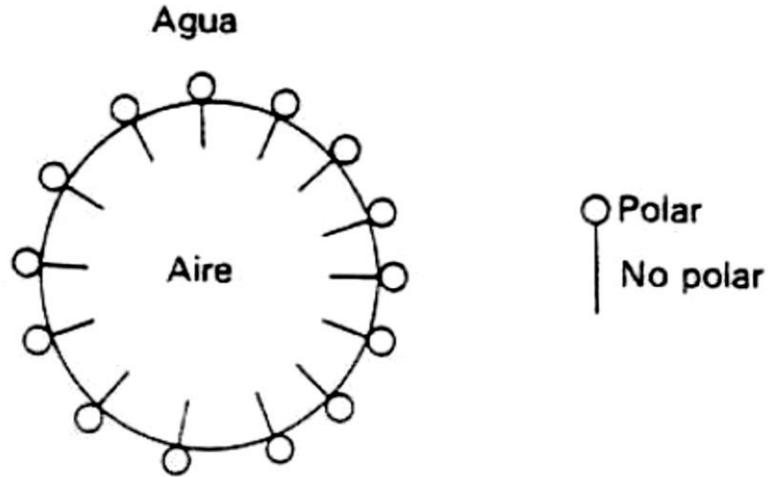


Figura 2. Acción de un espumante

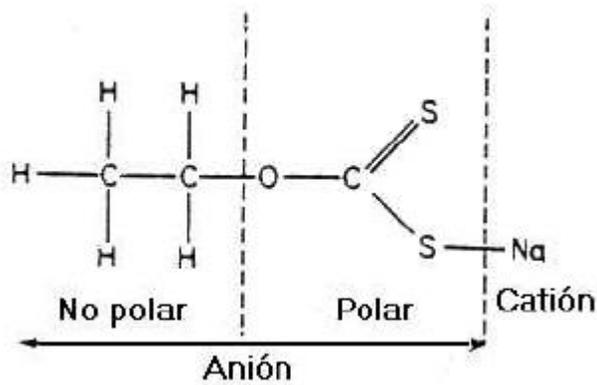


Figura 3. Estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio).

2.2.1.1 Mecanismos de Flotación

Para estudiar el mecanismo de la flotación es necesario conocer lo que sucede con la partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión estable.

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de los sólidos.

Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito, carbón bituminoso, talco y otros, son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros son hidrofílicos, o sea, mojables por el agua. Se puede observar además que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, es decir, tienen gran afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellas.

En resumen, es necesario incrementar la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida.

La partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas.

El agregado de espumantes, como se ha dicho, permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso. Pues bien, el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación, de modo que para realizar la unión con las burbujas son necesarios:

- a) su encuentro y
- b) condiciones favorables para formar el agregado.

El contacto partícula-burbuja se acerca hasta el punto en que la película de agua que las separa es muy fina. En este momento para que la partícula pueda acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética. Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan. Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico (sólido-líquido-gas).

2.2.2 Evaluación del proceso de flotación

Los índices de evaluación del proceso de flotación son los siguientes:

Recuperación metalúrgica: es la razón entre la masa del material útil obtenido en el concentrado y la masa del material útil en la alimentación.

Recuperación en peso: es la razón entre la masa del concentrado y la masa de la alimentación.

Razón de concentración: es la razón entre la masa de alimentación y la masa de concentrado. En términos prácticos, se refiere a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado.

Razón de enriquecimiento: es la razón entre la ley del componente deseado en el concentrado y la ley del mismo componente en la alimentación.

2.3 Definiciones Conceptuales

Granulometría: Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.

Tipo de Reactivos: Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.

Dosis de Reactivo: La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

Densidad de Pulpa: Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

Aireación: La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

Regulación del pH: La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.

Tiempo de Residencia: El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

Calidad del Agua: En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

Reactivos de Flotación Utilizados en laboratorio

Colector SF - 323 (Isopropil Etil Tionocarbamato)

Propiedades Químicas:

El SF-323 es un reactivo relativamente estable en medios ácidos, a pH alcalino presenta una buena estabilidad en los rangos normales usados en los procesos de flotación.

Usos:

El SF-323 es un colector fuerte, más selectivo que los Xantatos y ampliamente usado en la flotación de minerales sulfurados de cobre en medio alcalino o neutro.

Su uso debe normalmente debido a que su selectividad lo hace adecuado para la flotación de sulfuros de cobre en presencia de pirita y oro libre a pH alto; 10 a 11.5.

El reactivo requiere de un tiempo de acondicionamiento, por lo que se recomienda su dosificación a la molienda.

Las dosificaciones normales de SF-323 varían de 10 a 40 g/t de mena alimentada al circuito.

Precauciones de Manejo:

Durante su manejo se deben tomar precauciones para evitar el contacto prolongado, mediante el uso de anteojos y guantes de neoprene o PVC.

Puede ser almacenado al aire libre cuidando que la protección contra la oxidación y corrosión de los envases sea adecuada.

Se recomienda que los envases permanezcan cerrados.

Debido a su naturaleza inflamable debe ser almacenado y manejado lejos de calores excesivos a llamas abiertas. En caso de inflamación debe ser usado un extintor tipo B o C.

2.4 Formulación de la Hipótesis**2.4.1 Hipótesis General**

El estudio de muestras de oro y su evaluación a nivel de laboratorio será aumentada mediante su caracterización, mejora de los procesos de flotación a nivel de laboratorio.

2.4.2 Hipótesis Secundarias

- La recuperación de oro a nivel de laboratorio será incrementada mediante la optimización de las variables (pH, grado de agitación, granulometría, dosificación de reactivos).
- Existe diferencia significativa en el nivel del porcentaje de contenido de oro en el concentrado obtenido entre el Proceso Normal y el Proceso Propuesto, mediante la confirmación cuantitativa y de certeza utilizando los análisis químicos - metalúrgicos.
- La evaluación final de los procesos determinará un aumento significativo en la recuperación de oro.

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1 Diseño Metodológico

3.1.1 Tipo de Investigación.

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

3.1.2 Nivel de Investigación

Será una investigación descriptiva en un primer momento, luego explicativa y finalmente propositiva.

3.2 Población y Muestra de estudio

3.2.1 Población

La Población está conformado por los análisis rutinarios realizados en el Proceso Normal.

3.2.2 Muestra

La muestra está conformada por análisis realizada a la propuesta de Proceso.

3.2.3 Área de Estudio

El “Estudio a nivel de laboratorio para aumentar la recuperación de oro en la Planta de Beneficio “Sol de Oro”.

3.3 Variables

- **Variables independientes.-** Análisis de muestras minerales de oro.
- **Variables dependientes.-** Porcentaje de contenido de oro.
- **Variables intervinientes.-** Método de operación, variables operacionales, etc.

3.4 Técnicas de Recolección de Datos

3.4.1 Instrumentos

Se propone una base de datos relacionados con la toma de muestras y análisis del Proceso propuesta, es decir, el estudio de muestras minerales de cobre.

3.4.2 Técnicas

- **Análisis documentario.** Se realizarán mediante el análisis de la literatura para determinar el estudio del proceso de flotación, así como Control de Calidad; y Control y Análisis Químico – Metalúrgico del concentrado de oro.
- **Entrevistas.** Serán realizadas a los directivos de las diferentes áreas productivas de la Planta de Beneficio “Sol de Oro”, para tener una idea de la concepción del problema que ellos perciben.
- **Análisis de laboratorio.** Serán realizadas a todos a todas las variables intervinientes en la propuesta de mejora del proceso de flotación para determinar la validez de la hipótesis y la validez de la solución en que se basa este estudio.

3.5 Técnicas para el procesamiento de información

En el estudio se utilizará los procedimientos siguientes:

- Los datos obtenidos de las variables operacionales serán procesados y analizados por medios electrónicos, clasificados y sistematizados de acuerdo a las unidades de análisis correspondientes, respecto a sus variables a través del programa estadístico SPSS para determinar la validez de la solución.
- Técnicas del análisis lógico-matemático para la deducción y contrastación de los modelos matemáticos relevantes.

- Técnicas numéricas para la solución, e interpretación, de los modelos matemáticos precitados.
- Análisis y evaluación de resultados.
- Retroalimentación y formulación de conclusiones.

CAPITULO 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 N° 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.

| | | | | |
|---------------------|---|--|--|---|
| Composite oxidado |  Oro electrum asociado a hematita-goethita, 100X52, 38X34 μm |  Oro nativo incluido en óxidos de hierro, 23X8 μm |  Oro electrum incluido en cuarzo, 22X15 μm |  Oro electrum asociado a hematita-goethita, 9X8 μm |
| Composite sulfurado |  Oro electrum libre, 62X25, 26X15 μm |  Oro electrum incluido en pirita, 54X38 μm |  Oro electrum incluido en hematita-goethita, 9X8 μm |  Oro incluido con pirita, 13X7, 11X10, 8X6 μm |

Figura N° 4: Presencia del oro en cada composites

4.1.2 Caracterización Fisicoquímica

Durante la caracterización fisicoquímica 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 N° 03: Densidades reales y aparentes de cada composite.

| Composite oxidado | | | |
|---|-----------------|------------------|------------------|
| Densidad (g/cc) | 60 Tyler | 100 Tyler | 200 Tyler |
| | (250 µm) | (150 µm) | (75 µm) |
| 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 |

| Composite sulfurado | | | |
|---|-----------------|------------------|------------------|
| Densidad (g/cc) | 60 Tyler | 100 Tyler | 200 Tyler |
| | (250 µm) | (150 µm) | (75 µm) |
| 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 N° 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 N° 5.

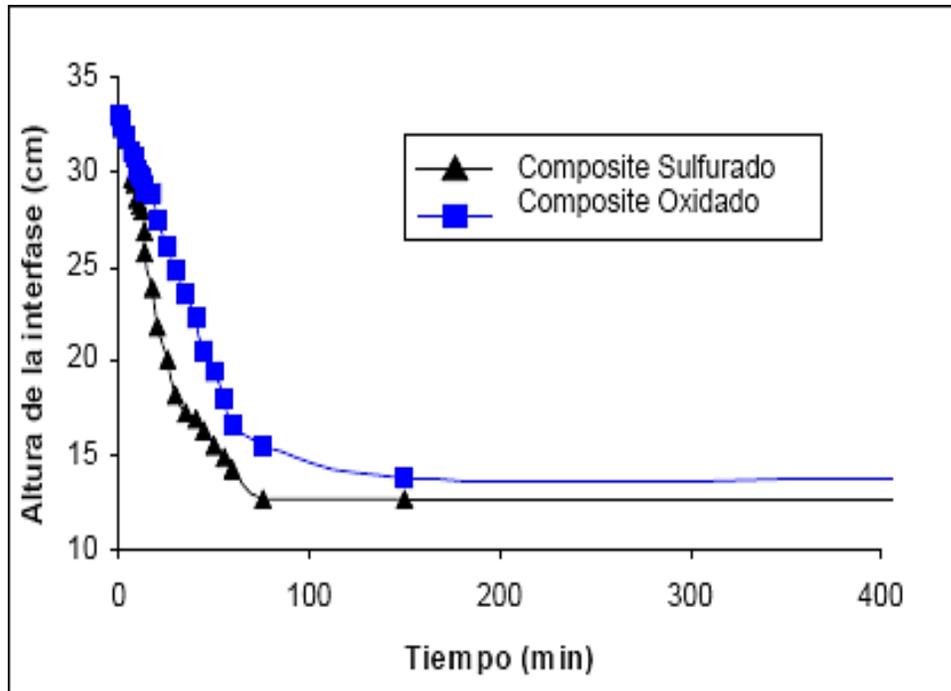


Gráfico N° 1: Curvas de sedimentación a D80 200 mallas Tyler.

Tabla N° 05: 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 02.

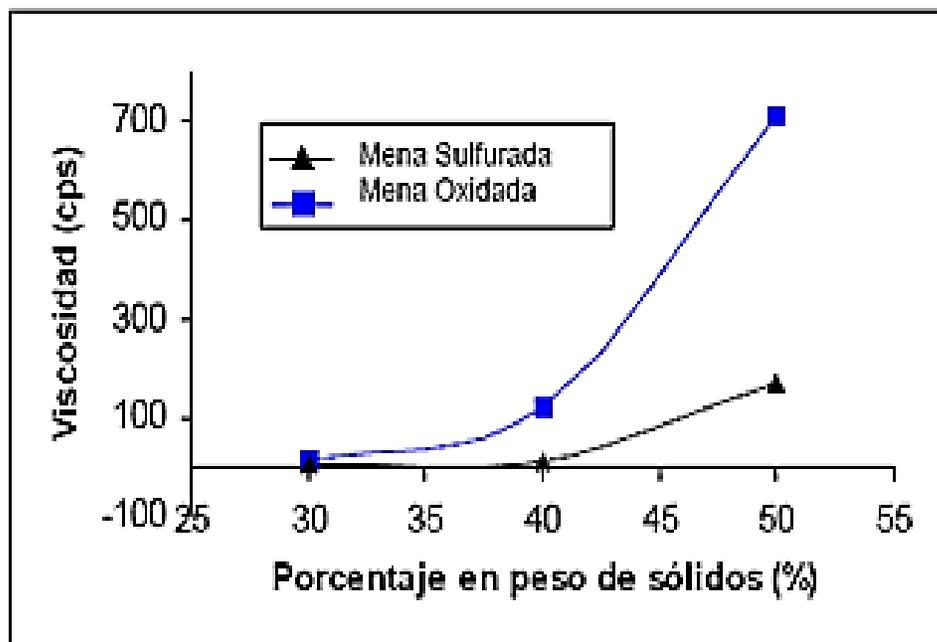


Gráfico N° 02: Curvas de viscosidad de pulpas minerales a diferentes % de sólidos en peso.

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 pesó en una balanza analítica con sensibilidad de hasta 0,1 g, y luego se secó 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 N° 06: Porcentajes de retención de líquidos a diferentes granulometrías, pasante 80%.

| Velocidades de sedimentación | Porcentaje de retención de líquidos (%) | | |
|-------------------------------------|--|------------------|------------------|
| | 60 Tyler | 100 Tyler | 200 Tyler |
| Composite oxidado | 30,0 | 32,5 | 35,3 |
| Composite sulfurado | 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 plata en cada una de las fracciones granulométricas. En las figuras 3 y 4, se presentan los resultados para cada composite.

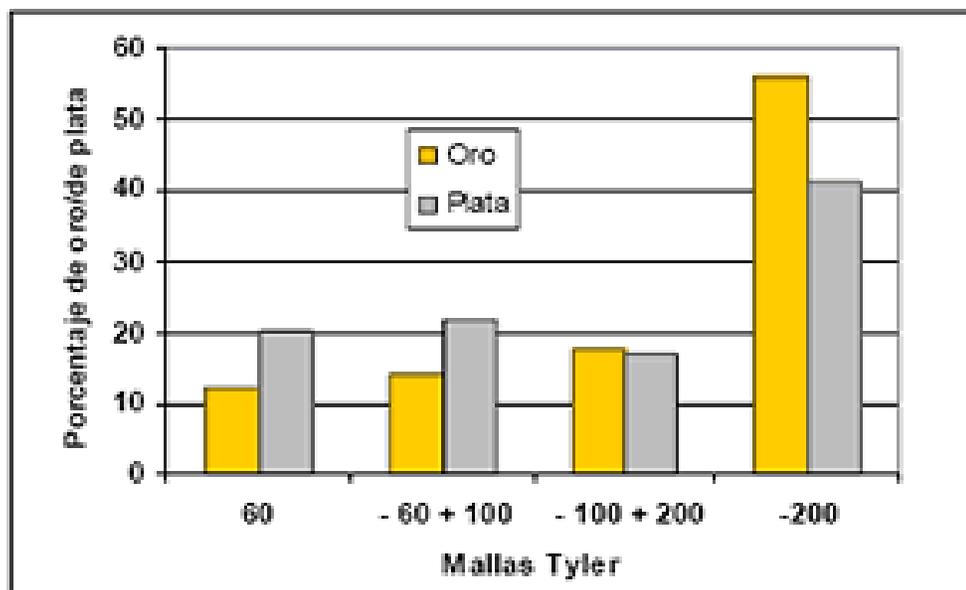


Gráfico N° 03: Distribución de oro y de plata del mineral oxidado

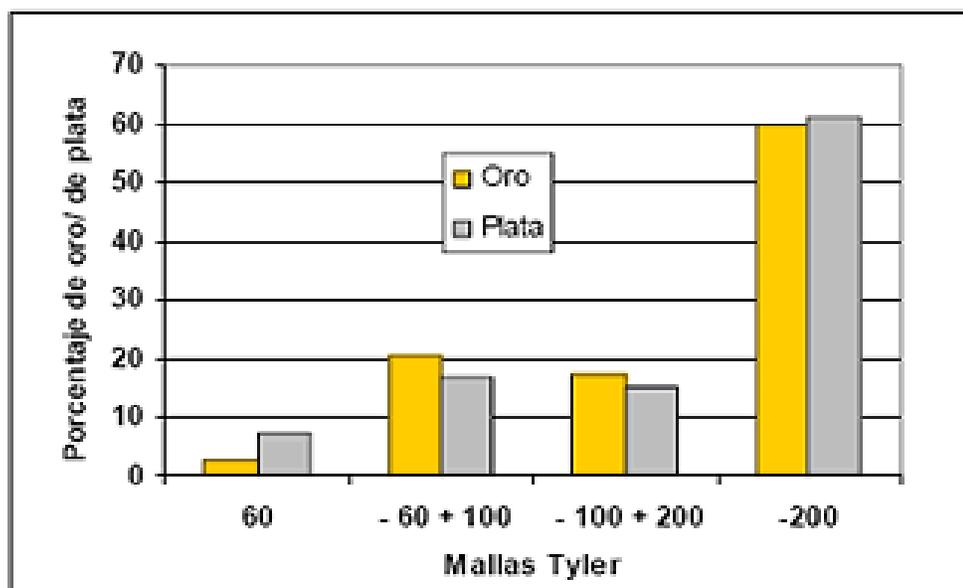


Gráfico N° 04: Distribución de oro y de plata del mineral sulfurado

La mayor cantidad de oro se encuentra en la granulometría fina, - 200 Tyler (-75 μ 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.

| Composite | Oro disuelto (%) | Plata disuelta (%) |
|----------------------------|-------------------------|---------------------------|
| Composite oxidado | 88,12 | 49,25 |
| Composite sulfurado | 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 Lixivable |
| 65 – 85 | Medianamente Lixivable |
| > 85 | Altamente Lixivable |

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° 09

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° 05:

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

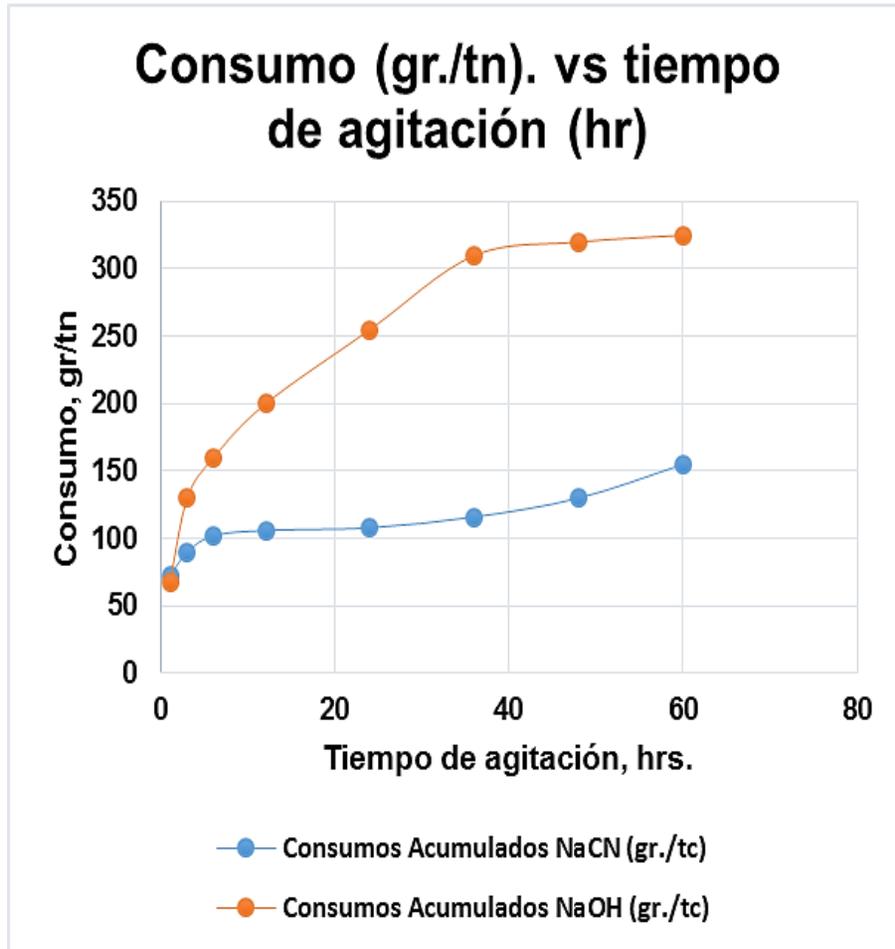


Tabla N° 10

Consumos Acumulados de NaCN y NaOH

| Tiempo (hr) | Consumos Acumulados | | Recuperación (%) |
|------------------------|----------------------------|--------------------------|-----------------------------|
| | NaCN (gr./tc) | NaOH (gr./tc) | |
| 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° 06:

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

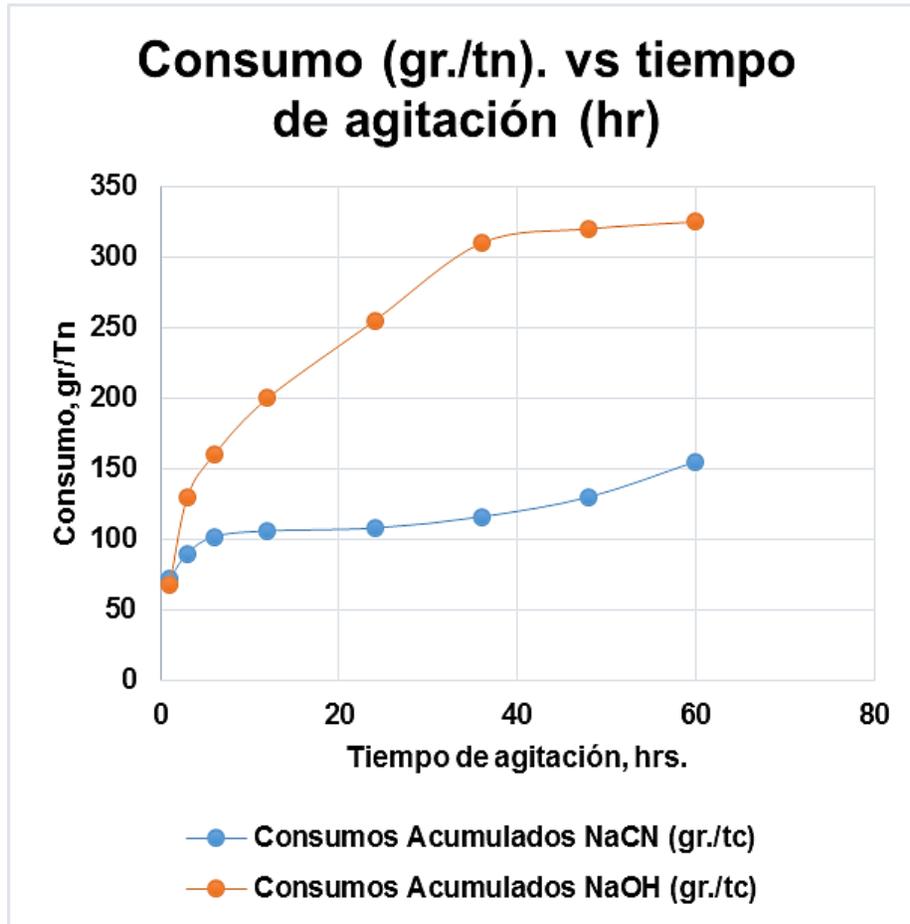


Tabla N° 11

Consumos Acumulados de NaCN y NaOH

| Tiempo (hr) | Consumos Acumulados | | Recuperación (%) |
|--------------------|----------------------------|----------------------|-------------------------|
| | NaCN (gr./tc) | NaOH (gr./tc) | |
| 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° 07:

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

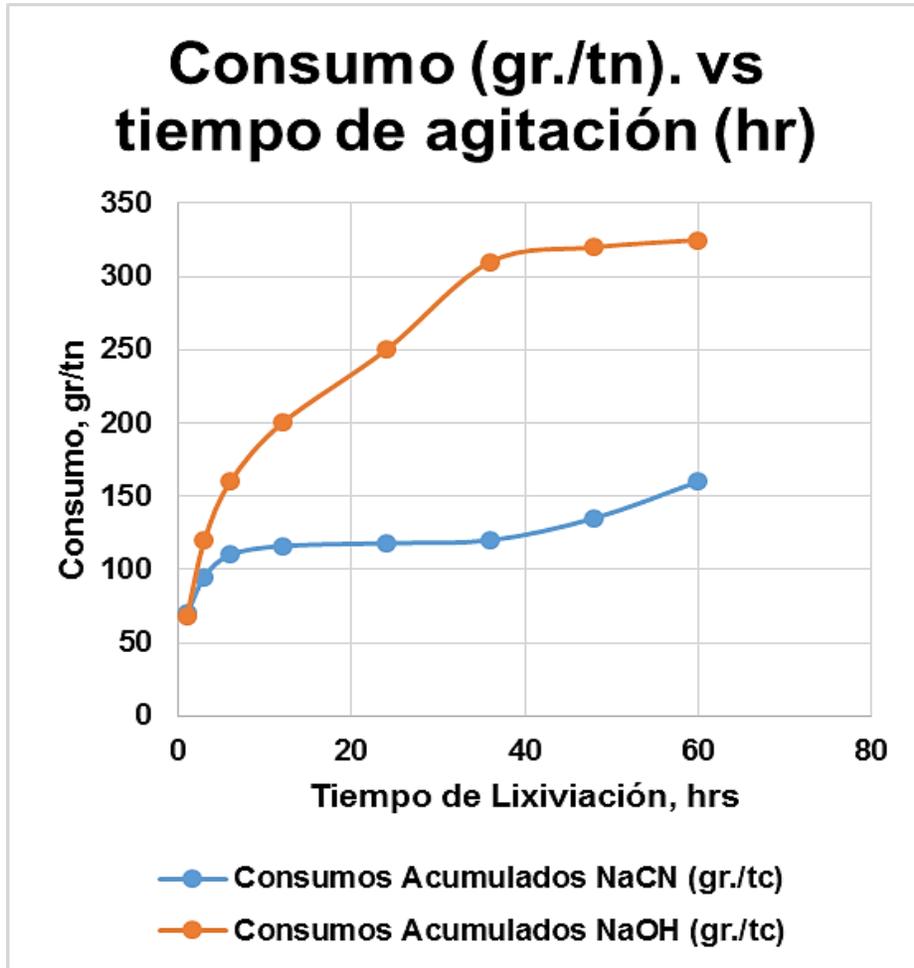


Tabla N° 12

Consumos Acumulados de NaCN y NaOH

| Tiempo (hr) | Consumos Acumulados | | Recuperación (%) |
|----------------|------------------------|------------------|---------------------|
| | NaCN (gr./tc) | NaOH (gr./tc) | |
| 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° 08:

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

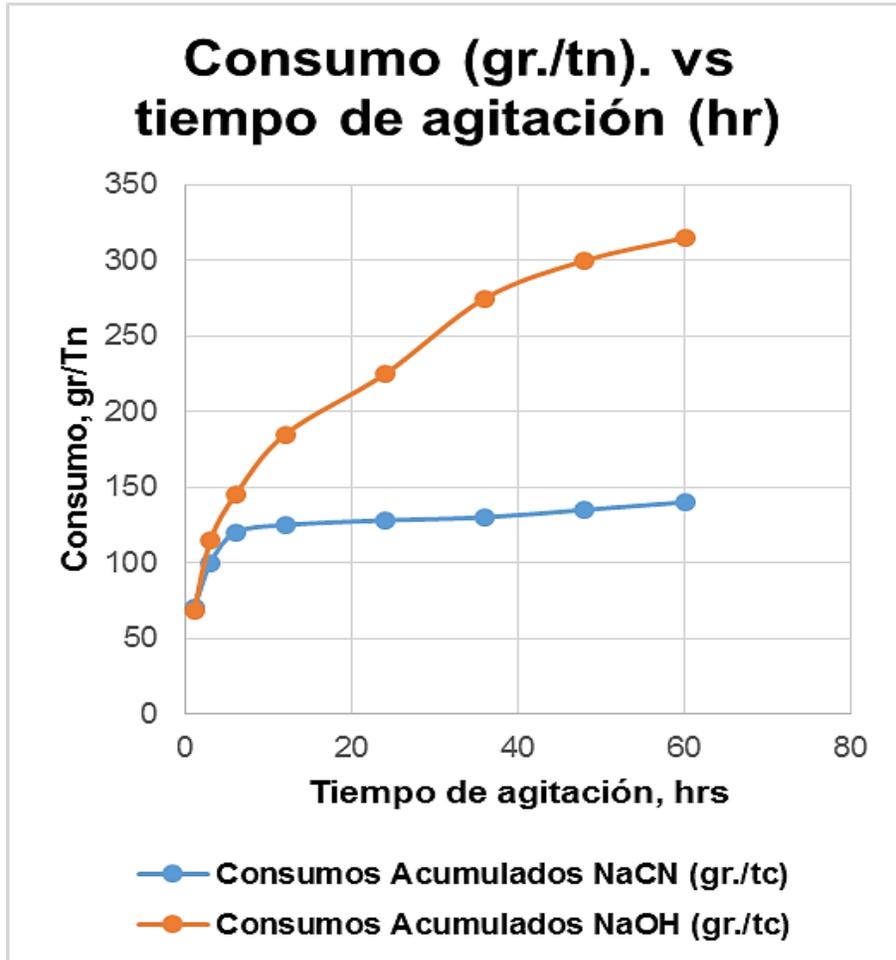


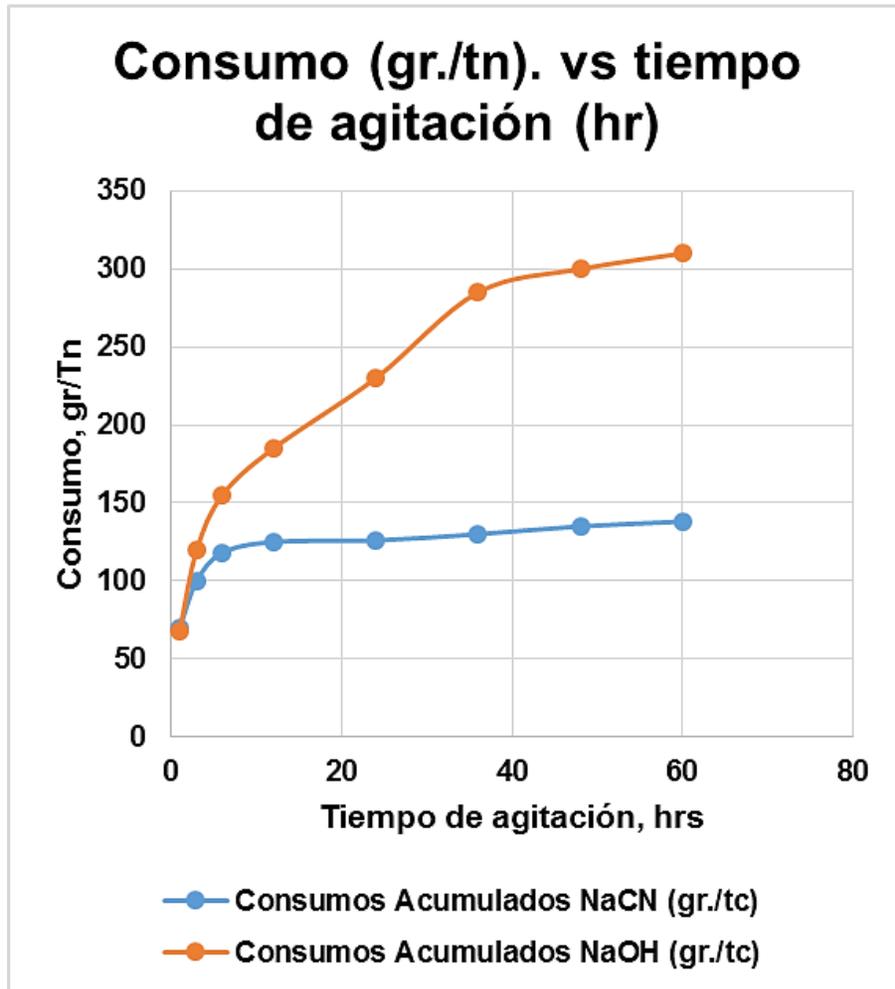
Tabla N° 13

Consumos Acumulados de NaCN y NaOH

| Tiempo (hr) | Consumos Acumulados | | Recuperación (%) |
|------------------------|--------------------------------|--------------------------|-----------------------------|
| | NaCN (gr./tc) | NaOH (gr./tc) | |
| 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° 09:

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



4.3 Tercera etapa

La tercera 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° 14 : Consumos Acumulados de NaCN y NaOH utilizando carbón activado

| Tiempo Lixiviación hr | Consumos acumulados | | Recuperación de Oro |
|-----------------------------|------------------------|-------------------|------------------------------|
| | NaCN (gr./tn.) | NaOH (gr./tn.) | p.p.m. de Oro en solución |
| 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° 10:

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

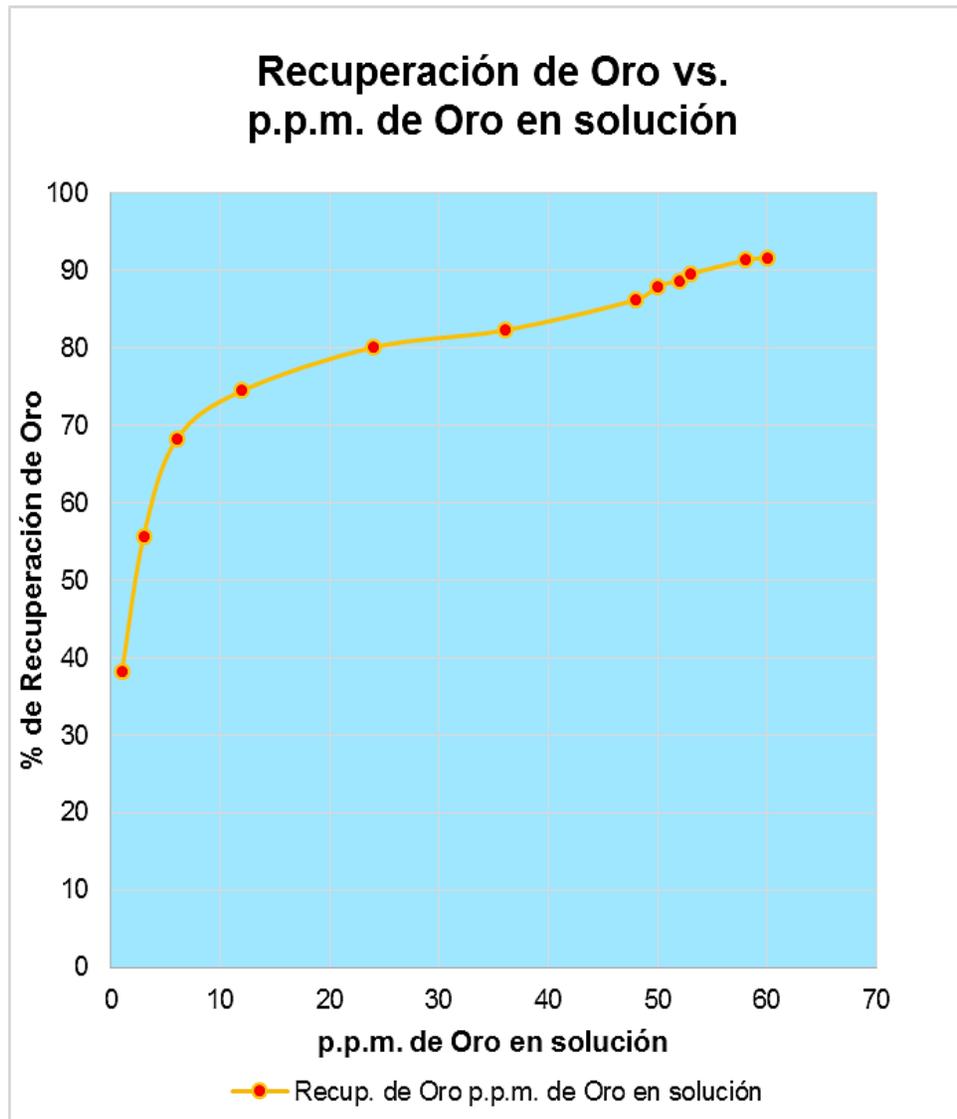


Gráfico N° 11:

% de Recuperación sin carbón activado

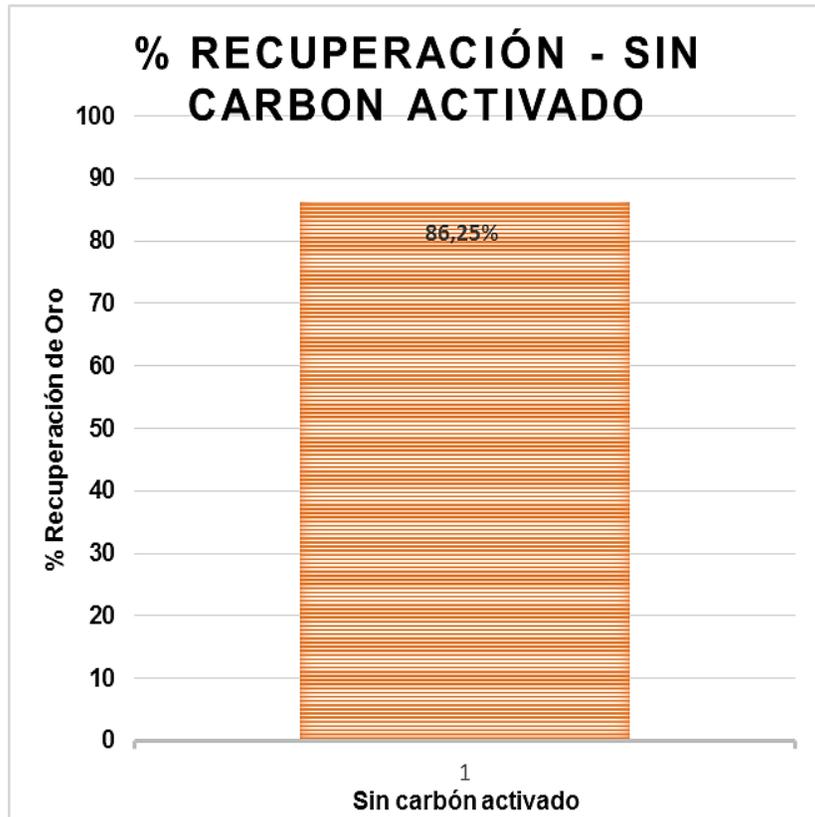


Gráfico N° 12:

% de Recuperación con carbón activado



Gráfico N° 13:

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



CAPITULO V

DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

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

- Etapa I: Análisis de muestras mineralógicas
- Etapa II: Cianuración
- Etapa III: Cianuración con Carbón Activado

Las muestras utilizadas para tal efecto provienen del distrito de Chaparra, Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, en la parte alta de la cuenca del Pacífico y la parte baja de la micro cuenca del río Chaparra.

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

El tiempo de agitación para la etapa sin carbón activado fue de 48 horas, mientras que en la etapa con carbón activado fue de 72 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 la Planta Beneficio Sol de Oro, 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 un 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 Minerográfico 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 INFORMACION

6.1 Fuentes bibliográficas

1. Dutrizac J.E. (1992) "The leaching of sulfide mineral in chloride media".
Hydrometallurgy, 29: 1-45.
2. Kalocsai G.1. (1984). Improvements in or relating to the dissolution of noble metals,
Austral. Provisional Patent 3028/84.
3. Kerley B.3. (1981) Recovery of precious metals from difficult ores, U.S. Patent 4, 269,
622, May 26.
4. McDonald G.W. (1987). "The fate of gold in cupric chloride Hydrometallurgy".
Hydrometallurgy, 18: 321-335.
5. Palacios C.S. (1994) Ingeniería de Lixiviación, CONCYTEC.
6. Palacios C.S. (1994) Lixiviación de Menas Auríferas con Sales Oxidantes en Medio
Ácido (Proceso Severo)
7. Palacios C.S. (1993) "Simulation of dump leach", XXIV APCOM, Application of
computers and operations research in the mineral industries; Montreal (Canadá).
8. Rose T.K. (1937). The Metallurgy of gold. Philadelphia, RA: 3.B. lippincott Co., 18:
76.
9. Tataru S. (1968). "Precipitation par cementation de l'or en solutions acid". Rev. Rourri.
Chim.: 1043-49.
10. Barrios G., (1992). Importancia del Control de Molienda en Minerales Auríferos. Taller
de Metalurgia Extractiva. Tepsup. Lima.

11. 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, 1995.
12. Canchaya S. y Cardoso M., (1978). III Congreso Nacional de Geología, Lima.
13. Canepa C., (1992). La mineralogía del oro y su significación en Metalurgia. Taller de Metalurgia Extractiva de minerales Auríferos. Tepsup. Lima.
14. Canseco D.E. (1978). Metalurgia del oro y la plata. Editorial UNI, Lima – Perú. Pp 44 – 147

6.2 Fuentes hemerográficas

15. CESGA, Servicios Geológicos – Ambientales, 2002.
16. Comité Aurífero – Sociedad Nacional de Minería y Petróleo. Curso: Metalurgia y Cianuración, Lima – Perú.
17. Curso Internacional del Oro. (2000). Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima – Perú.
18. II Simposium Nacional de Ingeniería Metalúrgica. Trabajos Técnicos. Centroll
19. I Simposio Internacional de Metalurgia. Tepsup - Lima, 1989.

6.3 Fuentes documentales

20. Dorr, J.V.N, and Bosqui F.L. (1995). Cyanidation and concentration of Gold and Silver Ores.
21. Demopoulus G.P. Mineralogical and Technological Aspects of Gold Extraction from Refractory Ores, Proc 2o Colloquia sur l'Or, CRM, 1987, p 273-326
22. Terkel, Rosenquist, (1987). Fundamentos de Metalurgia Extractiva, Ed. Limusa, México.

23. Treybal, R. E. (1980). Operaciones de Transferencia de Masa. Editorial McGraw-Hill.
México.
24. Torre, Chauvin, Ernesto; Guevara Caiquetan, Alicia (2005). Recuperación de Oro a partir de Minerales Refractarios Polisulfurados.
25. Tecsup (2010). Metalurgia Extractiva del Oro. Convenio de Cooperación Técnica.

Anexo 1: Matriz de Consistencia:

ESTUDIO A NIVEL DE LABORATORIO PARA AUMENTAR LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO “SOL DE ORO” – AREQUIPA 2020

| PROBLEMA | OBJETIVOS | HIPOTESIS | VARIABLES E INDICADORES | MÉTODOS/ TÉCNICAS | INSTRUMENTOS |
|---|---|---|--|--|---|
| <p>Problema General</p> <p>¿En qué medida los análisis y evaluación de las muestras de oro a nivel de laboratorio nos permitirá aumentar la recuperación de oro en la Planta de Beneficio “Sol de Oro” Arequipa 2020?</p> <p>Problemas Específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ ¿En qué medida la caracterización del mineral aurífero nos permitirá aumentar la recuperación de oro mediante la flotación para obtener un concentrado con mayor contenido de oro? ▪ ¿En qué medida el estudio de las variables intervinientes en la flotación de oro nos permitirá mejorar el porcentaje de contenido de oro? ▪ ¿En qué medida la evaluación de los resultados obtenidos nos permitirá mejorar el porcentaje de contenido de oro? | <p>Objetivo General</p> <p>Proponer como innovación tecnológica al Proceso, optimizar la recuperación de oro a nivel laboratorio mediante la técnica de diseños experimentales a partir de muestras utilizadas como materia prima en la Planta de Beneficio “Sol de Oro”</p> <p>Objetivos Específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Determinar si existe diferencia significativa en el nivel del porcentaje oro en el proceso normal y el proceso propuesto. ▪ Elaborar la metodología básica del proceso de análisis para determinar el porcentaje de contenido de oro en el producto final. ▪ Realizar una evaluación de resultados obtenidos. | <p>Hipótesis General</p> <p>El estudio de muestras de oro y su evaluación a nivel de laboratorio será aumentada mediante su caracterización, mejora de los procesos de flotación a nivel de laboratorio.</p> <p>Hipótesis Secundarias</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ La recuperación de oro a nivel de laboratorio será incrementada mediante la optimización de las variables (pH, grado de agitación, granulometría, dosificación de reactivos). ▪ Existe diferencia significativa en el nivel del porcentaje de contenido de oro en el concentrado obtenido entre el Proceso Normal y el Proceso Propuesto, mediante la confirmación cuantitativa y de certeza utilizando los análisis químicos - metalúrgicos. ▪ La evaluación final de los procesos determinará un aumento significativo en la recuperación de oro. | <p>Variables</p> <p>Variable Independiente (X):</p> <p>X: Variables operacionales</p> <p>Variable dependiente (Y):</p> <p>Y: Aumento en la recuperación de oro.</p> <p>Indicadores:</p> <p>Variables operacionales:</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ pH, ▪ grado de agitación, ▪ granulometría, ▪ dosificación de reactivos. <p>Aumento en la recuperación de oro</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Onzas/TM | <p>Tipo de investigación</p> <p>Tesis descriptiva y correlacional.</p> <p>Diseño de investigación</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>Técnicas:</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Análisis documental. ▪ Control de las variables del proceso. | <p>Se usará como instrumento de medición los datos obtenidos de las variables operacionales, las cuales serán procesadas y analizados por medios físico químicos, clasificados y sistematizados de acuerdo a las unidades de análisis correspondientes, respecto a sus variables a través del programa Excel para determinar la validez de la solución, en la Planta de Beneficio “Sol de Oro” – Arequipa 2020.</p> |