



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**“TRATAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS AURÍFEROS
POR CIANURACIÓN, EN LA PLANTA DE BENEFICIO
MINARSA S.A. YANAQUIHUA - AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HUMBERTO SILLO ALEJO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERÚ

2022



NOMBRE DEL TRABAJO

TRATAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS AURÍFEROS POR CIANURACIÓN, EN LA PLANTA DE BENEFICIO MINARSA S.A

AUTOR

HUMBERTO SILLO

RECuento DE PALABRAS

16281 Words

RECuento DE CARACTERES

84838 Characters

RECuento DE PÁGINAS

97 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.0MB

FECHA DE ENTREGA

Dec 15, 2022 7:29 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Dec 15, 2022 7:30 PM GMT-5

● 9% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 9% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 5% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)



Firmado digitalmente por HERRERA
CORDOVA Hector Clemente FAU
20145408170.scdf
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 16.12.2022 14:24:42 -05:00



Firmado digitalmente por CARPIO
RAMOS Dierisy Argelida FAU
20145408170.scdf
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 15.12.2022 19:51:34 -05:00



DEDICATORIA

A Dios
todopoderoso, por
ser mi guía espiritual
y el Creador
Supremo.

A mis apreciados padres, Guillermo Sillo
Castillo y Felicitas Alejo Coaquira, porque
guiaron mis pasos hacia mi desarrollo
personal y profesional.

A los docentes de esta
universidad, porque con sus
valiosas enseñanzas
contribuyeron con mi
formación académica.



AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a mi alma mater a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno y a la empresa Minarsa S.A. Arequipa, por haberme dado la oportunidad de incrementar mis conocimientos profesionales.

A mis docentes por la enseñanza en las aulas para poder realizarme como profesional y en especial al Dr. Héctor Clemente Herrera Córdova, por su asesoramiento en la elaboración de este trabajo de investigación.

A mis hermanos Reynaldo Sillo Alejo y Rosario Sillo Alejo; por compartir los momentos alegres en mi vida cotidiana.



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 15

ABSTRACT..... 16

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 18

1.1.1 Descripción y definición del problema..... 18

1.1.2 Problema general 18

1.1.3 Problemas específicos..... 18

1.2 JUSTIFICACIÓN..... 19

1.3 OBJETIVOS 19

1.3.1 Objetivo general..... 19

1.3.2 Objetivos específicos 19

1.4 HIPÓTESIS..... 20

1.4.1 Hipótesis general..... 20

1.4.2 Hipótesis específicas..... 20

1.5 UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO DE LA EMPRESA MINERA..... 20

1.5.1 Ubicación 20

1.5.2 Vías de acceso..... 21



CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

| | |
|--|-----------|
| 2.1 ANTECEDENTES..... | 22 |
| 2.2 PROCESO DE LIXIVIACIÓN DEL ORO | 25 |
| 2.2.1 El cianuro en la extracción aurífera | 25 |
| 2.2.2 Aspectos generales sobre la química del cianuro | 25 |
| 2.3.2.1 Concepto de la lixiviación | 25 |
| 2.3.2.2 Métodos de lixiviación | 26 |
| 2.3.2.3 Cianuración del oro..... | 28 |
| 2.3.2.4 Química del cianuro en medio acuoso..... | 29 |
| 2.3.2.5 Disolución del oro en soluciones cianuradas | 30 |
| 2.3 TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN..... | 31 |
| 2.3.1 Lixiviación por agitación | 33 |
| 2.3.2 Principales factores que afectan la lixiviación por agitación..... | 35 |
| 2.3.2.1 Efecto de la concentración de cianuro | 35 |
| 2.3.2.2 Efecto del tamaño de partícula | 36 |
| 2.3.2.3 Efecto del oxígeno | 37 |
| 2.3.2.4 Efecto de la alcalinidad..... | 38 |
| 2.3.2.5 Efecto de la velocidad de agitación | 41 |
| 2.3.2.6 Efecto de la densidad de pulpa | 42 |

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

| | |
|--|-----------|
| 3.1 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN | 43 |
| 3.2 POBLACIÓN..... | 43 |
| 3.3 MUESTRA | 43 |



| | |
|--|-----------|
| 3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES | 44 |
| 3.4.3 Variables independientes | 44 |
| 3.4.4 Variable dependiente | 44 |
| 3.5 TÉCNICAS DE RECOJO DE INFORMACIÓN..... | 44 |
| 3.6 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN ... | 44 |
| 3.7 INSTRUMENTOS DE RECOJO DE INFORMACIÓN..... | 45 |
| 3.8 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO MINARSA S.A..... | 46 |
| 3.8.1 Almacenamiento de mineral | 46 |
| 3.8.2 Molienda | 47 |
| 3.8.2.1 Molino de bolas MAGENSA 6*6..... | 48 |
| 3.8.2.2 Molino de barras MAGENSA 5*5 | 48 |
| 3.8.3 Lixiviación y adsorción | 49 |
| 3.8.3.1 Agitador 20*20 | 50 |
| 3.8.3.2 Agitador 18*18 | 51 |
| 3.8.3.3 Agitador 8*10 | 52 |
| 3.8.3.4 Poza de solución rica | 53 |
| 3.8.4. Diagrama de flujo de la empresa minera Minarsa S.A. | 54 |
| 3.9 BALANCE DE MATERIA | 55 |
| 3.10 BALANCE METALÚRGICO..... | 55 |
| 3.11 BALANCE DE AGUA..... | 55 |
| 3.12 PROPIEDADES Y CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS MINERALES QUE COMPONEN EL CONCENTRADO UTILIZADO.. | 56 |
| 3.12.1 Arsenopirita | 56 |
| 3.12.1.1 Condiciones en la presencia de oro en FeAsS | 57 |
| 3.12.2 Pirita..... | 58 |



| | |
|--|-----------|
| 3.12.3 Calcopirita..... | 58 |
| 3.13 PREPARACIÓN DE REACTIVOS PARA LA TITULACIÓN..... | 59 |
| 3.14 PORCENTAJE SÓLIDOS..... | 60 |
| 3.15 PORCENTAJE DE HUMEDAD..... | 61 |
| 3.16 GRAVEDAD ESPECIFICA DEL MINERAL..... | 61 |
| 3.17 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA..... | 62 |
| 3.18 BALANCE METALÚRGICO..... | 65 |
| 3.19 DISEÑO FACTORIAL..... | 65 |
| 3.19.1 Matriz de diseño experimental..... | 67 |

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

| | |
|---|-----------|
| 4.1 DIAGNÓSTICO DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES..... | 68 |
| 4.1.1 Características del mineral..... | 68 |
| 4.1.2 Parámetros del proceso de cianuración..... | 69 |
| 4.2 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES..... | 69 |
| 4.2.1 Experimento 1..... | 70 |
| 4.2.2 Experimento 2..... | 71 |
| 4.2.3 Experimento 3..... | 73 |
| 4.2.4 Experimento 4..... | 74 |
| 4.2.5 Experimento 5..... | 76 |
| 4.2.6 Experimento 6..... | 77 |
| 4.2.7 Experimento 7..... | 79 |
| 4.2.8 Experimento 8..... | 80 |
| 4.3 COMPARACIÓN DE PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN DE ORO DE LOS 8 EXPERIMENTOS..... | 82 |



| | |
|--|----|
| 4.4 ANÁLISIS DE VARIANZA (ANOVA)..... | 82 |
| 4.5 ANÁLISIS PENDIENTE MÁXIMO ASCENSO..... | 84 |
| V. CONCLUSIONES..... | 87 |
| VI. RECOMENDACIONES | 88 |
| VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 89 |
| ANEXOS..... | 92 |

Área: Metalurgia Extractiva.

Tema: Diseño experimental.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 27 de diciembre del 2022



ÍNDICE DE FIGURAS

| | | |
|-------------------|---|----|
| Figura 1: | Plano de ubicación de la planta de beneficio Minarsa S.A. | 21 |
| Figura 2: | Comportamiento electroquímico del cianuro. | 30 |
| Figura 3: | Esquema de nivel de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - CN$ – a $25^{\circ}C$ | 32 |
| Figura 4: | Esquema de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - Cl$ a $25^{\circ}C$ | 33 |
| Figura 5: | Tipos de agitación. | 35 |
| Figura 6: | Efecto del pH sobre el comportamiento volumétrico para un electrodo de carbón vitreo GCE a 25 mV/s en solución cianurada aireada de cianuro de sodio = 0.1 M | 39 |
| Figura 7: | Formación de cianuro de hidrógeno y cianuro libre en soluciones acuosas en función del pH. | 40 |
| Figura 8: | Efecto de la temperatura en la disolución de oro a $0.25\% KCN$ | 41 |
| Figura 9: | Tipos de impulsores. | 42 |
| Figura 10: | Tolva de finos. | 46 |
| Figura 11: | Molino MAGENSA $6' \times 6'$ | 48 |
| Figura 12: | Tanques de agitación 8×10 , 20×20 y 18×18 | 49 |
| Figura 13: | Tanque agitador 20×20 | 50 |
| Figura 14: | Tanque Agitador 18×18 | 51 |
| Figura 15: | Tanque Agitador 8×10 | 52 |
| Figura 16: | Dimensiones de la poza de solución rica. | 53 |
| Figura 17: | Diagrama de flujo planta de beneficio Minarsa S.A. | 54 |
| Figura 18: | Muestra de Pirita en mineral. | 58 |
| Figura 19: | Laboratorio de titulación. | 59 |



| | |
|--|----|
| Figura 20: Porcentaje pasante de la muestra..... | 64 |
| Figura 21: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 1..... | 71 |
| Figura 22: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 2..... | 72 |
| Figura 23: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 3..... | 74 |
| Figura 24: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 4..... | 75 |
| Figura 25: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 5..... | 77 |
| Figura 26: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 6..... | 78 |
| Figura 27: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 7..... | 79 |
| Figura 28: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 8..... | 81 |
| Figura 29: Comparación de los % de recuperación en las pruebas experimentales.... | 82 |
| Figura 30: Diagrama de Pareto Estandarizado para el porcentaje de Recuperación... | 83 |
| Figura 31: Grafico de efectos..... | 84 |



ÍNDICE DE TABLAS

| | | |
|------------------|---|----|
| Tabla 1: | Acceso a la empresa Minarsa S.A..... | 21 |
| Tabla 2: | Resumen de diferentes tecnicas de lixiviacion de minerales. | 28 |
| Tabla 3: | Operacionalización de variables. | 44 |
| Tabla 4: | Volumen de los agitadores..... | 53 |
| Tabla 5: | Balance de materia de la Planta de beneficio Minas Arirahua S.A. | 55 |
| Tabla 6: | Balance metalúrgico de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A. | 55 |
| Tabla 7: | Requerimiento de agua de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A. | 56 |
| Tabla 8: | Balance de agua de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A. | 56 |
| Tabla 9: | Concentración de cianuro en las pruebas experimentales con 2 gotas de KI. | 60 |
| Tabla 10: | Resultado de ensayo de malla. | 63 |
| Tabla 11: | Resultados de análisis granulométrico del mineral con 500 gr..... | 63 |
| Tabla 12: | Balance metalúrgico con 6 L de agua y 2 Kg de mineral. | 65 |
| Tabla 13: | Condiciones mínimas y máximas para cada variable. | 66 |
| Tabla 14: | Matriz de experimentos para selección de variable. | 67 |
| Tabla 15: | Análisis químico del mineral de cabeza por oro, plata, azufre, hierro y cobre de la empresa minera Minarsa S.A. | 68 |
| Tabla 16: | Condiciones de lixiviación en las pruebas experimentales..... | 69 |
| Tabla 17: | Variables constantes..... | 70 |
| Tabla 18: | Experimento 1..... | 70 |
| Tabla 19: | Experimento 2..... | 72 |
| Tabla 20: | Experimento 3..... | 73 |
| Tabla 21: | Experimento 4..... | 75 |
| Tabla 22: | Experimento 5..... | 76 |



| | |
|--|----|
| Tabla 23: Experimento 6..... | 78 |
| Tabla 24: Experimento 7..... | 79 |
| Tabla 25: Experimento 8..... | 80 |
| Tabla 26: Análisis de varianza para porcentaje de recuperación. | 83 |
| Tabla 27: Camino de máximo ascenso para porcentaje de recuperación..... | 84 |



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

| | | |
|-------------------|---|------------------------------------|
| % | : | Porcentaje |
| °C | : | Grados centígrados |
| NaOH | : | Soda Caustica |
| NaCN | : | Cianuro de sodio |
| g/cm ³ | : | Gramos por centímetro cubico |
| g/L | : | Gramos por litro |
| H | : | Hora |
| Kg/m ² | : | Kilogramos por metro cuadrado |
| mg/L | : | Miligramos por litro |
| pH | : | Potencial de hidrogeniones |
| ppm | : | Partes por millón |
| TM | : | Toneladas métricas |
| TMSD | : | Toneladas métricas solidas por día |
| ρ | : | Densidad |
| Km | : | Kilómetros |
| Msnm | : | Metros sobre el nivel del mar |
| MS | : | Mineral sulfurado |
| μm | : | Micrómetro |



| | | |
|-------------------|---|-------------------------------|
| Rpm | : | Revoluciones por minuto |
| SCE | : | Electrodo de calomel saturado |
| GCE | : | Electrodo de carbón vitreo |
| AgNO ₃ | : | Nitrato de plata |
| KCN | : | Cianuro de potasio |
| KI | : | Ioduro de potasio |
| ml | : | Mililitros |
| Tc | : | Toneladas cortas |
| Oz | : | Onzas |



RESUMEN

El presente trabajo denominado “Tratamiento de minerales sulfurados auríferos por cianuración, en la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua - Arequipa”, se realiza por las bajas recuperaciones de oro por cianuración de tan solo 66%, perdiéndose el 36% de oro en los rípios de lixiviación, puesto que son minerales auríferos piriticos, el mismo que tiene una ley de cabeza de 12.46 g/TM. Para el desarrollo del trabajo primeramente se ha realizado la preparación mecánica de minerales utilizando una chancadora de quijada 9´x12´ luego se ha realizado una molienda hasta una granulometría de malla -325 (45µm), seguidamente se ha realizado las pruebas experimentales de cianuración, para lo cual se ha considerado tres variables, la concentración de cianuro, la densidad de pulpa y la presión de aire, se ha determinado que ha una concentración de cianuro de 0.27 g/L, la densidad de pulpa a 1300 g/L y una presión de aire a 14 kg/cm², se alcanza una recuperación de oro de 78.1%. En las pruebas experimentales se observa que a mayor concentración de cianuro igual a 0.26 g/L, una densidad de pulpa de 1270 g/L y una presión de aire de 12 kg/cm² existe una recuperación de oro igual a 74.8%, a mayor densidad de 1270 g/L, una concentración de cianuro de 0.25 g/L y una presión de aire de 10 kg/cm² existe una recuperación de oro igual a 73.1%, a mayor presión de aire de 14 kg/cm², una concentración de cianuro de 1300 g/L y una presión de aire de 14 kg/cm² existe una recuperación de oro igual a 76.5%, para el análisis estadístico de análisis de laboratorio se ha utilizado el programa Microsoft Excel y Statgraphics centurión XVIII.

Palabras Claves: Concentración, densidad de pulpa, presión de aire, recuperación de oro, tratamiento de minerales sulfurados auríferos.



ABSTRACT

The present work called "Treatment of gold-bearing sulphide minerals by cyanidation, in the Minarsa S.A. benefit plant. Yanaquihua - Arequipa", is carried out due to the low recoveries of gold by cyanidation of only 66%, losing 36% of gold in the leaching debris, since they are pyritic gold-bearing minerals, the same one that has a head grade of 12.46 g/MT. For the development of the work, firstly, the mechanical preparation of minerals has been carried out using a 9'x12' jaw crusher, then grinding has been carried out to a -325 mesh granulometry (45 μ m), then the experimental cyanidation tests have been carried out, for which three variables have been considered, the cyanide concentration, the pulp density and the air pressure, it has been determined that there is a cyanide concentration of 0.27 g/L, the pulp density at 1300 g/L and a air pressure at 14 kg/cm², a gold recovery of 78.1% is achieved. In the experimental tests it is observed that at a higher concentration of cyanide equal to 0.26 g/L, a pulp density of 1270 g/L and an air pressure of 12 kg/cm² there is a gold recovery equal to 74.8%, At a higher density of 1270 g/L, a cyanide concentration of 0.25 g/L and an air pressure of 10 kg/cm² there is a gold recovery equal to 73.1%, at a higher air pressure of 14 kg/cm², a cyanide concentration of 1300 g/L and an air pressure of 14 kg/cm² there is a gold recovery equal to 76.5%, for the statistical analysis of laboratory analysis, the Microsoft Excel program has been used and Statgraphics Centurion XVIII.

Keywords: Concentration, pulp density, air pressure, gold recovery, treatment of gold sulphide minerals.



CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

Cuando se realiza el proceso de cianuración en minerales se presentan problemas especialmente cuando el oro está encapsulado y diseminado en minerales sulfurados, donde se concentra en porcentajes elevados en tamaños menores de 20 μm , incluso se observa la presencia de oro submicroscópico, lo cual hace más complicado su tratamiento.

Las minas auríferas que contienen minerales con alta concentración de sulfuro de hierro como la marcasita, piritita y pirrotina cuando se incluyen en un proceso de tratamiento de cianuración, presentan una tendencia a la descomposición en la solución cianurada. Asimismo, los minerales que contienen oropimente, rejalgar y arsenopirita, derivan productos de descomposición que genera efectos perjudiciales durante el proceso de disolución de los metales preciosos, comúnmente encontramos oro asociado a este tipo de compuestos, se les denomina minerales refractarios.

En el Perú se tiene yacimientos de minerales de oro con altos contenido de elementos cianicidas y algunos refractarios, obteniendo bajos porcentajes de recuperación y alto consumo de reactivo, es por ello que las compañías mineras buscan solución a dichos problemas.

Revisando los procesos tecnológicos para el análisis y tratamiento de materiales refractarios, como es el caso de Minas Arirahua, se realizó pruebas de investigación metalúrgica respecto de los factores que intervienen en el proceso de cianuración de las variables más esenciales implicadas en el proceso, de manera que, los resultados sean más óptimos y de mayor rentabilidad.



1.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.1 Descripción y definición del problema

En la empresa Minera Minarsa S.A., actualmente beneficia minerales de oro, cuyos componentes de diversas especies presentan un fuerte contenido de mineral sulfurado, dando lugar a pérdidas de oro en los relaves de lixiviación. En la actualidad se presentan dificultades con respecto a las bajas recuperaciones de este mineral, por lo que solo se alcanza el 66%, lo cual indica pérdidas económicas significativas para la empresa minera. Por otra parte, el relave no se encuentra cuantitativamente determinado, lo que deviene en un bajo resultado respecto del porcentaje de recuperación en comparación con los procedimientos normales que se ejecutan sin contar con la pirita y calcopirita.

La pirita (sulfuro de hierro) ha sido encontrado como el mineral de alta ley y en grandes cantidades, por lo general ocurre una pérdida de oro debido a este tipo de minerales refractarios a los procesos convencionales de lixiviación. Y así comparar las 8 pruebas experimentales de cianuración en las diferentes pruebas realizadas para determinar soluciones factibles y rentables en su proceso.

1.1.2 Problema general

¿Sera posible aumentar las recuperaciones de minerales sulfurados auríferos por cianuración, en la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua - Arequipa?

1.1.3 Problemas específicos

- ¿En qué medida es posible la adecuada concentración de cianuro de sodio, en el proceso extractivo del oro en los minerales refractarios?
- ¿Cómo determinar la densidad de pulpa adecuada para la recuperación de oro?
- ¿Cómo se puede precisar la inyección adecuada de la presión de aire en los tanques de lixiviación?



1.2 JUSTIFICACIÓN

El estudio se justifica debido a que el precio del oro se ha incrementado gradualmente, lo que hizo posible poner en actividad muchos yacimientos mineros, en la planta de beneficio Minarsa S.A., la recuperación de minerales sulfurados auríferos es deficiente en el proceso extractivo del oro de solo el 66% debido a los minerales refractarios en la empresa minera, alcanzando una baja recuperación, esto hace que haya una pérdida de oro, esto se ve en los resultados de análisis en el laboratorio químico. Por lo que, esta investigación procura plantear alternativas de solución a las dificultades ya mencionadas en los procedimientos de lixiviación, optimizando la concentración de cianuro, la densidad de pulpa y la presión de aire adecuada elevando la disolución del oro, esta investigación responde a las expectativas de una minería sostenible y responsable. Por consiguiente, generar mejores ganancias al fisco mediante el canon minero que también beneficiará a los ciudadanos de la región, logrando un mejor nivel de vida, mayores empleos directos e indirectos y contribuyendo con el desarrollo local y regional, además de mejorar la salud, educación y vivienda.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo general

Aumentar la recuperación de oro por cianuración, realizando el tratamiento de los minerales sulfurados, en la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua - Arequipa.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar la concentración de cianuro de sodio, para el adecuado tratamiento de los minerales sulfurados.
- Determinar la densidad de pulpa del mineral.
- Determinar la presión de aire para la inyección necesaria en los tanques de lixiviación.



1.4 HIPÓTESIS

1.4.1 Hipótesis general

Con el tratamiento de minerales sulfurados auríferos por cianuración, en la planta de beneficio Minarsa S.A., Yanaquihua Arequipa será de gran utilidad para aumentar la recuperación de oro para la empresa y otras áreas interesadas.

1.4.2 Hipótesis específicas

- Con la determinación de la concentración de cianuro aumentará la recuperación de oro a partir de sus minerales sulfurados, repercutirá en la buena marcha del proceso.
- La determinación de la densidad de pulpa, aumentara la recuperación de oro en los minerales refractarios.
- Será beneficiosa la determinación de la presión de aire, para la inyección apropiada en los tanques de lixiviación y así aumentar la recuperación de oro.

1.5 UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO DE LA EMPRESA MINERA

1.5.1 Ubicación

Minera Minarsa S.A. se encuentra localizada próxima al anexo de Arirahua, que pertenece a Yanaquihua, en la provincia de Condesuyos, región Arequipa. Desde el punto de vista geográfico se ubica en la cabecera de la quebrada de Huichucuy, que pertenece al macizo occidental de la cordillera de los Andes, en el lado oeste, alcanzando una altitud de 3733 m.s.n.m., a una distancia de 180 Km al noroeste de la capital de la región Arequipa.

Arirahua tiene las siguientes coordenadas UTM:

8264 000 N – 8279 000 N

714 500 E – 731 000 E

1.5.2 Vías de acceso

Con respecto a las vías de acceso, el ingreso a esta unidad minera se realiza desde Arequipa por carretera asfaltada y afirmada en un tramo de 275 Km. Como se indica en el siguiente plano:

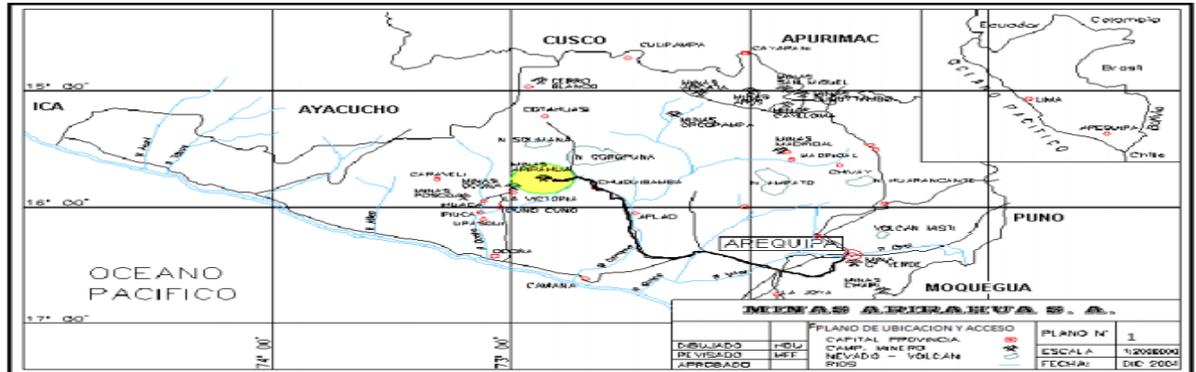


Figura 1: Plano de ubicación de la planta de beneficio Minarsa S.A.

Fuente: INGEMMET.

Tabla 1: Acceso a la empresa Minarsa S.A.

| Detalle | Recorrido | Estado del acceso vial |
|--|---------------------------------------|--------------------------|
| De Arequipa al punto de desvío a Camaná | Noventa y dos kilómetros | Vía asfaltada |
| Desde el punto de desvío de Camaná a Chuquibamba | Ciento dieciocho kilómetros | Vía afirmada y asfaltada |
| De Chuquibamba al punto de desvío de Cotahuasi | Treinta y cinco kilómetros | Vía afirmada |
| Del punto de desvío de Cotahuasi al punto de desvío de Salamanca | Quince kilómetros | Vía afirmada |
| Del punto de desvío de Salamanca a Arirahua | Quince kilómetros | Trocha carrozable |
| Recorrido total de Arequipa a Arirahua | Doscientos setenta y cinco kilómetros | Trocha carrozable |

Fuente: Departamento de Geología INGEMMET.



CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES

Guerrero (2015) presento un estudio titulado “*Estudio físico-químico comparativo de lixiviación con cianuro y tiourea en concentración de oro, procedente de la planta de beneficio –FRANROMED- del Cantón Camilo Ponce Enriquez, Provincia de la Azuay*”, con el objetivo de analizar el proceso de lixiviación de minerales auríferos que han sido concentrados por el método de flotación utilizando cianuro y tiourea. El cianuro se utiliza en los procesos de recuperación de oro desde hace más de cien años atrás porque genera mayor rentabilidad y es de bajo costo, pero este elemento ha sido limitado por su alto nivel de toxicidad. En el caso de la tiourea es un agente inocuo para la recuperación del oro y la plata. En el presente estudio se propusieron los procedimientos operativos más óptimos que se necesitan para el método de lixiviación con cianuro y tiourea como el control de pH, concentración del mismo agente lixivante, velocidad de agitación y control de potencial de redox. Los resultados indican que, el nivel máximo de disolución alcanzó 34,13% con cianuro y 32,9% con tiourea en un periodo de 4 horas. Se concluye que, la disolución de oro con tiourea se alcanza ejecutar con un potencial de redox superior a 300 mV/SHE.

Blas & Vera (1935) en su tesis de investigación titulada “*Estudio comparativo de la efectividad y costos de los métodos químicos de neutralización de cianuro*”, con el objetivo de realizar un comparativo respecto de las técnicas químicas utilizadas que se basan en la utilización de cianuro que provienen de los relaves cianurados y la rentabilidad que se deriva de estos. Se trabajó con 50 patrones de muestra extraídas de los relaves de cianuración de una unidad minera próxima a la región La Libertad. Los componentes de cada muestra indican un 1 L de solución que se utiliza en el proceso de



tratamiento respecto de tres variables que son: la concentración, el pH y el tiempo utilizado, en 25 ensayos. Luego de la aplicación se hizo la respectiva comparación para determinar los niveles de eficiencia en ambos casos y la diferencia de costos. En la investigación se concluye que, aplicando la metodología de oxidación con peróxido de hidrogeno, se alcanza una máxima remoción de cianuro con un pH de 9.7 y una ratio de 1.5 G/G CN, y el mayor porcentaje de remoción observado en la primera hora de reacción fue de 20,80% para el cianuro total y de 97,67% para el cianuro libre. En cambio, aplicando el método de neutralización con sulfato ferroso se alcanza una máxima remoción a un pH de 4 y una ratio de 3,046 g, presentando los porcentajes de 92,06% y de 98,77% de cianuro libre, por lo que este método es más eficiente y de menos costo.

Morales (2016), realizó una investigación titulada *“Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la Minera Santa Fé por lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo”*, con el objetivo de optimizar de oro y plata en los procedimientos de cianuración típica, con uso de relave sulfurado de la compañía minera Santa Fé de Ancón, Lima. Se hizo uso del metodo experimental, con el proposito de mejorar los niveles de extracción de estos minerales, en la medida de que se iban aumentando los niveles de oxígeno en los procedimientos de disolucion para reducir el consumo de cianuro y el tiempo utilizado en la lixiviación evitando la volatilización en forma de acido cianhídrico para mejorar la rentabilidad económica en dichos procesos. Al respecto se ejecutaron 5 ensayos de cianuración convencional, con bajos resultados de extracciones de oro y plata, pero con la visión de peróxido de hidrogeno y acetato de plomo, se obtuvieron mejores resultados en los procesos de extracción de estos minerales con menos tiempo de lixiviación. Se concluye que, las extracciones mas óptimas se relacionan con una granulometría de 95.4%-200 malla; densidad de pulpa sw 1330



gramos por litro; pH 11.05, tiempo utilizado de setenta y dos horas y 0.5% de NaCN, entre otros, con lo que se logra mayores utilidades para la empresa.

Rivera (2018), realizó un trabajo de investigación titulado “*Optimización del pH en la cianuración de oro a partir de minerales arsenopiríticos en la minera aurífera Retamas S.A.*”, con el objetivo de optimizar los parámetros del pH en la cianuración del oro utilizando arsenopiríticos. El estudio es experimental y corresponde al tratamiento de minerales auríferos cuyas leyes varían entre 7 a 12 gramos por tonelada y presentan alto contenido de arsénico que significa un problema porque implica la presencia de cianuro, lo que a su vez genera excesivo consumo de cianuro que eleva los costos de producción. En la investigación se utilizó la metodología por objetivos, en la cual se hicieron ensayos con granulometría -m400 entre 95-98%, y una concentración de NaCN al 0,25% con pH de 11 a 12,5, con tiempo de agitación de 24, 48 y 72 horas, a 750 revoluciones por minuto. En la investigación se concluye que, cuando se realizan procedimientos con altos pH, se alcanza un menor consumo de NaCN y se reduce notablemente la disolución de arsénico.

Aramburu (2003), realizó una investigación titulada “*Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirítico, para la optimización del proceso de cianuración: utilizando el Programa Estadístico Statgraphic Plus Aramburu*”, con el objetivo de analizar y evaluar la eficiencia del programa estadístico mencionado en los procedimientos de aireación de concentrados de oro pirítico para mejorar los procedimientos de cianuración en este mineral. El estudio inició con la caracterización de la muestra a través de un microscopio óptico polarizado para visualizar la presencia de pirita, esfalerita, calcopirita, electrum, marcasita, pirrotita, arsenopirita, ganga y rutilo. En esta visualización se observó la presencia de partículas de oro incluidas en la pirita, con diferentes dimensiones granulométricas, pero inferiores a doscientos nanómetros observando también partículas de oro y plata con dimensiones menores a dos micras. Estas



características implican que el concentrado sea refractario al tratamiento convencional para el proceso de cianuración lo cual eleva sus costos de operación. Con la aplicación del modelo matemático a través del diseño hexagonal se observa que las variables tienen una fuerte influencia en el pH y el tiempo, de manera que permite una recuperación aceptable en el proceso de cianuración. Se concluye que, la aplicación de este modelo matemático implica la optimización de los procesos de cianuración en contraposición al modelo convencional.

2.2 PROCESO DE LIXIVIACIÓN DEL ORO

2.2.1 El cianuro en la extracción aurífera

Es un insumo o material que se utiliza para aplicarlo a sustancias o elementos que están compuestos por carbono y nitrógeno con el fin de ejecutar procedimientos de separación de minerales previamente identificados. Este componente se puede encontrar en las bacterias, insectos, entre otros.

La propiedad fundamental de este insumo es que tiene una gran capacidad de disolver el oro en medios acuosos, en tal sentido, desde el punto de vista técnico y económico este insumo se utiliza mayormente en los procedimientos de disolución del oro, por lo que se sabe que el más del 90% del oro extraído de todo el planeta corresponde al uso de este componente.

En lo específico, para los procedimientos de extracción del oro, el insumo que más se usa es el cianuro de sodio, en segundo lugar, el cianuro de potasio.

2.2.2 Aspectos generales sobre la química del cianuro

2.3.2.1 Concepto de la lixiviación

Es un conjunto de procedimientos que permiten ejecutar la disolución selectiva de metales que se encuentran como minerales, en su estado sólido, a través de una solución acuosa.



2.3.2.2 Métodos de lixiviación

Caceres (2007), menciona que existen diferentes técnicas para ejecutar procesos de lixiviación, los cuales se citan a continuación:

- **Cianuración in situ:**

Hace referencia a los procedimientos que se ejecutan para la aplicación directa de las soluciones en un mineral por cuanto implica bajos costos de inversión, pero que si permiten recuperar los valores metálicos que no pueden ser extraídos de otra manera. Los bajos gastos de operación permiten disminuir los procedimientos de extracción minera como los gastos de transporte, la gestión de los desechos y la construcción de la planta de lixiviación.

- **Cianuración en botaderos:**

En estos procesos las inversiones son bajas, en la medida en que consiste en el tratamiento de la lixiviación de los desmontes, de los materiales que tienen baja ley y que no pueden ser procesados por métodos convencionales. El procedimiento consiste en depositar el material encima de las superficies que son poco permeables, de manera que las soluciones percolan por gravedad. A pesar de que son de grandes tamaños, la inversión es baja, pero también la recuperación es baja, porque solo llega al 60% como máximo. Este procedimiento se aplica en los siguientes casos:

- Cuando el material se presenta en grandes dimensiones.
- Cuando la penetración del aire es baja dentro del botadero
- Se requiere compactar la superficie utilizando maquinaria pesada
- La superficie es de baja permeabilidad
- La granulometría es heterogénea, lo que hace que su canalización sea excesiva.



- **Cianuración en Pilas (Pad):**

En este proceso el mineral que corresponde a la materia prima extraído a cielo abierto o con labores subterráneas debe estar adecuadamente preparado en un proceso de molienda y chancado que permita obtener una granulometría adecuada con un buen nivel de permeabilidad. Luego se coloca el mineral en montones de sección trapezoidal y altura calculada para proceder a su riego en la solución lixiviante. Luego de la percolación se hace la recolección de los líquidos enriquecidos para llevarlos a la planta de proceso de recuperación del mineral, por lo que las aguas que sobran del proceso se reacondicionan para ser recicladas hacia las pilas. En otros casos es conveniente agregar agua nueva para evitar pérdidas de evaporación (pág. 45).

- **Cianuración en Bateas Inundadas:**

Mediante este método se contacta el lecho de mineral con la correspondiente solución acuosa que permite la percolación inmediata dentro de la batea o estanque, siempre que los minerales deben presentar contenidos metálicos altos o muy altos, de modo que, el tiempo de lixiviación sea desde 13 a 14 días con la suficiente cantidad de mineral percolable, lo que reduciría fuertemente la inversión inicial.

- **Cianuración por Agitación:**

La lixiviación por agitación se utiliza en los minerales de leyes más altas, cuando los minerales generan un alto contenido de finos en la etapa de chancado, o cuando el mineral deseado está tan bien diseminado que es necesario molerlo para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixiviante. Es también el tipo de técnica que se emplea para lixiviar calcinas de tostación y concentrados. Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la

solución del orden de horas comparado con el proceso de lixiviación en pilas que requiere meses (pág. 63).

Tabla 2: Resumen de diferentes técnicas de lixiviación de minerales.

| Rangos de Aplicación | En botaderos | En pilas | Percolación | Agitación |
|--|---|---|--|---|
| Ley de mineral | Baja ley | Baja-Media | Media-Alta | Alta ley |
| Tonelaje | Grande | Gran o mediano | Amplio rango | Amplio rango |
| Inversión | Mínima | Media | Media-Alta | Alta |
| granulometría | Corrido de mina | Chancado grueso | Chancado Medio | Molienda húmeda |
| recuperaciones típicas | 40-50 % | 50-70 % | 70-80 % | 80-90 % |
| Tiempo de Tratamiento | varios años | varias semanas | varios días | horas |
| Calidad de soluciones | diluidas | diluidas | concentradas | medianas |
| problemas principales en su aplicación | Recuperación incompleta, re precipitación de Fe y Cu, | Recuperación incompleta, requiere de grandes áreas, catalizaciones, precipitaciones, evaporación. | Bloqueo por finos, requiere de inversión, manejo de materiales, necesidad de mayor control en la planta. | Molienda, lavado en contracorriente, tranque de relaves, inversión muy alta, control de la planta es más sofisticado. |
| | canalizaciones, evaporaciones, perdidas de soluciones muy diluidas. | | | |
| | | | | |

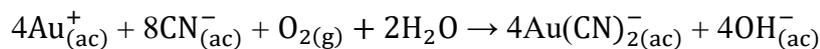
Fuente: Caceres Arena, hidrometalurgia y electrometalurgia 2007, pág. 40.

2.3.2.3 Cianuración del oro

La lixiviación utiliza la propiedad del oro de disolver en soluciones alcalinas diluidas de cianuro de sodio y cianuro de potasio, en presencia del oxígeno, de manera preferencial sobre otras menas. Sin embargo, industrialmente se prefiere usar el cianuro de sodio “NaCN” por su mayor contenido de cianuro activo por unidad de peso: 53%, versus el 40% en el caso de cianuro de potasio “KCN”, lo que influye en los pesos de comercialización y transporte. El cianuro de calcio, CaCN_2 , no es tan utilizado, a pesar de presentar un buen porcentaje de ion CN^- activo 56,5% dado que suele comercializarse con un mayor contenido de impurezas que en los otros dos casos. La reacción de disolución que tiene lugar durante la lixiviación de estos elementos con soluciones de

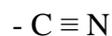


“NaCN”, son de tipo electroquímico. El resultado químico de esta cianuración, se expresa en la siguiente ecuación, denominada ecuación de Elsner:



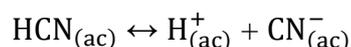
2.3.2.4 Química del cianuro en medio acuoso

El principal reactivo es el ion cianuro CN^- , que tiene una sola valencia y cuyo enlace químico es el siguiente:

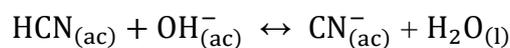


Observamos que la ecuación matemática implica que este elemento es de libre valencia y cuando se une con el sodio resulta el cianuro de sodio “NaCN”; en cambio cuando se une con el potasio resulta el cianuro de potasio “KCN”. En el caso de una unión con el oro el resultado es $\text{Cu}(\text{CN})_2$, por lo que se requieren dos radicales cianógenos.

En el caso de que los cianógenos unen sus valencias libres con el hidrogeno, resulta el compuesto HCN, denominado ácido cianhídrico que tiene altos niveles de toxicidad y es de fácil reacción.

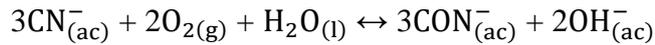


Por eso, las mencionadas soluciones acuosas en pH básico o esencial de metales cianurados están con una alta presencia de iones hidroxilos y, en la formación de complejos, estos se enfrentan exitosamente por el metal:



Cuando se tiene un pH de 9,3, el 50% del cianuro se identifica como HCN, mientras que la otra parte se denomina ion cianuro CN^- y, a Ph 8,4 sobre el 90% está como HCN.

A su vez, tanto el ácido cianhídrico como el ion cianuro libre, en presencia de oxígeno y bajo condiciones adecuadamente oxidantes, se oxidan a cianato CNO^- de acuerdo a las siguientes ecuaciones:



Estas reacciones son indispensables durante las operaciones de cianuración, ya que reducen el cianuro libre disponible y el cianato que se forma no disuelve el oro. Como se muestra en la siguiente figura

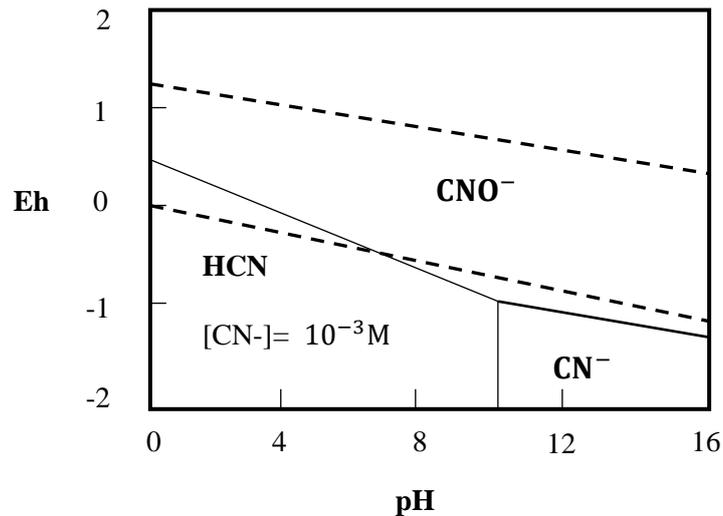


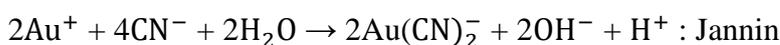
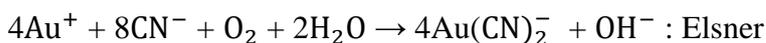
Figura 2: Comportamiento electroquímico del cianuro.

Fuente: Perez D. J., 2008, ingeniería & desarrollo pág. 24:67.

Los procesos de oxidación en la práctica necesitan de compuestos oxidantes muy poderosos como el ozono (O_3), el peróxido de hidrógeno (H_2O_2), y el ácido hipocloroso (HClO) que permita alcanzar la reacción para la eliminación de cianuro con una velocidad notable.

2.3.2.5 Disolución del oro en soluciones cianuradas

En su manifestación más sencilla, la reacción referente a la disolución de oro metálico en una muestra diluida de cianuro es:





Barsky & Easley (1935), estudiaron lo que corresponde a los procesos de formación de los iones complejos, del oro y cianuro $2\text{CN}(\text{Au})_2^-$, respecto de su energía libre. En tal sentido, cuantificaron las reacciones observadas determinando cuales de las mismas son teóricamente posibles en condiciones normales de cianuración con sus constantes de equilibrio, por lo que proponen lo siguiente:

Respecto de la fórmula de Elsner: $K = 10^{66}$

Respecto de la fórmula de Jannin: $K = 10^{9.9}$

Respecto de la fórmula de bodlaender: $K = 10^{16}$ y $10^{12.1}$

Por consiguiente, la fórmula de Elsner representa en términos reales la reacción de la disolución del oro en las soluciones de cianuración.

2.3 TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN

Representadas tradicionalmente en los esquemas de pourbaix (Fig. 3 y 4) que vinculan el nivel de oxidación, reducción (Eh) con el pH del medio. En estos esquemas se observa los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, AuO_2 , HAuO_3^{2-} y también el ion Au^{3+} , que poseen fuerte indicativos redox mas altos a los componentes del oxígeno para formarse. Por lo tanto, la lixiviación del oro es muy difícil por la estabilidad de este último compuesto (Misari, 2010).

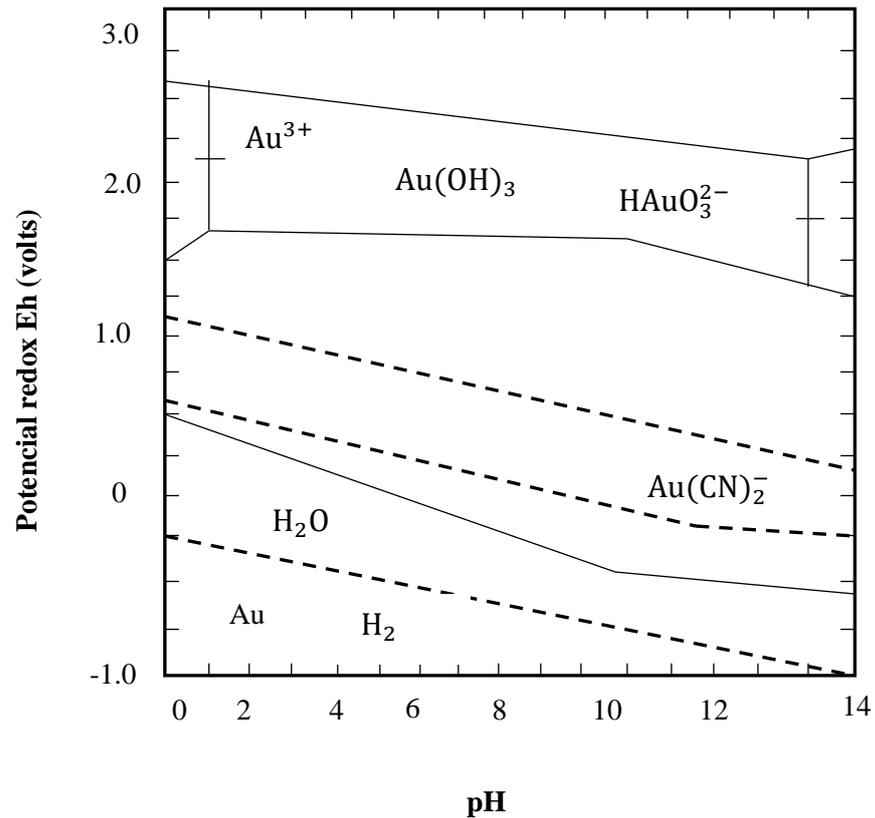


Figura 3: Esquema de nivel de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - CN^-$ a $25^\circ C$.

Fuente: (Misari, 2010).

En el esquema se muestra la curva de relación $Au - H_2O - CN^-$, la respuesta $Au(OH)_2^- + e^- = Au + 2CN^-$, se realiza respetando los niveles que corresponden a la estabilidad del agua, en los cuales el complejo aurocianuro está delimitado por una línea con una pendiente notable por defecto de la hidrólisis cuando se alcanza un pH igual a 9 transformándose en una curva semihorizontal por la acción oxidante del oxígeno en medio alcalino, lo cual, hará posible la reacción de cianuración por reacción de aurocianuros. También se observa que los compuestos $Au(OH)_3$, Au^{+3} , $HAuO_3^{2-}$ se redicen por la acción del cianuro.

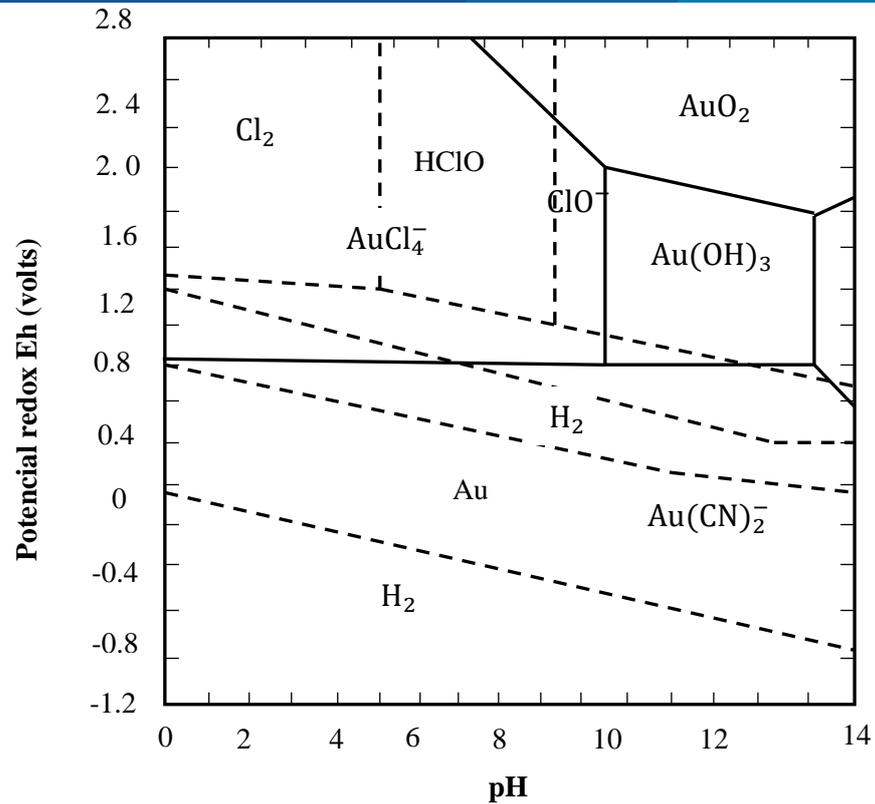


Figura 4: Esquema de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - Cl$ a $25^\circ C$.

Fuente: Misari, 2010.

2.3.1 Lixiviación por agitación

Para ejecutar estos procesos es necesario la presencia notable de liberación del mineral que permite tener buenas recuperaciones de oro, en tanto este mineral está más expuesto a las soluciones cianuradas, será mayor su recuperación. En el proceso de molienda se den alcanzar tamaños menores malla -325, por lo que los procedimientos de agitación se realizan entre 6 a 48 horas para ser que la concentración de cianuro se ubique en el rango 0.15 g/L a 0.27 g/L el pH debe estar en 12, para así evitar la pérdida de cianuro por la formación de gases como el cianuro de hidrogeno por hidrolisis, con el fin de lograr la neutralización de los elementos ácidos de los minerales piritizados, lo que se logra empleando soda caustica para evitar la acidez del pH.

Con respecto a la recuperación de este mineral en soluciones ricas, se llevan a cabo de dos maneras: precipitando polvos de Zinc Merrill Crowe y por otra parte, la de



carbón activado CIP. Seguidamente se realiza el procedimiento de desorción del carbón activado, la electrodeposición del oro, la fundición del oro finalizando con la electrorefinación del oro con el fin de obtenerlo en lingotes.

Con respecto a la agitación implica la mezcla de líquido y sólido con presión de aire, lo cual se realiza en tanques circulares, con la suficiente capacidad que posibilite el equilibrio del oro a disolverse en la solución cianurada. Los agitadores tienen diferentes tipos de fabricación como el agitador Brown o tanque Pachuca cuya altura es igual a su diámetro, de modo que, el proceso de agitación de una columna de ascensión del aire hacia la parte central del cono, depende de sí misma. La función de los agitadores mecánicos es inyectar aire al centro del elevador de aire, lo cual posibilita airear la pulpa mientras se realice la agitación mecánica que permita mantener la pulpa en suspensión.

Los beneficios en comparación con otro proceso de cianuración son:

- Mayor recuperación del metal
- Poco tiempo de lixiviación.
- Procedimiento permanente y automatizado.
- Facilidad para tratar minerales complejos.

Sus desventajas son:

- Altos costos de producción.
- Necesita una granulometría fina y una fase que permita separar el sólido del líquido.

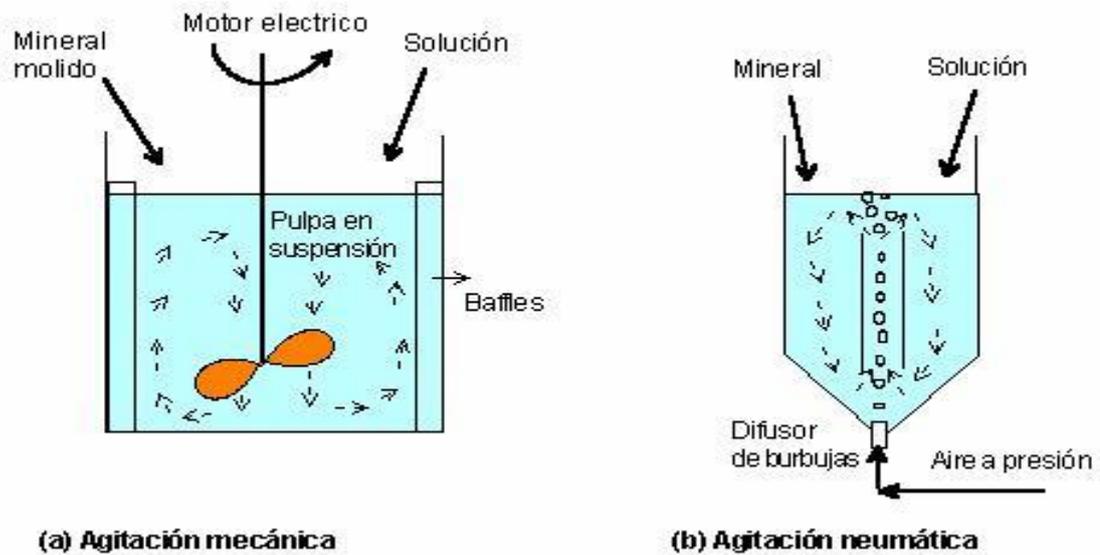


Figura 5: Tipos de agitación.

Fuente: Caceres Arena, hidrometalurgia y electrometalurgia, 2007, pág. 64.

2.3.2 Principales factores que afectan la lixiviación por agitación

La velocidad de disolución del oro utilizando la lixiviación por agitación puede depender entre otros de:

2.3.2.1 Efecto de la concentración de cianuro

Blas & Vera (1935) la presencia de metales y metaloides en las soluciones cianuradas de mena resulta en la formación de complejos solubles de cianuros metálicos.

Los metales del grupo de transición pueden formar complejos estables con el cianuro en presencia de un exceso de iones de cianuro; en el caso donde se forman complejos estables de alta coordinación con el catión, es posible que la formación de estos complejos consuma el ion cianuro disponible dejando una porción del catión, es posible que la formación de estos complejos consuma el ion cianuro dejándolo una porción del catión para que se hidrolice y precipite como un hidróxido, (pág. 20). Se sabe que 28 elementos en diferentes estados de oxidación, pueden formar 72 complejos con el cianuro, la mayoría aniónicos.



Existen complejos de cianuro que tienen la capacidad de disociarse y convertirse en ácidos débiles con pH que fluctúa a los 4,5 y $\log 465 K \leq 30$), lo cual genera notable concentraciones de cianuro libre por lo que se llama complejos de 466 cianuro disociable en ácidos débiles (pág. 21)

2.3.2.2 Efecto del tamaño de partícula

En los casos de presencia de oro con granulometría gruesa, lo que se hace es eliminarlo utilizando trampas gravimétricas de oro como paños, jigs, paños, entre otros. Antes del proceso de cianuración, sino se realiza dicho proceso las partículas no se disolverían completamente en el tiempo programado para dicho proceso. El otro proceso practico orientado a reducir el tamaño de las partículas, es la molienda.

Conviene subrayar que la rapidez de disolución del oro es proporcional a la superficie expuesta de este mineral, la cual está en relación con el tamaño de la partícula y del grado de liberación. Cabe anotar que, la velocidad de disolución se incrementa respecto del menor tamaño de las partículas, pero también aumenta las reacciones de otros elementos, por lo que debe determinarse un punto de equilibrio respecto del tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y la cantidad de cianuro (Romero & Flores, 2010, pág. 135).

En los procesos de disolución se ha determinado que una partícula de oro de $45\mu\text{m}$ de grosor tarda como máximo 12 horas para disolverse, en el caso de una partícula de $150\mu\text{m}$ se requieren más de 48 horas. En el caso de la plata el proceso de disolución dura el doble.

En la practica la granulometría más aceptada de las plantas CIP corresponde a 80% -200mesh.



2.3.2.3 Efecto del oxígeno

Romero & Flores (2010), mencionada que una concentración de cianuro es fácil de controlar, lo cual no sucede con el oxígeno, por su escala de solubilidad en agua, que a nivel de mar y a 25° centígrados es posible obtener una solución 8,2 mg O₂/L (0.082 g/l).

Por lo que el proceso de cianuración puede ser controlado a través del transporte, el cianuro es fácil de controlar, en el caso del oxígeno es complicado relajar su control en una solución.

Se ha logrado establecer en diversos ensayos experimentales que lo más aceptable corresponde a una relación [CN⁻] / [O₂] cercana a 6, lo cual permite alcanzar la velocidad máxima de disolución del oro.

Respecto de la concentración máxima de oxígeno, en una solución se asume como parámetro aceptable 8 mg/L, lo cual implicaría que el máximo cociente de disolución del oro, en condiciones óptimas de agitación y aireación, corresponden a los valores 0,0098% de NaCN (0,098 g/L) (pág. 135).

De acuerdo a las investigaciones realizadas, la rapidez de recuperación del oro está en proporción directa a la cantidad de oxígeno del gas que se emplea, por lo cual se deduce que la rapidez de disolución del oro con cianuro, también está en proporcionalidad directa a la presión del aire. Cuando se emplea oxígeno puro, sus costos son elevados, por lo que, lo mejor es utilizar el aire para ejecutar los procesos.

Por otro lado, es necesario señalar que el uso excesivo de oxígeno puede generar precipitación de planta como sulfuro y la formación de tiocianatos y sulfocianuros, lo cual equivale a consumir cianuro. Es necesario inyectar a los tanques una adecuada presión de aire, ya que la cianuración de minerales de pirita y calcopirita necesita la acción de factores oxidantes, como es el caso de oxígenos, lo que se consigue mediante tuberías metálicas perforadas que va conectado a una compresora de aire, colocadas



aproximadamente 3 metros sobre la base del tanque de agitación a través de aireadores de baja presión (blower). En el caso de tanques grandes es imposible utilizar sopladores, por lo que se requiere que el aire desplazado por medios naturales proporcione el oxígeno requerido (Davenport, 2011).

2.3.2.4 Efecto de la alcalinidad

Perez (2008), en el análisis del efecto del pH se obtienen voltagramas manteniendo fija las concentraciones de cianuro de sodio en solución con las variaciones del pH de 11 a 12.5. En los voltagramas potenciales cercanos -0.95 V vs SCE se observa la onda de adsorción típica para las diversas concentraciones de cianuro, por lo que el efecto del pH debe ser muy definido debido a la competencia de los iones de los cianuros libres con los iones hidroxilo en el caso que se absorbe la superficie del electrodo a concentraciones de cianuro. Sin embargo, se observa detalladamente que, a medida que el pH aumenta desde 11 hasta 12.5, las densidades respectivas se vuelven menos negativas lo que implica que se observa una competencia de los iones sobre la superficie del electrodo de carbón vítreo GCE (pág. 71).

En el siguiente diagrama se observa el nivel de reacción del proceso de disociación en equilibrio como una correspondencia del pH 9,3, cuando la mitad del cianuro total se presenta como cianuro hidrogeno y la otra parte como ion cianuro CN^- .

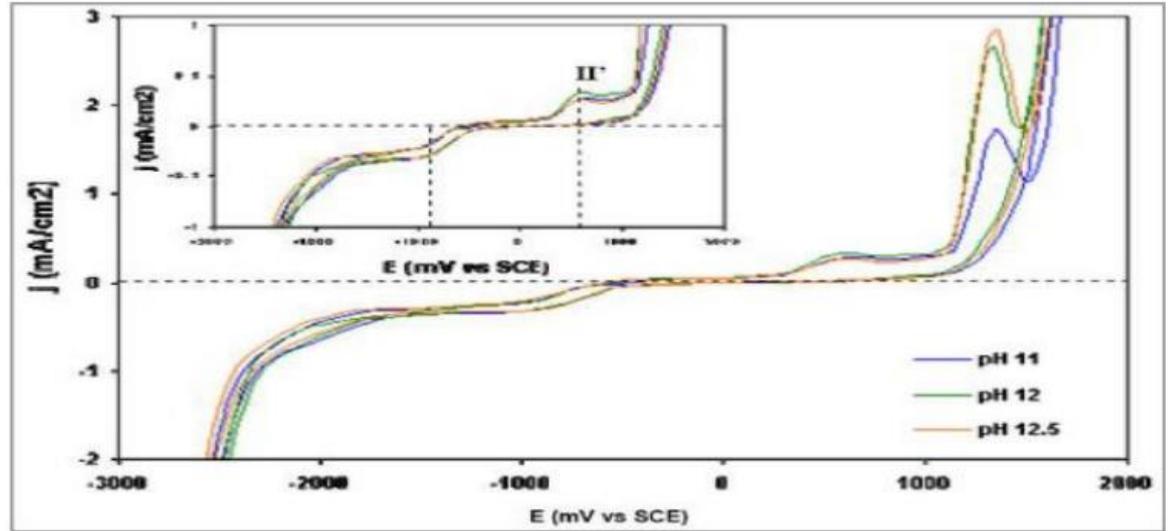


Figura 6: Efecto del pH sobre el comportamiento volumétrico para un electrodo de carbón vitreo GCE a 25 mV/s en solución cianurada aireada de cianuro de sodio = 0.1 M.

Fuente: Perez D. J., comportamiento electroquímico del cianuro 2008, pág. 62.

La proporción de ácido cianhídrico o ion cianuro que se observa en la solución de cianuración, está en función del pH, lo cual se detalla en la Tabla 3.

Tabla 3: Contenido de HCN en función del pH.

| pH | HCN (%) | CN ⁻ (%) |
|------|---------|---------------------|
| 8.4 | 90 | 10 |
| 9.3 | 50 | 50 |
| 10.2 | 10 | 90 |

Fuente: F. Misari Metalurgia del oro.

En la figura siguiente se observa la conveniencia de trabajar a pH superiores a 10:

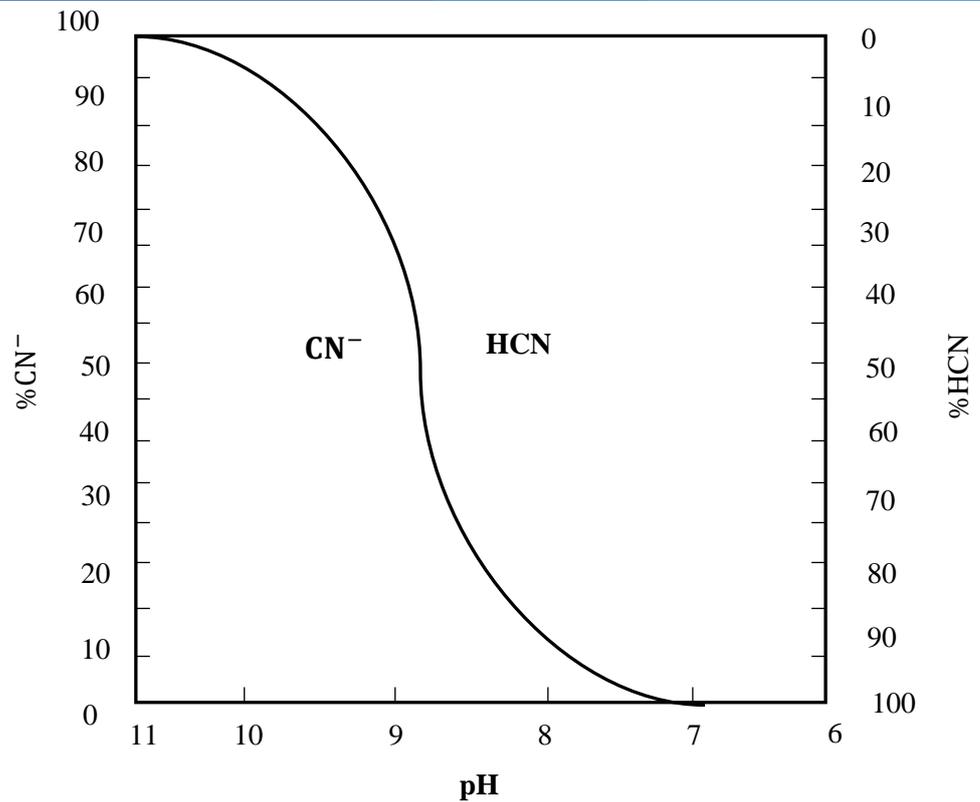


Figura 7: Formación de cianuro de hidrógeno y cianuro libre en soluciones acuosas en función del pH.

Fuente: Scott & Ingles J., 1991.

En diversos experimentos se ha podido demostrar que por encima de los 30° centígrados, el cianuro se descompone significativamente, por lo que conviene trabajar con temperaturas que varíen entre 15.5° y 20° centígrados. De acuerdo a lo señalado por Julian y Smart, la solubilidad del oro aumenta al máximo a los 85° centígrados cuando se trabaja con 0.25% de KCN, a pesar de que la cantidad de oxígeno a esta temperatura es menor que la mitad que presentaba a 25° centígrados. Asimismo, sostienen que a 100° centígrados la rapidez de disolución de oro es relativamente inferior a la máxima, como se observa en la Figura.

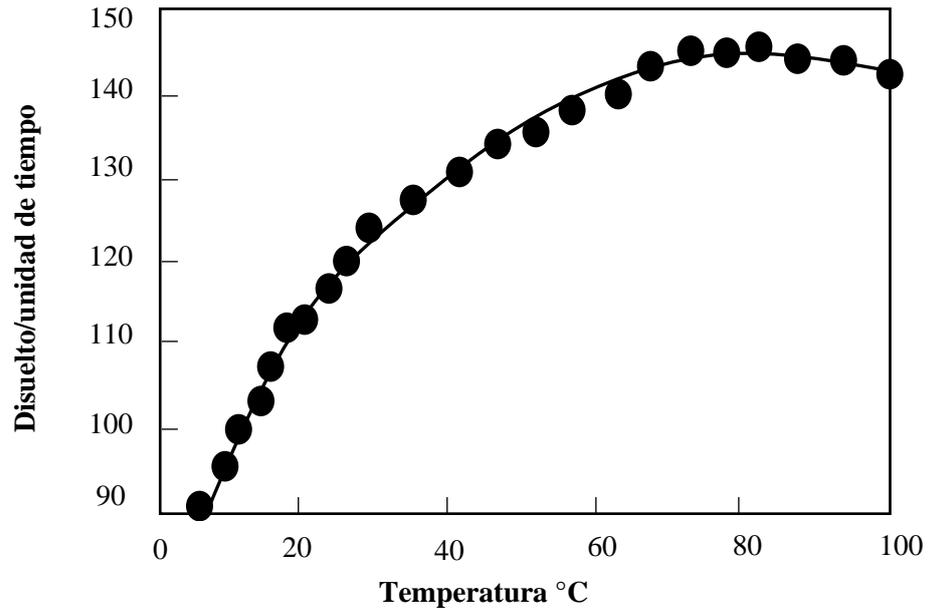


Figura 8: Efecto de la temperatura en la disolución de oro a 0.25% KCN.

Fuente: Misari, 2010.

2.3.2.5 Efecto de la velocidad de agitación

Al incrementar la velocidad de agitación en los tanques de lixiviación, reduce la capa de fluido que rodea las partículas, reduciendo también el espacio de los iones de cianuro y oxígeno para que lleguen hasta la superficie del elemento metálico, lo que se hace que se incremente la recuperación. En el caso de la rapidez de agitación se requiere que sea suficientemente alta, de manera que, se mantengan las menas en suspensión y que no puedan decantarse, por lo que, cuanto más alta es la rapidez de agitación, se mejora la movilización de reacción, aunque el costo y gasto de energía son muy elevados. Otra ventaja es que favorece la disolución de los gases de los minerales durante el proceso. Los diversos tipos de agitadores se observan en la Figura 9.

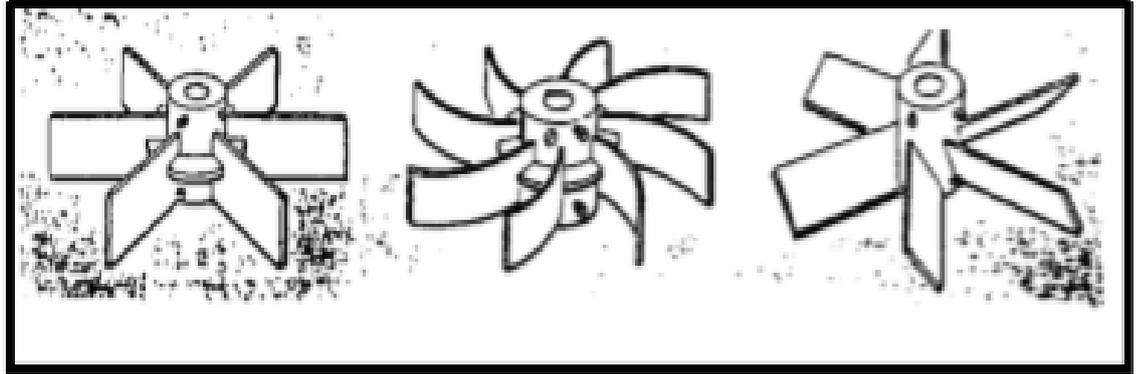


Figura 9: Tipos de impulsores.

Fuente: Caceres Arena, hidrometalurgia y electrometalurgia, 2007, pág. 67.

2.3.2.6 Efecto de la densidad de pulpa

Corresponde al efecto matemático de una mezcla conformada por sólidos, por lo que posee una granulometría homogénea, y otra conformada por un líquido que generalmente es el agua.

Dentro de las propiedades de la pulpa pueden citarse, su gravedad específica, peso y volumen, lo cual se presentan en porcentajes de peso y volumen respectivamente. En cuanto a la densidad de la pulpa, su peso por unidad de volumen se corresponde en kg/L y g/L, en la medida en que su comportamiento es parecido a un fluido.

Cuando se quiere alcanzar una concentración del ion metálico en la solución lixivante, el porcentaje de sólidos debe ser el máximo lixivante, lo que permite reducir los costos de producción en este proceso, debido a su menor capacidad volumétrica y de dimensiones, lo que se relaciona con el costo de espesamiento y filtración. El porcentaje de sólidos en la pulpa fluctúa entre 36 y 60%.



CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

Según las cualidades de este estudio son de carácter científico y tecnológico, la investigación está relacionada con los procesos para recuperar el oro de los minerales de este yacimiento minero mediante lixiviación en la planta de beneficio Minarsa S.A. región Arequipa.

En tal sentido, el estudio está enfocado en analizar los mencionados procedimientos teniendo en cuenta que la recuperación de este mineral lleva 48 horas de trabajo por cada prueba experimental para ejecutar dicho proceso. Asimismo, en el estudio se analiza los procedimientos de cianuración en tanques de agitación, teniendo en cuenta la concentración de cianuro, la densidad y la presión del aire, lo cual se hizo en 16 días. Los informes se anotaron en las hojas de información de las tres variables controlando sus respectivos parámetros, para el procesamiento se utilizó el programa Microsoft Excel y Statgraphics centurión XVIII, los diagramas de barras y el gráfico de dispersión, para obtener los resultados de los ensayos experimentales que arrojaron una recuperación del 78.1% de este mineral en beneficio de la planta Minarsa S.A.

3.2 POBLACIÓN

Conformado por el yacimiento minero Minarsa S.A.

3.3 MUESTRA

El método de muestreo probabilístico por conglomerado. Es el método que se utiliza en las diversas investigaciones, para estimar el tamaño de la muestra en la investigación.

3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.4.3 Variables independientes

Lixiviación en tanques de agitación, la concentración de cianuro, la densidad y la presión de aire en la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua - Arequipa.

3.4.4 Variable dependiente

Recuperación de oro de los minerales en la planta de beneficio Minarsa S.A. - Yanaquihua Arequipa.

Tabla 3: Operacionalización de variables.

| VARIABLES | INDICADORES | ESCALA DE MEDICIÓN |
|---------------------------------|-----------------------|---------------------------|
| VARIABLES INDEPENDIENTES | | |
| Concentración | Cianuro de sodio | g/L |
| Densidad | Porcentaje de sólidos | g/L |
| Presión de aire | Barómetro | Kg/cm ² |
| VARIABLE DEPENDIENTE | | |
| Recuperación de oro | Porcentaje | % |

Fuente: Elaboración propia

3.5 TÉCNICAS DE RECOJO DE INFORMACIÓN

Los métodos de recojo de las informaciones se realizaron a través del análisis de los estudios sobre el mismo tema, además de los ensayos de laboratorio, utilizando reactivos químicos y los correspondientes cálculos.

3.6 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

Se realizaron:

- Revisión de estudios previos
- Método de observación directa



3.7 INSTRUMENTOS DE RECOJO DE INFORMACIÓN

Materiales:

- Muestra de mineral.
- Botella de plástico.
- Agua destilada.
- Recipientes de precipitación.
- Piseta.
- Probeta.
- Bureta.
- Malla de 74 μm .
- Espátula.
- Papel filtro.
- Embudo.
- Gotero.
- pHmetro.

Equipos

- Compresora de aire.
- Blower de lixiviación.
- Agitador mecánico eléctrico.
- Balanza

Reactivos

- Soda caustica.
- Cianuro de sodio.
- Nitrato de plata.
- Yoduro de potasio.

3.8 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO MINARSA S.A.

La descripción del procedimiento metalúrgico en la planta de beneficio Minarsa S.A., instalada en el centro poblado de Arirahua tiene una capacidad de 85 TMSD es de acuerdo a las fases que recorre el mineral aurífero para extraer el metal, estas se describen en lo siguiente:

3.8.1 Almacenamiento de mineral

El mineral que se acopia para el procedimiento entra en la tolva de gruesos, posteriormente ingresa a la chancadora de quijada 15'x 20', a través de un chute de descarga con una compuerta para tomar el control del flojo de descarga y alimentación de lo chancado. Los resultados de esta máquina a través de la faja número 1, ingresa a la zaranda vibratoria de 5'x8' de 3/8" de diámetro para llevar el mineral a la faja transportadora numero 5 luego es transportado mediante la faja numero 6 a la tolva de finos. El mineral que no pasa por la zaranda 5'x8'. Se lleva a la chancadora cónica de 1'x8' de 3/8", para que el producto se transporte a la faja número 5 y de ahí a la tolva de finos en un 100% -3/8".



Figura 10: Tolva de finos.

Fuente: Empresa minera Minarsa S.A.

Capacidad de la tolva = capacidad del paralelepípedo superior + capacidad de pirámide truncada + capacidad de paralelepípedo inferior



$$\text{Capacidad de la tolva} = (3.45 \times 3.50 \times 1.25) + 1.2/3 \times (12.5 + 0.24 + ((12.5 \times 0.24)^{1/2})) \\ + (0.6 \times 0.4 \times 0.8)$$

$$\text{Volumen} = 15.09 + 5.78 + 0.192 = 21.062 \text{ m}^3$$

Asumiendo una densidad de 1,8 con el 22% de intersticios:

$$\text{Volumen} = 21.062 \times 0.88 \times 1.8$$

$$\text{Volumen total de la tolva} = 33.36 \text{ TM}$$

3.8.2 Molienda

Se ejecuta en un entorno cerrado donde se agrega la solución alcalina de cianuro, con el fin de aumentar el tiempo de contacto con las partículas de oro.

Este proceso se realiza abriendo la válvula alimentadora al molino. Luego se procede a arrancar el molino COMESA 6'x6', agregar una línea de solución intermedia o barren al cajón del molino 6'x6', seguidamente abrir el sello de la bomba horizontal DENVER 4"X3" alimentador del hidrociclón D-6, arrancar la bomba vulco, la cual alimenta al hidrociclón D-4, en paralelo se controla el peso haciendo un corte de faja N° 5 de 2.5 Kg de manera constante cada 30 minutos.

Se controla la densidad de los hidrociclones D-6, D-4 y la descarga de molino. Del ciclón D-6 el Over flow 1250 a 1300 g/L y el Under flow 1800 a 2000 g/L con la balanza Marcy, luego se controla la fuerza del cianuro libre y el pH de la pulpa del Over flow del hidrociclón D-4.

En seguida se procede a titular; sacar una muestra de 10 ml de solución clara en un recipiente y se adiciona el yoduro de potasio al 10%, se agrega la solución de AgNO_3 hasta observar una coloración blanquecina.



Figura 11: Molino MAGENSA 6'x6'.

Fuente: Empresa minera MINARSA.

3.8.2.1 Molino de bolas MAGENSA 6*6

Velocidad crítica:

$$V_c = \frac{78.6}{\sqrt{D}}$$

$$V_c = \frac{78.6}{\sqrt{6}}$$

$$V_c = 32.08 \text{ RPM}$$

Velocidad operacional:

$$V_{op.} = 32.08 * 0.85$$

$$V_{op.} = 27.28 \text{ RPM}$$

3.8.2.2 Molino de barras MAGENSA 5*5

Velocidad crítica:

$$V_c = \frac{78.6}{\sqrt{D}}$$

$$V_c = \frac{78.6}{\sqrt{5}}$$

$$V_c = 35.15 \text{ RPM}$$

Velocidad operacional al 85% de la velocidad crítica:

$$V_{op.} = 35.15 * 0.85$$

$$V_{op.} = 29.87 \text{ RPM}$$

3.8.3 Lixiviación y adsorción

El fino de los ciclones D-6 entra a los 6 agitadores de lixiviación, 8x10, 8x10, 8x10, 8x10, 8x10, 20x20 y 18x18, el flujo de pulpa se traslada hacia los tanques, seguidamente se abre el sello de agua, luego se enciende la bomba de vacío y del filtro de disco número 1 agregando solución barren.

Los 6 tanques están dispuestos con una pendiente de 15 cm lo que posibilita que el flujo se traslade por gravedad.

Con respecto a la densidad operacional actual los parámetros se ubican entre 1250 y 1350 g/L.

El proceso se realiza luego de la lixiviación donde la pulpa de los 5 tanques de agitación 8x10, 8x10, 8x10, 8x10, 8x10, 20x20 y 18x18 pasan a los espesadores E-1, E-2 y E-3 para obtener la solución rica mediante la sinfonización a la poza 1 y 2, y enviar está a proceso de Merrill Crowe.



Figura 12: Tanques de agitación 8*10, 20*20 y 18*18.

Fuente: Planta de beneficio MINARSA.

3.8.3.1 Agitador 20*20

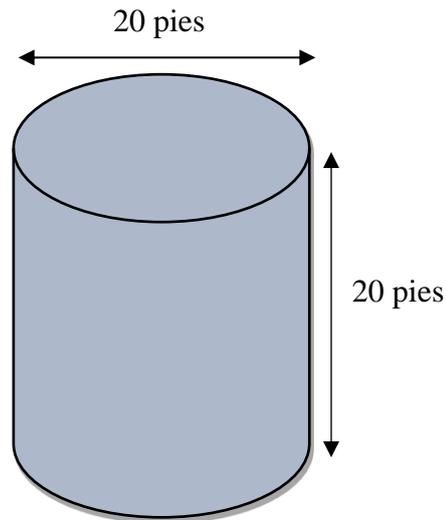


Figura 13: Tanque agitador 20*20.

Fuente: Elaboración propia.

Volumen del tanque:

$$V_t = \frac{\pi * D^2 * h}{4}$$

$$V_t = \frac{\pi * 20^2 * 20}{4}$$

$$V_t = 6283.18 \text{ pies}^3$$

Volumen útil del tanque al 85%:

$$V_{\text{útil}} = 6283.18 \text{ pies}^3 * 0.85$$

$$V_{\text{útil}} = 5380.71 \text{ pies}^3$$

$$V_{\text{útil}} = 152.27 \text{ m}^3$$

3.8.3.2 Agitador 18*18

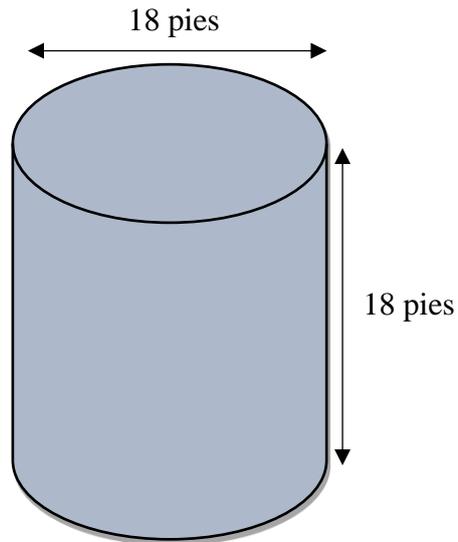


Figura 14: Tanque Agitador 18*18.

Fuente: Elaboración propia.

Volumen del tanque:

$$V_t = \frac{\pi * D^2 * h}{4}$$

$$V_t = \frac{\pi * 18^2 * 18}{4}$$

$$V_t = 4580.44 \text{ pies}^3$$

Volumen útil del tanque al 85%:

$$V_{\text{útil}} = 4580.44 \text{ pies}^3 * 0.85$$

$$V_{\text{útil}} = 3893.37 \text{ pies}^3$$

$$V_{\text{útil}} = 110.18 \text{ m}^3$$

3.8.3.3 Agitador 8*10

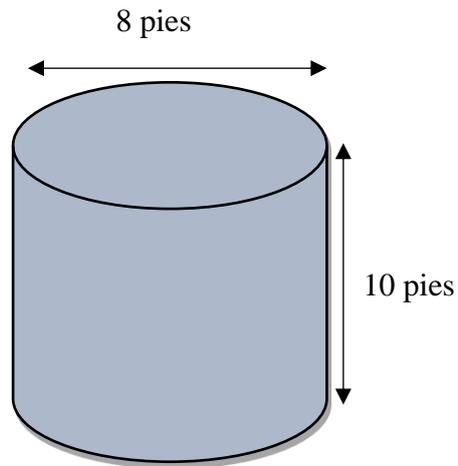


Figura 15: Tanque Agitador 8*10.

Fuente: Elaboración propia.

Volumen del tanque:

$$V_t = \frac{\pi * D^2 * h}{4}$$

$$V_t = \frac{\pi * 8^2 * 10}{4}$$

$$V_t = 502.65 \text{ pies}^3$$

Volumen útil del tanque al 85%:

$$V_{\text{útil}} = 502.65 \text{ pies}^3 * 0.85$$

$$V_{\text{útil}} = 427.25 \text{ pies}^3$$

$$V_{\text{útil}} = 12.09 \text{ m}^3$$

Tabla 4: Volumen de los agitadores.

| Agitadores | Dimensión | | Volumen (pies ³) | Volumen (m ³) | Volumen útil 85% |
|-------------------|-----------|--------|---------------------------------|------------------------------|------------------------|
| | Diámetro | Altura | | | |
| Agitador 20*20 | 20 | 20 | 6283.18 | 177.82 | 152.27 |
| Agitador 18*18 | 18 | 18 | 4580.44 | 129.6 | 110.18 |
| Agitador 8*10 | 8 | 10 | 502.65 | 14.23 | 14.22 |

Fuente: Elaboración propia.

3.8.3.4 Poza de solución rica

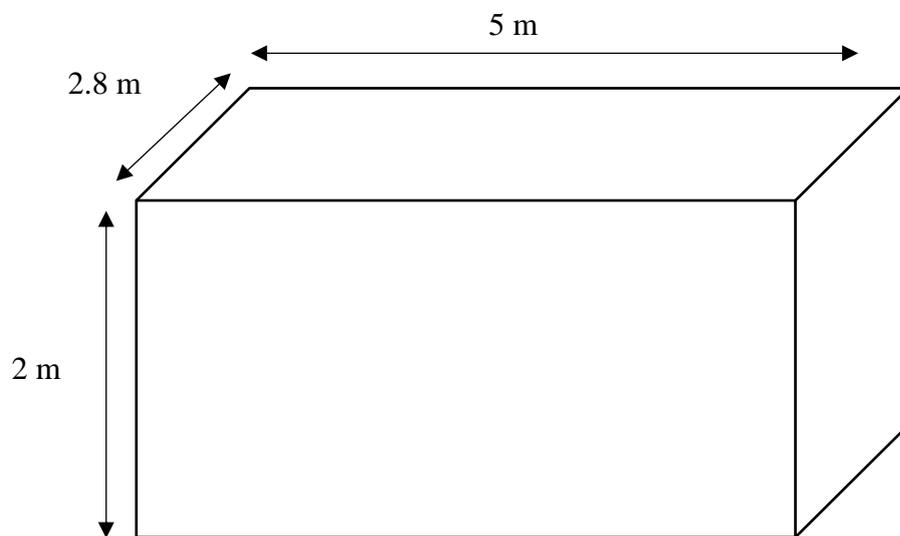


Figura 16: Dimensiones de la poza de solución rica.

Fuente: Elaboración propia.

Volumen del paralelepípedo = Largo de la poza* Ancho de la poza* Altura de la poza.

$$\text{Volumen del paralelepípedo} = 5 \text{ m} * 2.8 \text{ m} * 2 \text{ m} = 28 \text{ m}^3$$

Volumen de la poza de solución rica útil al 87%

$$\text{Volumen del paralelepípedo útil} = 28 * 0.87$$

$$\text{Volumen del paralelepípedo útil} = 24.36 \text{ m}^3$$

3.8.4. Diagrama de flujo de la empresa minera Minarsa S.A.

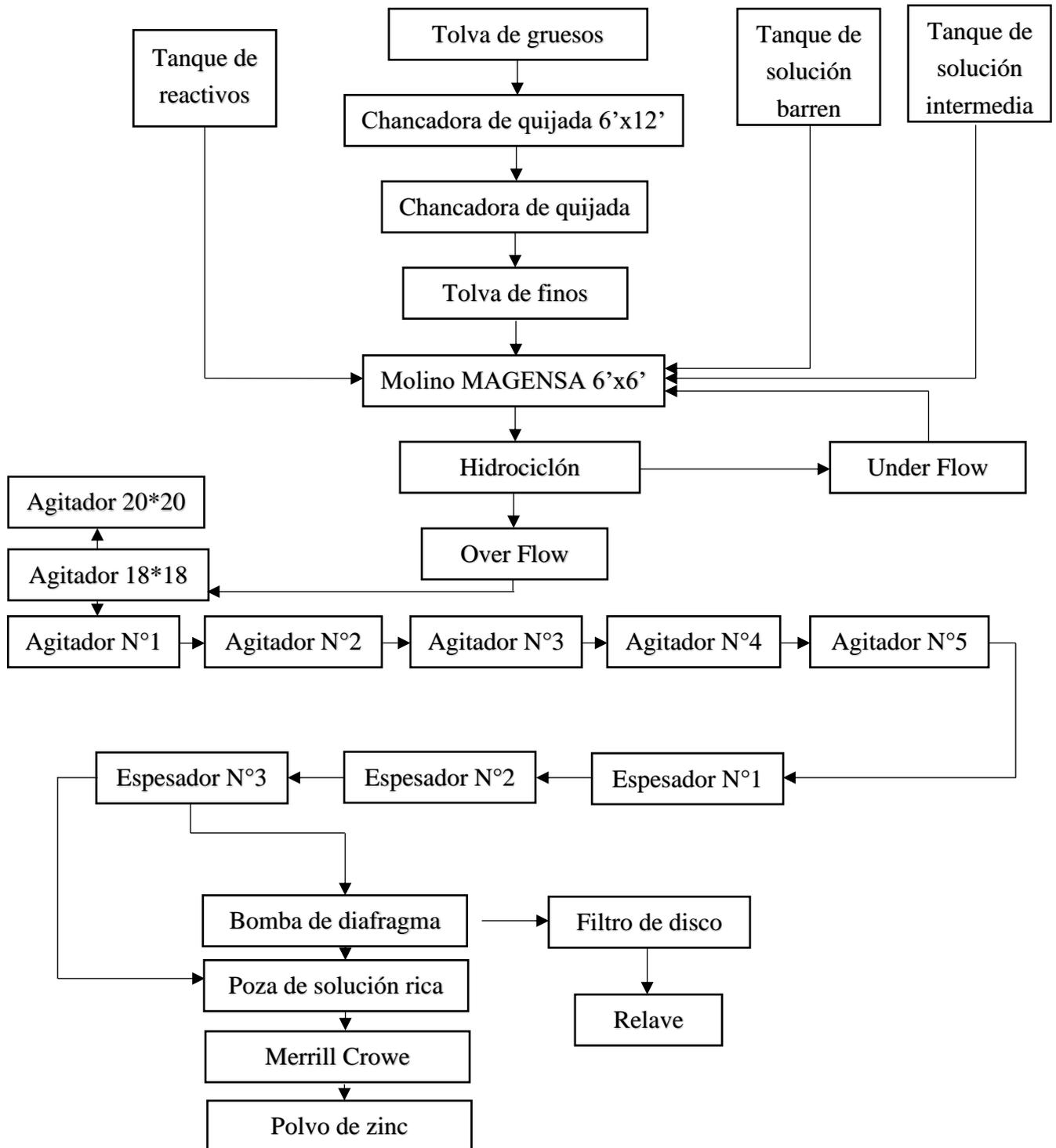


Figura 17: Diagrama de flujo planta de beneficio Minarsa S.A.

Fuente: Elaboración propia.

3.9 BALANCE DE MATERIA

Tabla 5: Balance de materia de la Planta de beneficio Minas Arirahua S.A.

| Detalle | Tonelaje | Densidad | G.e. | % Solidos | Dilución | CN ⁻ | pH |
|--------------|----------|----------|------|--------------|----------|-----------------|----|
| Tonelaje | 85.67 | - | 2.8 | - | - | - | - |
| Desc. Molino | 163.22 | 1800 | 2.8 | 58.136 | 1.76 | 0.32 | 12 |
| Alim. Bomba | 163.22 | 1500 | 2.8 | 51.852 | 1.73 | 0.29 | 12 |
| O/F | 85.67 | 1300 | 2.8 | 36.329 | 1.43 | 0.23 | 12 |
| U/F | 82.00 | 1350 | 2.8 | 62.783 | 1.88 | 0.20 | 12 |

Fuente: Planta de beneficio Minarsa S.A.

3.10 BALANCE METALÚRGICO

Tabla 6: Balance metalúrgico de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A.

| Producto | Peso | Peso | Ley | | Ley | | Distribución | |
|---------------|-------|-------|-----------|-----------|----------|-----------|--------------|--------|
| | (TMS) | (%) | Au(Oz/Tc) | Ag(Oz/Tc) | Au(g/TM) | Ag(g/TM) | Au(%) | Ag(%) |
| Cabeza | 85.67 | 100 | 0.790 | 12.11 | 27.090 | 415.27 | 71.00 | 68.80 |
| Concentrado | | | | | | | | |
| Polvo de zinc | 0.80 | 0.94 | 0.522 | 8.160 | 18.963 | 282.38 | 29.00 | 31.20 |
| Relave | 84.2 | 99.06 | 0.210 | 3.840 | 8.120 | 132.89 | - | - |
| Total | - | - | 67.585 | 1036.01 | 2317.55 | 355526.34 | 100.00 | 100.00 |

Fuente: Planta de beneficio Minarsa S.A.

3.11 BALANCE DE AGUA

Tomando como referencia la capacidad de 85.67 TMSD de mineral a lixiviar diariamente, también se tiene humedad en los concentrados y relaves, todos conteniendo agua de acuerdo con su densidad de pulpa, según el balance metalúrgico proyectado realizado por la planta de beneficio Minas Arirahua S.A., se estima un consumo de 607.03 m³ de agua por día.

Tabla 7: Requerimiento de agua de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A.

| Descripción | Tratamiento de mineral (TM/día) | Consumo de agua (m ³ /día) | Consumo de agua (m ³ /mes) |
|------------------|---------------------------------|---------------------------------------|---------------------------------------|
| Sección molienda | 85.67 | 607.03 | 18219 |

Fuente: Fuente: Planta de beneficio Minarsa S.A.

En la tabla N° 8 se realiza el balance de agua de la Planta de beneficio Minas Arirahua S.A., sabiendo que el requerimiento de agua es de 607.03 m³/día.

Tabla 8: Balance de agua de la planta de beneficio Minas Arirahua S.A.

| Especificaciones | Porcentaje (%) | Cantidad de agua (m ³ /día) | Cantidad de agua (m ³ /mes) |
|--|----------------|--|--|
| Evaporación durante el Proceso y/o perdida | 3.4 | 25.24 | 757.2 |
| Humedad permanente en los relaves y concentrados | 22 | 163.32 | 4899.6 |
| Retorno de agua al proceso de tratamiento de mineral | 74.6 | 553.79 | 16613.7 |
| TOTAL | 100 | 742.35 | 22270.5 |

Fuente: Planta de beneficio Minarsa S.A.

3.12 PROPIEDADES Y CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS MINERALES QUE COMPONEN EL CONCENTRADO UTILIZADO

3.12.1 Arsenopirita

Meza Espitia (2015) la arsenopirita se considera como uno de los minerales de Arsénico más común y abundante. El hábitat de la arsenopirita varía considerablemente según diferentes sistemas geológicos tales como depósitos magnéticos, hidrotermales, yacimientos pórfidos entre otros. La fórmula teórica de la arsenopirita es FeAsS, sin embargo, es usual que se presenten desviaciones entre 1.22 y 0.82 en la relación As:S.



Por otra parte, es posible que estos minerales contengan dentro de sus estructuras algo de Ni, Co, Sb, Mn, Se, o Bi, logrando con ello variaciones significativas en la composición, estructura cristalina, enlaces, estado de oxidación y características; de allí que se presenten en la naturaleza un sin número de particularidades y propiedades de cada mineral estudiado. La arsenopirita cristaliza en el sistema monoclinico, y su peso molecular es 162.83 gr/mol con un contenido aproximado de 34.29% de Fe, 46.01% de As y 19.69% de S. El hierro suele estar presente como Fe^{2+} (AsS) $^{2-}$ y en menor contribución (Fe^{3+} (AsS) $^{3-}$), en cuanto al As y S, existen como grupo di aniónico debido al enlace covalente entre ellos. El arsénico esta como As^0 y As^{+1} en mayor proporción y el azufre: S^{2-} (78%), S^{2-} (15%), S^{2-} n como especies en menor cantidad.

3.12.1.1 Condiciones en la presencia de oro en FeAsS

Existen condiciones dirigidas a observar la concentración y la composición de oro en minerales sulfurados en la arsenopirita son:

- Cantidad de oro en la solución del depósito.
- Las características fisicoquímicas significativas de la estructura.
- La calidad del mineral.
- La formación natural de otros minerales.
- La presencia de oro en micropartículas.
- La solubilidad inicial del oro y su correspondiente variación en función de las condiciones.

Gonzales & Veloz (2003), mencionan que la asociación de oro con arsenopirita puede presentarse como forma de reacciones de precipitación implicadas en la desestabilización de especies aurificas en la propia solución o por el proceso de adsorción de especies acuosas de oro sobre sulfuro de formación reciente (págs. 9-13).

En este proceso, la disposición de oro hidrotermal en arsenopirita se realiza con altos niveles de temperatura, presión y composición de fluidos.

3.12.2 Pirita

Existe en abundancia y se cristaliza de forma cubica por lo que su fórmula general es FeS_2 ; pero varían según su localización y con los parámetros 1.93 y 2.01, donde la cantidad estimada alcanza el 53,48% de azufre.

Este material se presenta en rocas sedimentarias, volcánicas y metamórficas, además de rocas ígneas, en depósitos de contacto y fósiles con recubrimiento de pirita, como amonites piritizados.

Su composición corresponde a As, Ni y Co, lo cual le confiere atributos singulares como su cualidad de conductor diamagnético.



Figura 18: Muestra de Pirita en mineral.

Fuente Elaboración Propia.

3.12.3 Calcopirita

Es un mineral que en estado natural se presenta como disulfuro de hierro y de cobre por cuanto implica la combinación del hierro, cobre y azufre, constituye la principal mena de cobre, lo que significa que de la explotación de los yacimientos de este mineral se obtiene el cobre de uso común.

Su fórmula química de este mineral es SCuFe_2 y si descomponemos esto, nos encontramos que los distintos elementos se presentan en la calcopirita con estas proporciones: 34.5% de cobre, 30.5% de hierro y 35% de azufre. Se le considera dentro del grupo de los sulfuros por su importante presencia de azufre.

3.13 PREPARACIÓN DE REACTIVOS PARA LA TITULACIÓN

Se realiza con 5 gramos de KI disuelto en 100 ml de agua destilada.



Figura 19: Laboratorio de titulación.

Fuente: Elaboración Propia.

En este proceso se pesó 4.33 gramos de AgNO_3 para diluir 1000 ml de agua destilada, en una muestra de 5 ml de solución, con el fin de alcanzar un factor de nitrato de plata de 0.05.

$$\text{Factor} = \frac{\text{Peso de AgNO}_3 * 98 * 100}{1000 * 169.9 * \text{Volumen de muestra}}$$

Reemplazamos:

$$\text{Factor} = \frac{4.33 \text{ gr} * 98 * 100}{1000 * 169.9 * 5 \text{ ml}}$$

$$\text{Factor} = 0.05$$



- **Calculo para hallar la concentración de cianuro de sodio.**

$$\% \text{NaCN} = (\text{volumen gastado de nitrato de plata}) * (\text{Factor de AgNO}_3).$$

Tabla 9: Concentración de cianuro en las pruebas experimentales con 2 gotas de KI.

| N° de Pruebas experimentales | Muestra (ml) | Gasto AgNO ₃ inicial (ml) | %CN inicial | Gasto AgNO ₃ Final (ml) | %CN final |
|------------------------------|--------------|--------------------------------------|-------------|------------------------------------|-----------|
| Prueba N° 1 | 10 | 3.8 | 0.19 | 1.94 | 0.097 |
| Prueba N° 2 | 10 | 4.4 | 0.22 | 1.96 | 0.098 |
| Prueba N° 3 | 10 | 4.6 | 0.23 | 2.00 | 0.10 |
| Prueba N° 4 | 10 | 4.9 | 0.245 | 2.10 | 0.105 |
| Prueba N° 5 | 10 | 5.14 | 0.257 | 2.30 | 0.115 |
| Prueba N° 6 | 10 | 5.2 | 0.26 | 2.01 | 0.10 |
| Prueba N° 7 | 10 | 5.34 | 0.267 | 2.10 | 0.105 |
| Prueba N° 8 | 10 | 5.4 | 0.27 | 2.40 | 0.12 |

Fuente: Elaboración propia.

- **Cálculo del consumo de cianuro de sodio en g/TM.**

$$\text{Consumo de NaCN} = (\% \text{NaCN}_{\text{Final}} - \text{Vol. de H}_2\text{O}(\text{ml}) / \text{Peso del mineral (gr)}) - \text{Peso de NaCN}(\text{gr})$$

Reemplazamos:

$$\text{Consumo de NaCN} = (0.12 - 3/1) - 7.8 = 10.68 \text{ NaCN Kg /TM}$$

3.14 PORCENTAJE SÓLIDOS

Se determina por la siguiente ecuación:

$$\%S = \frac{\rho_{\text{pulpa}} - 1000}{\rho_{\text{pulpa}} \left(\frac{\text{G.e.} - 1}{\text{G.e.}} \right)}$$

Donde:



% Solidos: Porcentaje de mineral contenido en la pulpa.

G.e.: Gravedad especifica.

ρ pulpa: Densidad de pulpa.

$$\%S = \frac{1300 - 1000}{1300 \left(\frac{2.66 - 1}{2.66} \right)}$$

$$\%S = 36.9\%$$

3.15 PORCENTAJE DE HUMEDAD

$$\%H = \left(\frac{\text{Peso inicial} - \text{Peso final}}{\text{Peso inicial}} \right) * 100$$

$$\%H = \left(\frac{2000 - 1985}{2000} \right) * 100$$

$$\%H = 0.75\%$$

3.16 GRAVEDAD ESPECIFICA DEL MINERAL

La gravedad especifica es la densidad de un mineral en relación con el agua. Dado que los minerales constan de varias fases distintas de mineral, no tiene una gravedad especifica fija.

Para el análisis del tipo de rumas, se obtuvo la siguiente información:

- Gravedad específica de mineral (Método de la fiola)
- Peso de la muestra: 300 gramos
- Peso de la Fiola; 250 gramos
- Volumen de agua: un litro
- Peso total: 1459
- Densidad: 1209

$$\%S = \frac{\rho_{\text{pulpa}} - 1000}{\rho_{\text{pulpa}} \left(\frac{G.e. - 1}{G.e.} \right)}$$

Reemplazamos:



$$0.32 = \frac{1209 - 1000}{1209 \left(\frac{G.e. - 1}{G.e.} \right)}$$

$$781.25 = \frac{209}{\left(1 - \frac{1}{G.e.} \right)}$$

$$0.625 = 1 - \frac{1}{G.e.}$$

$$G.e. = 2.67$$

3.17 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA

El análisis granulométrico consiste en realizar un tamizado (mallas), de muestra del mineral. Esto nos permite conocer o caracterizar las distribuciones del tamaño de las partículas que los componen. La importancia de dicho análisis recae en su aplicabilidad en la optimización del proceso en la industria, debido a los requerimientos de separación de elementos para su posterior tratamiento y/o beneficio que permiten la extracción eficiente de los minerales.

Este procedimiento se realiza con el uso de una muestra seca. Esta pasa por una serie de tamices que van desde 180 μm hasta tamices más finos de 45 μm .

- Se toma una muestra de 1 Kg de mineral.
- Se fracciona el patrón/muestra de 500 gr.
- Usamos tamices previamente verificadas, que son ensamblados en una columna en orden descendente desde malla Tyler 50 (tamaño de partícula 180 μm) hasta la más fina malla Tyler -325 (tamaño de partícula -45 μm)
- En el tamiz más grueso se hecha la muestra.
- Se enciende el rotap por 45 minuto.
- Se pesa el mineral retenido en cada malla para las estimaciones correspondientes.

Tabla 10: Resultado de ensayo de malla.

| N° | N° RH | Código de Cliente | Au | |
|----|-----------|-------------------|--------|-------|
| | | | g/TM | Oz/TM |
| 1 | RH-M50844 | Malla +100 | 19.150 | 0.559 |
| 2 | RH-M50845 | Malla +150 | 10.950 | 0.319 |
| 3 | RH-M50846 | Malla +200 | 8.650 | 0.252 |
| 4 | RH-M50847 | Malla +325 | 12.120 | 0.354 |
| 5 | RH-M50848 | Malla -325 | 19.850 | 0.579 |

Fuente: Reporte de laboratorio RH Lab S.A.C.

Tabla 11: Resultados de análisis granulométrico del mineral con 500 gr.

| N° | | Abertura | | Producto | | |
|-------|-------------------|----------|--------|----------|---------------|-------------|
| Malla | Micras | Peso (G) | % Peso | ACU (+) | ACU (-) | Ley Au g/TM |
| 50 | 180 μm | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 100.00 | 0.000 |
| 100 | 150 μm | 28.45 | 5.70 | 5.70 | 94.30 | 19.150 |
| 150 | 120 μm | 57.25 | 11.47 | 17.17 | 82.83 | 10.950 |
| 200 | 75 μm | 111.00 | 22.24 | 39.40 | 60.60 | 8.650 |
| 325 | 45 μm | 232.00 | 46.47 | 85.88 | 14.12 | 12.120 |
| -325 | 45 μm | 70.50 | 14.12 | 100 | 0.00 | 19.850 |
| Total | | 499.20 | 100.00 | | Ley de cabeza | 12.467 |

Fuente: Reporte de laboratorio RH Lab S.A.C.

Se interpreta a la granulometría expresando el tiempo empleado para la molienda, mediante la cual resulta una granulometría definida, el tiempo utilizado permite obtener el mineral para el proceso de lixiviación. En las operaciones metalúrgicas, su principal variable es el tamaño de las partes del mineral que permita su mejor liberación. De acuerdo a los hallazgos obtenidos, el material aurífero denominado mineral sulfurado, presenta valor metálico tanto en malla gruesa tamaño de partículas +150 μm presentan el

5.70% en peso alcanza la ley de 19.15 g/TM de oro y también se presenta alto contenido metálico en mallas finas, tamaño de partículas -325 una ley de oro que alcanza 19.85 g/TM que representa a 14.12% en peso. Se hace las observaciones, y se describe que en el proceso las mallas más finas del mineral que ha sido colado es mayor en contraste con las mallas más gruesas. Si se encuentra mayor calidad de ultra finos, el proceso de molienda es correcto, lo cual se obtiene con una malla de -325 y con una abertura de 74 μ m.

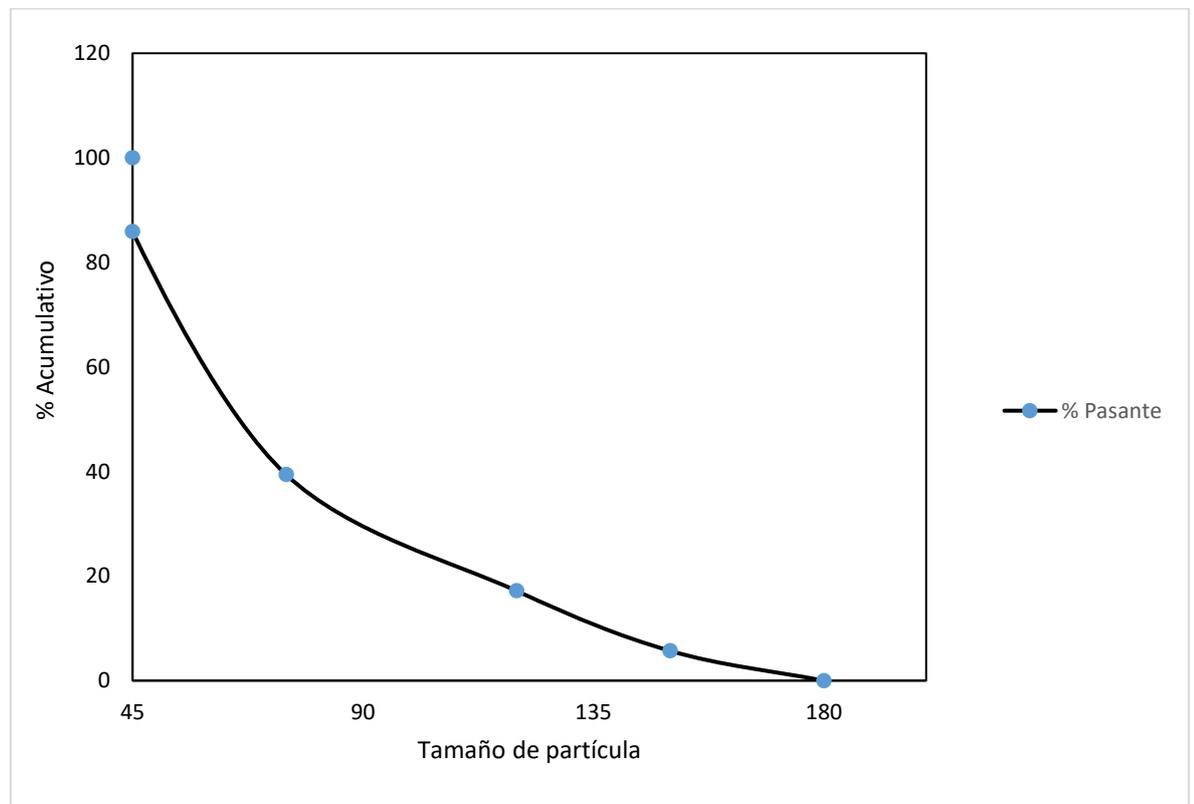


Figura 20: Porcentaje pasante de la muestra.

Fuente: Reporte de laboratorio RH Lab.

El tamaño de las partículas es fundamental para realizar una óptima distribución de liberación de oro (Aduviri, 2009, págs. 34-110). Con una granulometría del 52% -200 malla, en cianuración de concentrados, puede recuperarse hasta el 93,7% de oro (Flores, 2016). Menciona que, cuando el mineral tiene baja ley con tamaño de partícula de 80% 325 M – 400, se alcanza recuperar de 86,6% y 69,1% de oro. Parillo (2014), señala que,



cuando se trabaja con partículas de 38 μm y malla 400, se logra recuperar entre 78,6% y 88,45% de oro. La mejor disolución se logra con partículas finas, no obstante, la existencia de factores en contra.

3.18 BALANCE METALÚRGICO

Tabla 12: Balance metalúrgico con 6 L de agua y 2 Kg de mineral.

| N° Pruebas Experimentales | Ley de cabeza (g/TM) | Ley de solución rica (g) | Ley de relave (g) | % Recuperación |
|---------------------------|----------------------|--------------------------|-------------------|----------------|
| Prueba N° 1 | 12.46 | 6.95 | 5.51 | 55.8 |
| Prueba N° 2 | 12.46 | 7.82 | 4.64 | 62.7 |
| Prueba N° 3 | 12.46 | 8.12 | 4.34 | 65.2 |
| Prueba N° 4 | 12.46 | 8.42 | 4.04 | 67.5 |
| Prueba N° 5 | 12.46 | 9.11 | 3.35 | 73.1 |
| Prueba N° 6 | 12.46 | 9.40 | 3.06 | 74.8 |
| Prueba N° 7 | 12.46 | 9.53 | 2.93 | 76.5 |
| Prueba N° 8 | 12.46 | 9.80 | 2.66 | 78.1 |

Fuente: Elaboración propia.

3.19 DISEÑO FACTORIAL

El diseño factorial 2^k estudia los efectos de todas las combinaciones de las tres variables; concentración de cianuro, densidad de pulpa y presión de aire vinculados con dos niveles diferentes. Si cada variable es continua, los niveles corresponden al mínimo y al máximo, determinados por signos distintos, positivos y negativos (Aquiles, 2010).

Estos diseños se utilizan en ensayos que incluyen varios factores con el fin de analizar el efecto conjunto de los mismos (Palacios, 2010).



Es un método estadístico que posibilita la planificación de manera eficaz las pruebas experimentales que se están llevando a cabo, de manera que, con la menor cantidad de experimentos será posible establecer el nivel de significancia de cada variable monitoreada, así como las consecuencias de sus vinculaciones, lo cual nos permitirá obtener un modelo matemático que servirá de sustento para una mejor recuperación de oro. Entonces el número de las pruebas experimentales que se está llevando a cabo se define por la siguiente formula.

$$N = 2^k$$

Donde:

N= Numero de pruebas experimentales. (8 pruebas)

K= Numero de variables del diseño experimental. (3 variables)

A continuación, utilizaremos el diseño factorial 2^3 :

$2^3 = 8$; esto nos indica que realizaremos ocho ensayos para obtener resultados

Tabla 13: Condiciones mínimas y máximas para cada variable.

| Parámetros | Mínimo (-) | Máximo (+) |
|----------------------|------------|------------|
| Concentración CN^- | 0.19 | 0.27 |
| Densidad | 1250 | 1300 |
| Presión de aire | 8 | 14 |

Fuentes Elaboración propia

En este aspecto se hará uso del modelo que permitirá ejecutar los 8 ensayos a partir de la Tabla 7.

Matriz de diseño $2^3 = 8$



3.19.1 Matriz de diseño experimental

Tabla 14: Matriz de experimentos para selección de variable.

| N° | Variables codificadas | | | Variables reales | | | |
|----|-----------------------|----|----|------------------|------------------------|-------------------------------|-------------------|
| | X1 | X2 | X3 | ρ g/L | CN ⁻ g/L | P. Aire Kg/cm ² | % Recuperación |
| 1 | - | - | - | 1250 | 0.19 | 8 | 55.8 |
| 2 | + | - | - | 1300 | 0.19 | 8 | 62.7 |
| 3 | - | + | - | 1250 | 0.27 | 8 | 65.2 |
| 4 | + | + | - | 1300 | 0.27 | 8 | 67.5 |
| 5 | - | - | + | 1250 | 0.19 | 14 | 73.1 |
| 6 | + | - | + | 1300 | 0.19 | 14 | 74.8 |
| 7 | - | + | + | 1250 | 0.27 | 14 | 76.5 |
| 8 | + | + | + | 1300 | 0.27 | 14 | 78.1 |

Fuente: Elaboración propia.



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 DIAGNÓSTICO DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

Se indica los procedimientos seguidos, con la finalidad de obtener los resultados que se desea alcanzar y las condiciones adecuadas; así como la concentración de cianuro, densidad de pulpa y la presión de aire necesaria en las pruebas experimentales, de esta manera cumplir los objetivos del estudio.

4.1.1 Características del mineral

Se hace el tratamiento analítico de la ley del oro y de la cantidad de azufre cobre, plata y hierro para corroborar que sea un mineral de pirita, calcopirita auríferos el cual es analizado en el laboratorio químico.

Tabla 15: Análisis químico del mineral de cabeza por oro, plata, azufre, hierro y cobre de la empresa minera Minarsa S.A.

| Descripción | | | | |
|-------------|----------|---------|-----------|-----------|
| Cu (%) | Fe (ppm) | S (ppm) | Ag (g/TM) | Au (g/TM) |
| 0.006 | 9780.000 | 58.900 | 99.067 | 12.46 |

Fuente: Reporte de laboratorio RH Lab.

El propósito del estudio es describir el proceso de cianuración de minerales piriticos auríferos, por lo que se trabajó con una ley de cabeza de oro de 12.46 g/TM



4.1.2 Parámetros del proceso de cianuración

Tabla 16: Condiciones de lixiviación en las pruebas experimentales.

| Detalle | Unidades |
|---|---|
| Tiempo de lixiviación | 48 horas |
| Ley de cabeza | 12.465 g/TM |
| Peso de la muestra de mineral composite | 2000 g |
| Volumen de agua | 6000 ml |
| Tamaño de las partículas de mineral | Malla -200 |
| Concentración de cianuro | 0.19 CN ⁻ a 0.27 CN ⁻ % |
| Peso del hidróxido de sodio | 4 gr. |
| Dilución L/S | 3/1 |
| Densidad de pulpa | 1250 y 1300 g/L |
| pH de cianuración | 12 |
| % De solidos | 36.65 % |
| Gravedad especifica | 2.73 |
| Temperatura | 18° C |
| % Humedad | 1.11 % |

Fuente: Elaboración propia.

4.2 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

Los hallazgos se realizaron en función de valores fijados en el proceso, y siguiendo las etapas de lixiviación en un tiempo de 48 horas, controlando 50 las condiciones cada 6 horas. Registrando el consumo de cianuro de sodio e hidróxido de sodio, en la lixiviación. En las pruebas experimentales de este procedimiento minerales auríferos, genera el consumo de cativos principales como el cianuro de sodio que tiene la finalidad de disolver el oro y el hidróxido de sodio para establecer la solución de la pulpa del mineral a tratar a un pH básico, (Astucuri, 1979). Se determina un consumo de 1 y 2

Kg/TM de cianuro de sodio relativos a la plata y relaves de 2 a 3 Kg/Tm de cianuro de sodio. Considerando que el consumo de cianuro de sodio y soda caustica, varía de acuerdo a la composición del mineral, lo que significa que para un mineral con oxido, requiere menor cantidad de cianuro de sodio en comparación a los minerales sulfurados que consumen más cianuro.

Tabla 17: Variables constantes.

| Variables fijas | Parámetro |
|---------------------|-----------|
| pH | 12 |
| Gravedad especifica | 2.73 |

Fuente: Elaboración propia.

4.2.1 Experimento 1

Se trabajo con una concentración de cianuro de 0.19 g/L, densidad de 1250 g/L, presión de aire de 8 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 18: Experimento 1.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.19 | 1250 | 6 | 10 | 1.66 | 5.4 |
| 12 | 0.17 | 1250 | 6 | 10 | 1.93 | 9.3 |
| 18 | 0.165 | 1250 | 6 | 10 | 2.23 | 13.8 |
| 24 | 0.15 | 1250 | 6 | 10 | 3.58 | 16.7 |
| 30 | 0.12 | 1250 | 6 | 10 | 4.24 | 28.2 |
| 36 | 0.115 | 1250 | 6 | 10 | 4.72 | 35.8 |
| 42 | 0.10 | 1250 | 6 | 10 | 6.02 | 43.2 |
| 48 | 0.097 | 1250 | 6 | 10 | 8.03 | 55.8 |

Fuente: Elaboración propia.

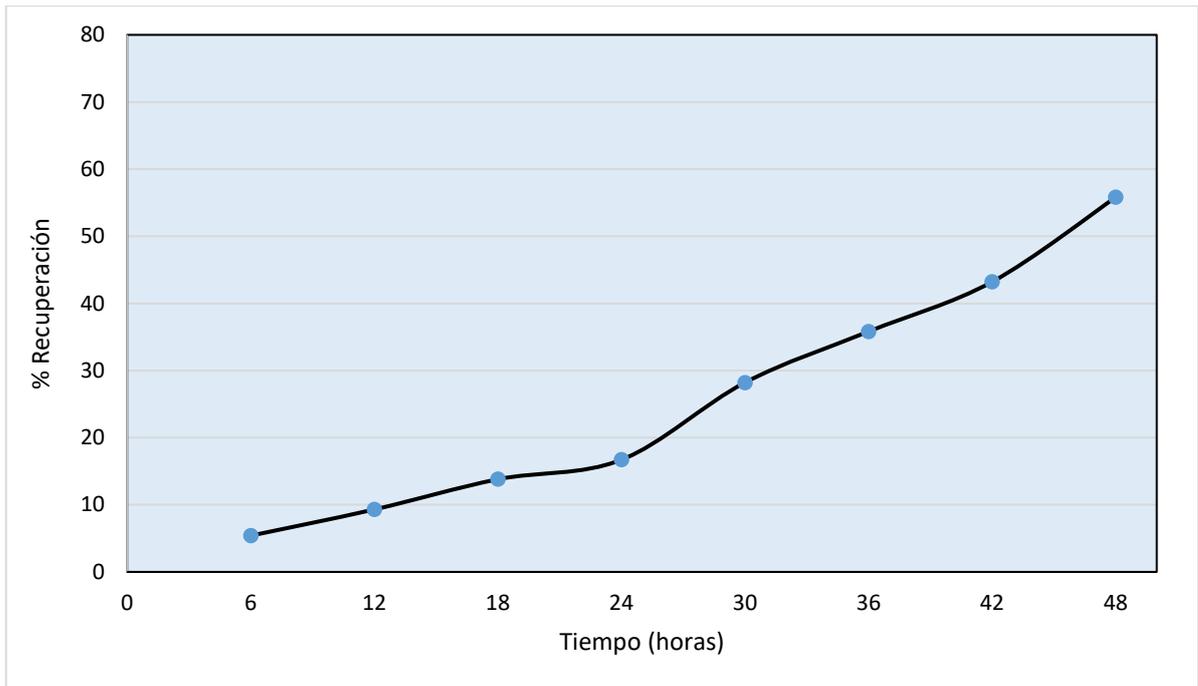


Figura 21: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 1.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 55.8% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.

4.2.2 Experimento 2

Se trabajó con una concentración de cianuro 0.22 g/L, densidad de 1250 g/L, presión de aire de 8 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 19: Experimento 2.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.22 | 1250 | 8 | 10 | 1.99 | 8.80 |
| 12 | 0.20 | 1250 | 8 | 10 | 2.78 | 10.72 |
| 18 | 0.18 | 1250 | 8 | 10 | 3.02 | 15.9 |
| 24 | 0.15 | 1250 | 8 | 10 | 3.50 | 24.9 |
| 30 | 0.125 | 1250 | 8 | 10 | 4.08 | 32.9 |
| 36 | 0.115 | 1250 | 8 | 10 | 5.87 | 41.9 |
| 42 | 0.10 | 1250 | 8 | 10 | 6.27 | 59.3 |
| 48 | 0.098 | 1250 | 8 | 10 | 8.65 | 62.7 |

Fuente: Elaboración propia.

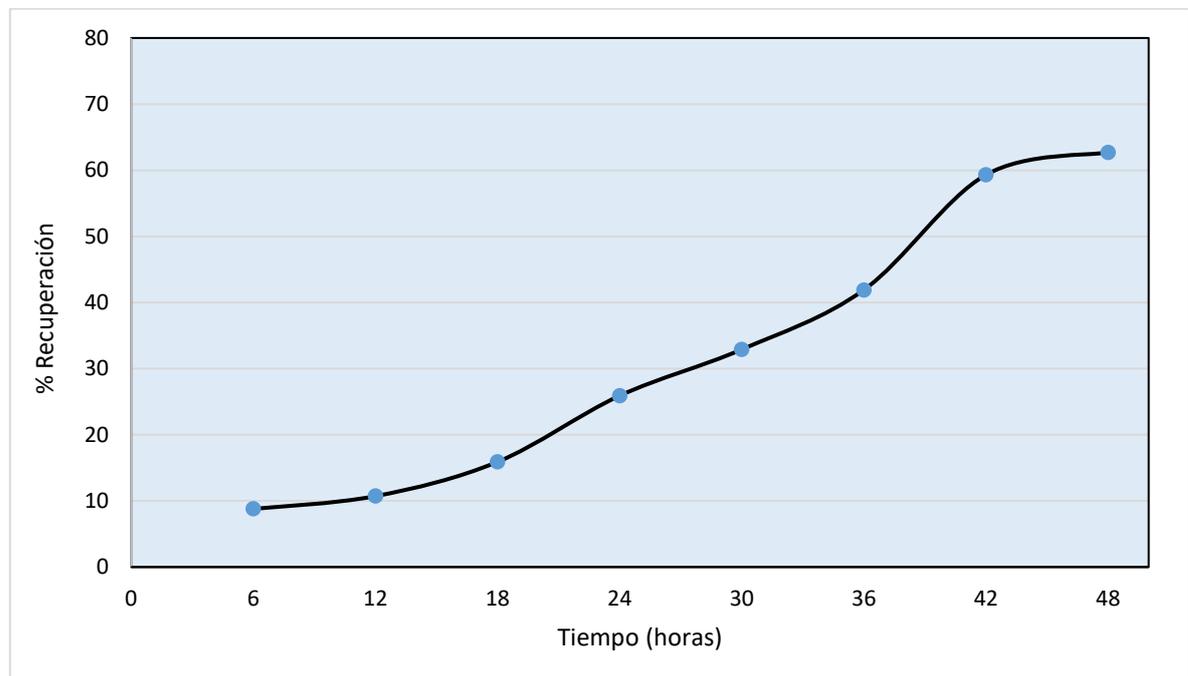


Figura 22: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 2.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 62.7% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.



4.2.3 Experimento 3

La concentración de cianuro 0.23 g/L, densidad de 1250 g/L, aire a presión de 8 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 20: Experimento 3.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|--------------|----------------------|------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Aire presión | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.23 | 1250 | 8 | 10 | 2.08 | 9.78 |
| 12 | 0.22 | 1250 | 8 | 10 | 2.23 | 15.8 |
| 18 | 0.19 | 1250 | 8 | 10 | 2.67 | 32.3 |
| 24 | 0.18 | 1250 | 8 | 10 | 3.10 | 38.7 |
| 30 | 0.16 | 1250 | 8 | 10 | 4.01 | 41.2 |
| 36 | 0.15 | 1250 | 8 | 10 | 5.34 | 49.0 |
| 42 | 0.12 | 1250 | 8 | 10 | 6.88 | 58.3 |
| 48 | 0.10 | 1250 | 8 | 10 | 9.87 | 65.2 |

Fuente: Elaboración propia.

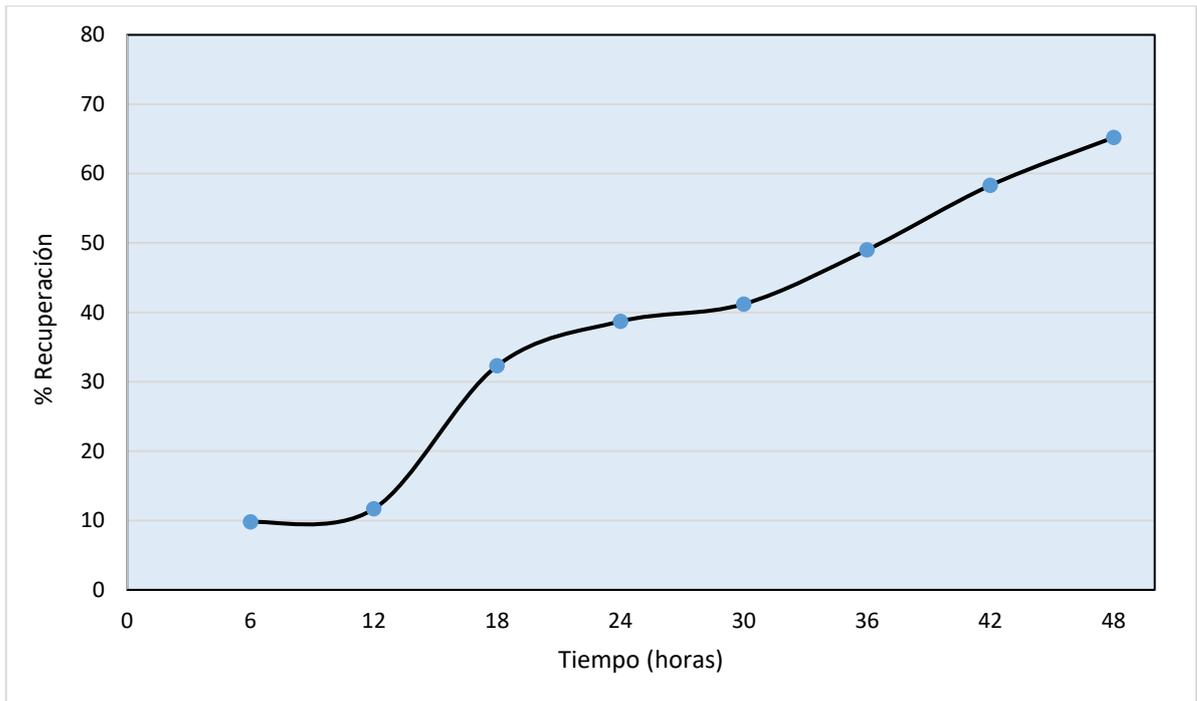


Figura 23: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 3.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 65.2% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.

4.2.4 Experimento 4

Se trabajo con una concentración de cianuro de 0.245 g/L, densidad de 1270 g/L, presión de aire de 10 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 21: Experimento 4.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.245 | 1270 | 10 | 10 | 2.20 | 10.6 |
| 12 | 0.23 | 1270 | 10 | 10 | 2.49 | 14.6 |
| 18 | 0.20 | 1270 | 10 | 10 | 2.80 | 16.7 |
| 24 | 0.18 | 1270 | 10 | 10 | 3.90 | 17.5 |
| 30 | 0.15 | 1270 | 10 | 10 | 4.58 | 39.8 |
| 36 | 0.13 | 1270 | 10 | 10 | 5.35 | 45.1 |
| 42 | 0.11 | 1270 | 10 | 10 | 7.04 | 59.9 |
| 48 | 0.105 | 1270 | 10 | 10 | 8.49 | 67.5 |

Fuente: Elaboración propia.

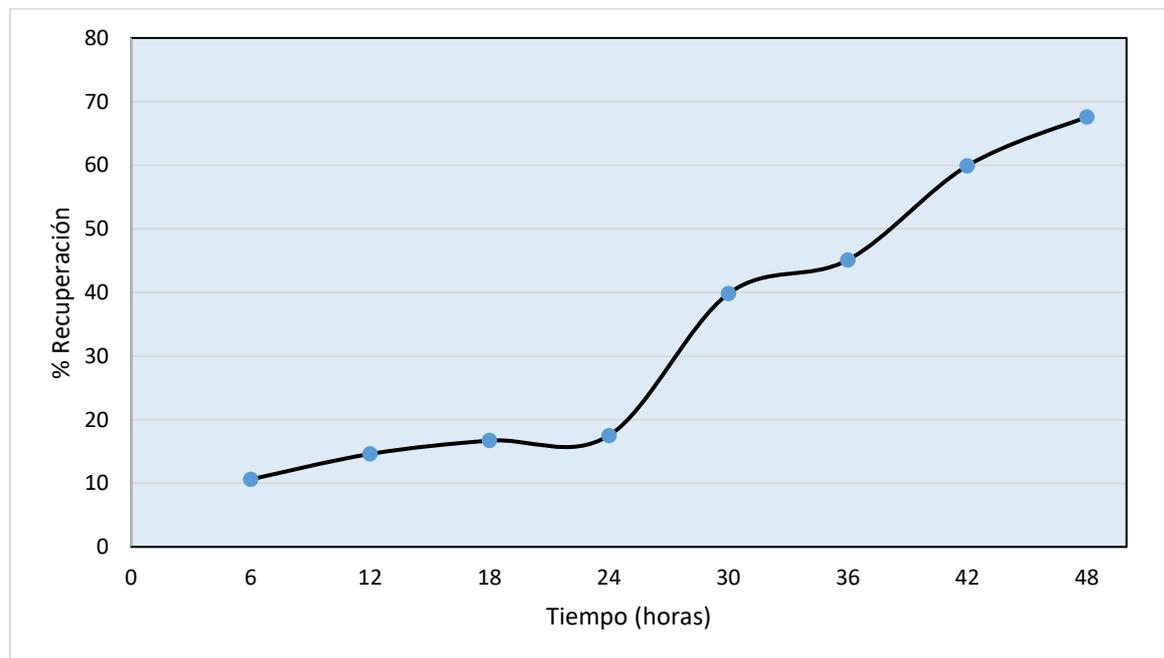


Figura 24: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 4.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 67.5% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.



4.2.5 Experimento 5

Se trabajo con una concentración de cianuro de 0.25 g/L, densidad de 1270 g/L, presión de aire de 10 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 22: Experimento 5.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.257 | 1270 | 10 | 10 | 2.08 | 9.8 |
| 12 | 0.22 | 1270 | 10 | 10 | 2.39 | 16.3 |
| 18 | 0.20 | 1270 | 10 | 10 | 3.65 | 25.8 |
| 24 | 0.185 | 1270 | 10 | 10 | 3.99 | 35.9 |
| 30 | 0.170 | 1270 | 10 | 10 | 4.87 | 40.7 |
| 36 | 0.150 | 1270 | 10 | 10 | 6.98 | 55.7 |
| 42 | 0.130 | 1270 | 10 | 10 | 8.07 | 67.8 |
| 48 | 0.115 | 1270 | 10 | 10 | 9.45 | 73.1 |

Fuente: Elaboración propia.

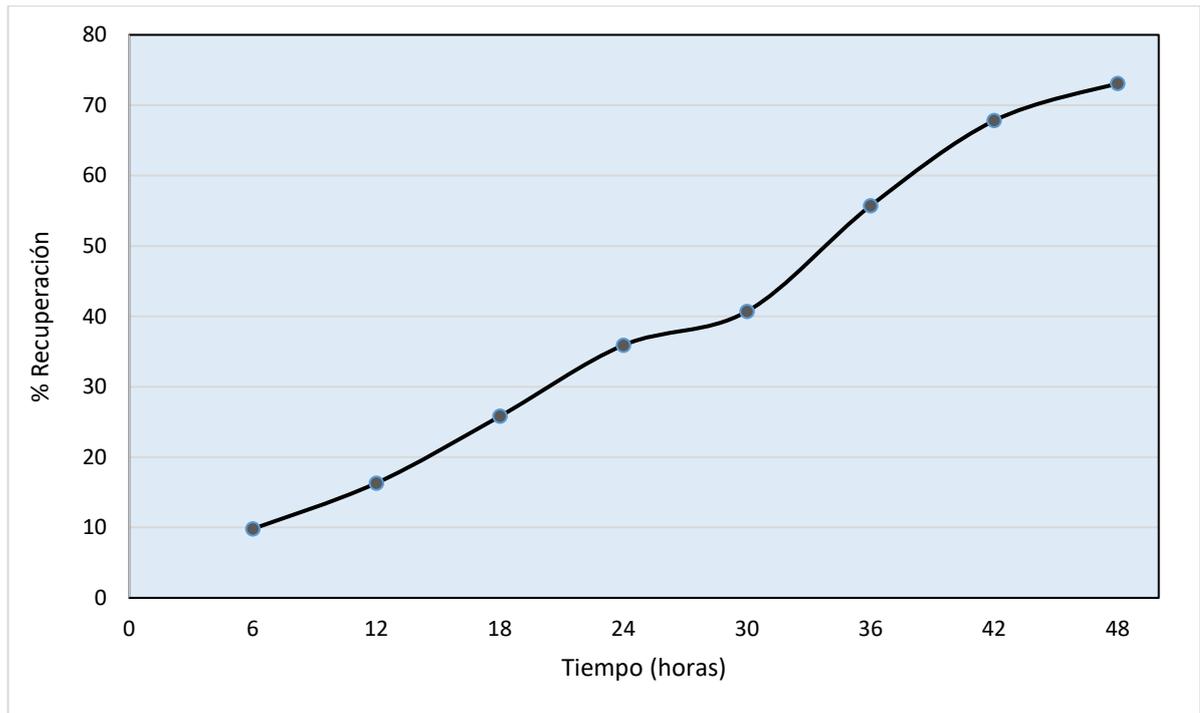


Figura 25: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 5.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 73.1% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.

4.2.6 Experimento 6

Se trabajó con una concentración de cianuro 0.26 g/L, densidad de 1270 g/L, presión de aire de 12 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 23: Experimento 6.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|-------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.26 | 1270 | 12 | 10 | 1.65 | 8.8 |
| 12 | 0.20 | 1270 | 12 | 10 | 1.93 | 12.3 |
| 18 | 0.19 | 1270 | 12 | 10 | 2.20 | 22.1 |
| 24 | 0.16 | 1270 | 12 | 10 | 3.58 | 34.7 |
| 30 | 0.14 | 1270 | 12 | 10 | 6.80 | 47.9 |
| 36 | 0.13 | 1270 | 12 | 10 | 8.38 | 56.3 |
| 42 | 0.117 | 1270 | 12 | 10 | 9.32 | 68.2 |
| 48 | 0.10 | 1270 | 12 | 10 | 10.44 | 74.8 |

Fuente: Elaboración propia.

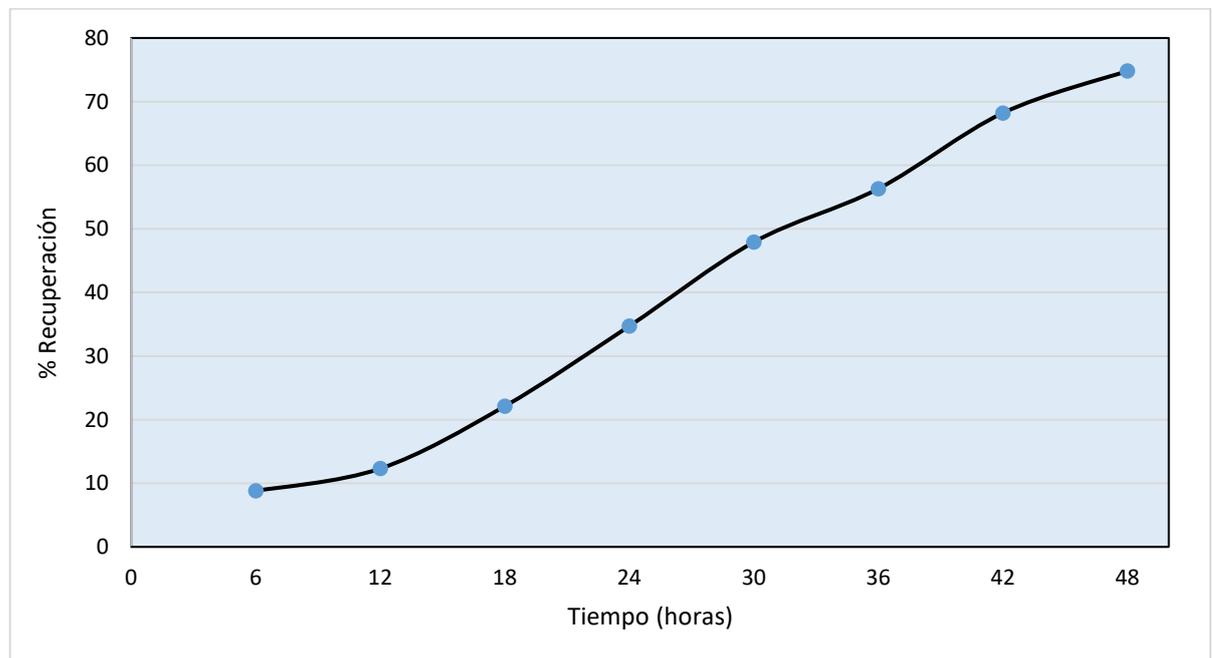


Figura 26: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 6.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 74.8% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.

4.2.7 Experimento 7

Se trabajo con una concentración de cianuro fue de 0.267 g/L, densidad de 1300 g/L, presión de aire de 14 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 24: Experimento 7.

| Parámetros | | | | Análisis de Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|-------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.267 | 1300 | 14 | 10 | 1.49 | 10.8 |
| 12 | 0.22 | 1300 | 14 | 10 | 2.19 | 18.0 |
| 18 | 0.19 | 1300 | 14 | 10 | 3.25 | 22.1 |
| 24 | 0.16 | 1300 | 14 | 10 | 4.78 | 32.1 |
| 30 | 0.14 | 1300 | 14 | 10 | 5.87 | 45.2 |
| 36 | 0.135 | 1300 | 14 | 10 | 7.32 | 59.7 |
| 42 | 0.12 | 1300 | 14 | 10 | 9.02 | 69.3 |
| 48 | 0.105 | 1300 | 14 | 10 | 10.45 | 76.5 |

Fuente: Elaboración propia.

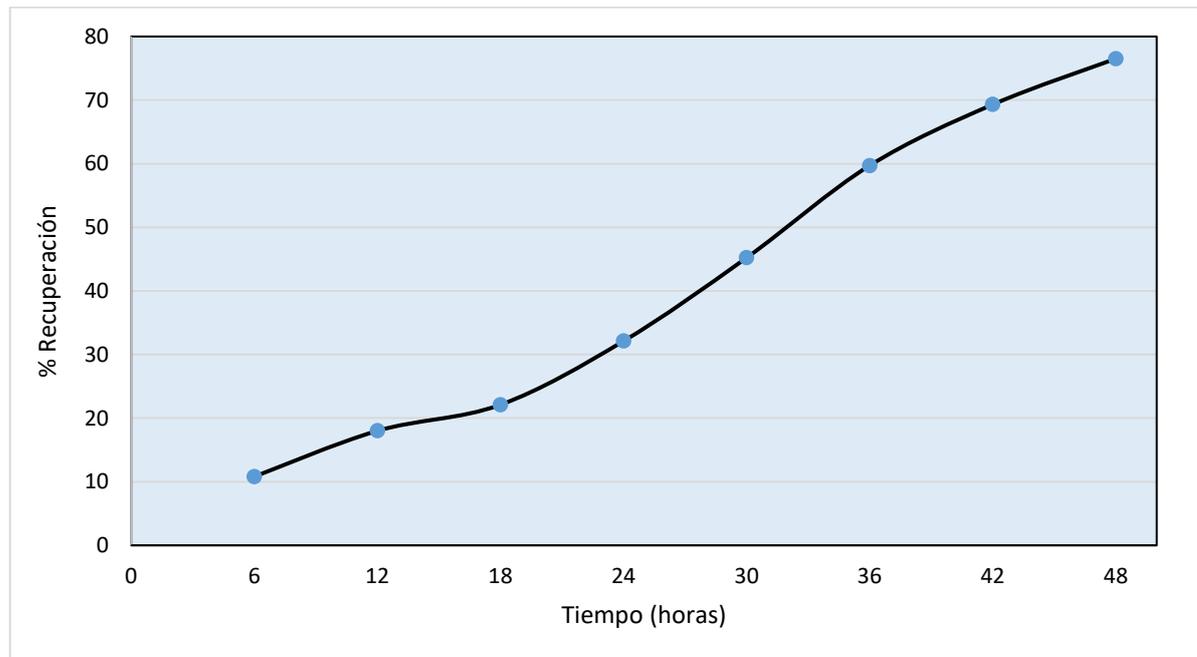


Figura 27: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 7.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros se alcanzó un 76.5% de recuperación por lo que nos indica que tampoco las condiciones son adecuadas.

4.2.8 Experimento 8

Se trabajo con una concentración de cianuro de 0.27 g/L, densidad de 1300 g/L, presión de aire de 14 Kg/cm² y un pH de 12.

Tabla 25: Experimento 8.

| Parámetros | | | | Análisis en Solución | | |
|----------------|-----------------|----------|-----------------|----------------------|-------|----------------|
| Tiempo (horas) | CN ⁻ | Densidad | Presión de aire | Volumen (ml) | mg/L | % Recuperación |
| 6 | 0.27 | 1300 | 14 | 10 | 2.86 | 11.7 |
| 12 | 0.26 | 1300 | 14 | 10 | 2.81 | 22.5 |
| 18 | 0.25 | 1300 | 14 | 10 | 3.54 | 35.0 |
| 24 | 0.21 | 1300 | 14 | 10 | 4.58 | 48.9 |
| 30 | 0.18 | 1300 | 14 | 10 | 6.39 | 55.8 |
| 36 | 0.16 | 1300 | 14 | 10 | 8.45 | 69.7 |
| 42 | 0.13 | 1300 | 14 | 10 | 10.76 | 70.6 |
| 48 | 0.12 | 1300 | 14 | 10 | 11.04 | 78.1 |

Fuente: Elaboración propia.

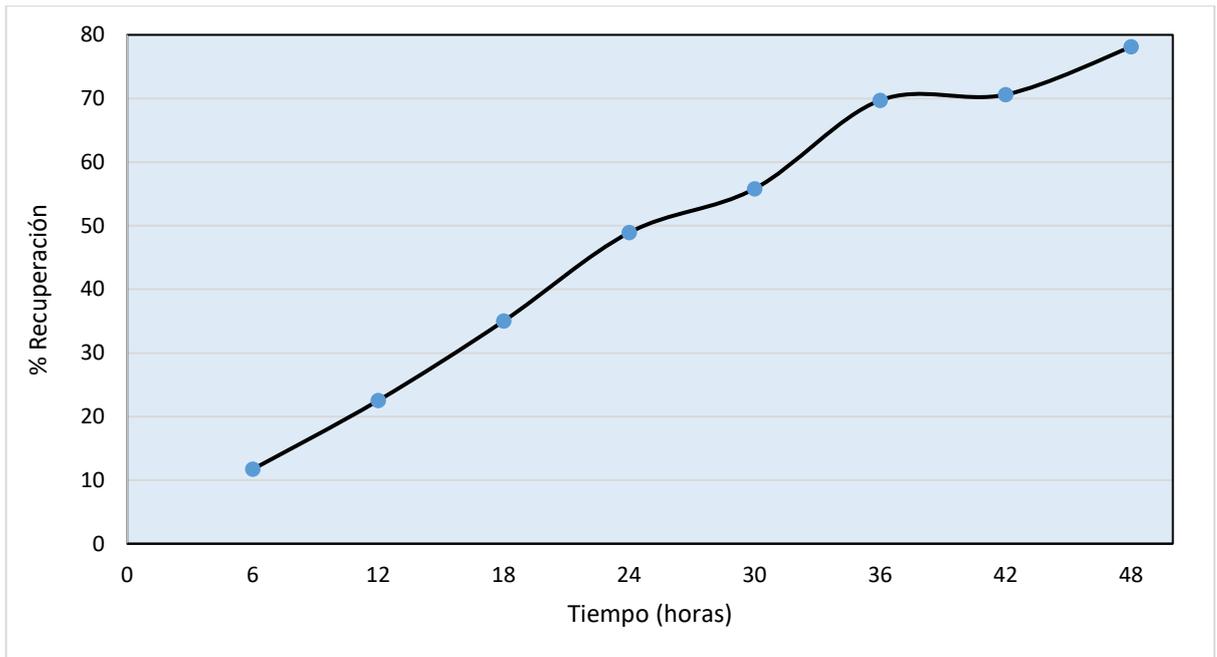


Figura 28: Tiempo (horas) y porcentaje de recuperación de oro 8.

Fuente: Elaboración propia.

Trabajando con los parámetros establecidos la recuperación fue de 78.1% de oro, es decir, estas condiciones son adecuadas para obtener la recuperación óptima.

4.3 COMPARACIÓN DE PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN DE ORO DE LOS 8 EXPERIMENTOS

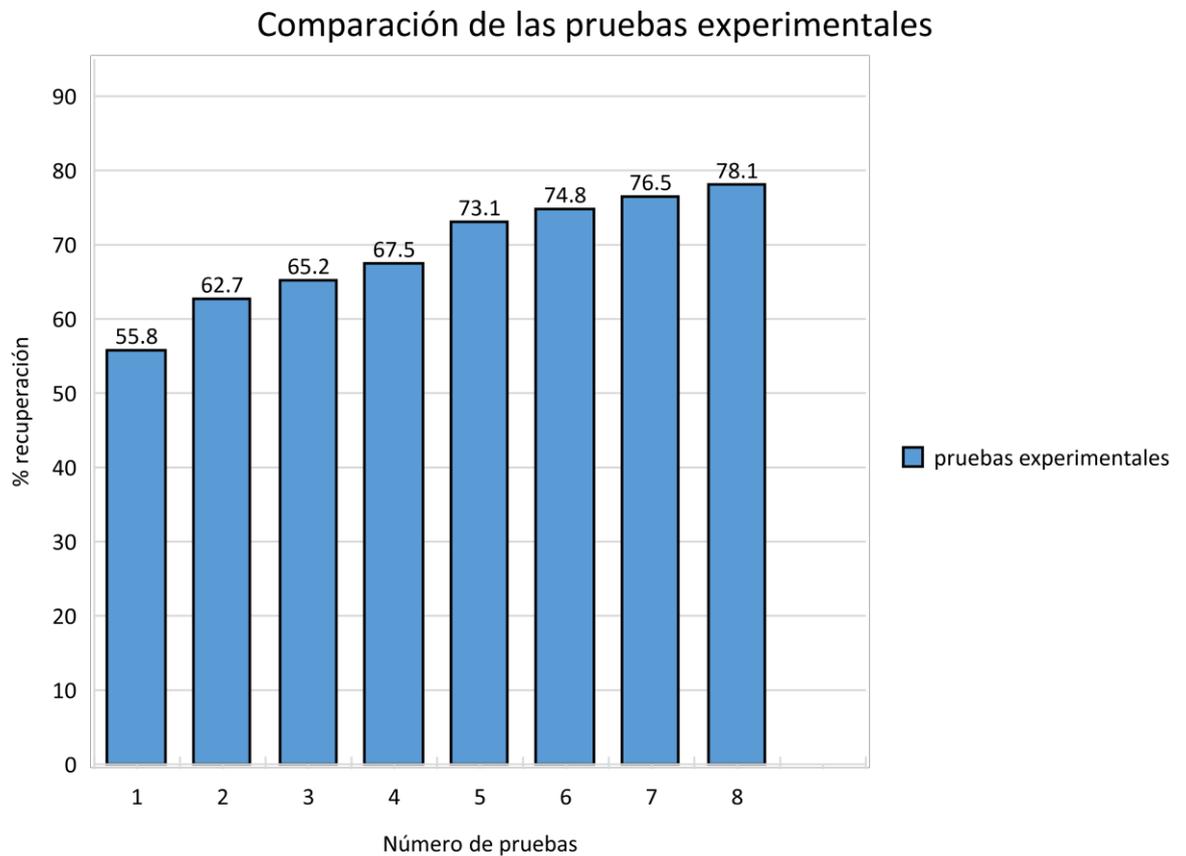


Figura 29: Comparación de los % de recuperación en las pruebas experimentales

Fuente: Elaboración propia.

4.4 ANÁLISIS DE VARIANZA (ANOVA)

Este tratamiento se ejecuta con el propósito de determinar la significancia de los factores y las interacciones, además de la curva en los hallazgos experimentales obtenidos, es decir este análisis nos permite determinar lo más importante que se debe incluir en el modelo matemático propuesto.

Tabla 26: Análisis de varianza para porcentaje de recuperación.

| Fuente | Suma de cuadrados | Gl | Cuadrado medio | Razón - F | Valor - P |
|--------------------|-------------------|----|----------------|-----------|-----------|
| A: densidad | 19.5313 | 1 | 19.5313 | 7.72 | 0.2200 |
| B: concentración | 54.6013 | 1 | 54.6013 | 21.57 | 0.1350 |
| C: Presión de aire | 328.961 | 1 | 328.961 | 129.96 | 0.0557 |
| AB | 2.76125 | 1 | 2.76125 | 1.09 | 0.4862 |
| AC | 4.35125 | 1 | 4.35125 | 1.72 | 0.4148 |
| BC | 7.03125 | 1 | 7.03125 | 2.78 | 0.3440 |
| Error total | 2.53125 | 1 | 2.53125 | | |
| Total (Corr.) | 419.769 | 1 | | | |

Fuente: Statgraphics centurión.

En la Figura 28, observamos que X1, X2 y X3 tienen un efecto positivo respecto de la recuperación de oro, donde la mayor significancia recae en X3, seguido de X2 y la menor significancia corresponde a X1.

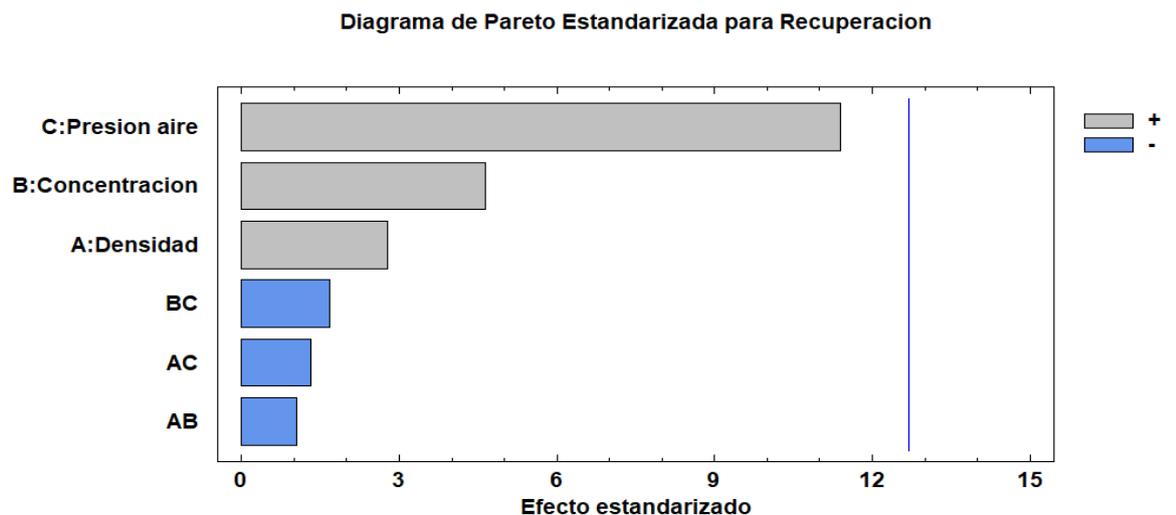


Figura 30: Diagrama de Pareto Estandarizado para el porcentaje de Recuperación.

Fuente: Statgraphics Centurión.

Este diagrama nos indica cuales son los factores más significativos para un 80% de significancia. Siendo la variable aire a presión la más significativa.

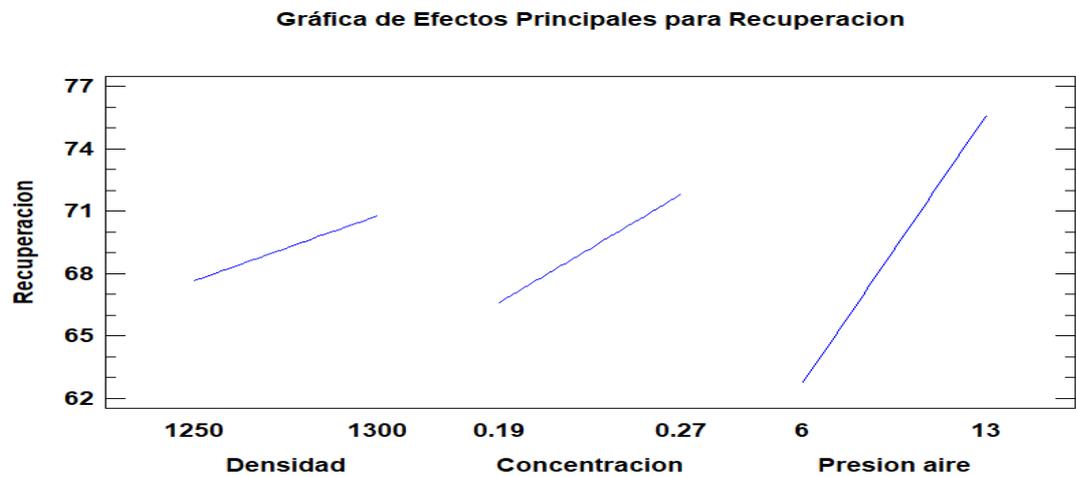


Figura 31: Grafico de efectos.

Fuente: Statgraphics Centurión.

4.5 ANÁLISIS PENDIENTE MÁXIMO ASCENSO

Aplicando la pendiente ascendente descendente obtenemos 78.1197% de recuperación de oro trabajando con una densidad de 1280.0 g/L, con una concentración de cianuro de 0.246277 g/L y una presión de aire de 14 Kg/cm².

Tabla 27: Camino de máximo ascenso para porcentaje de recuperación.

| Densidad (g/TM) | Concentración (g/L) | Presión de aire (Kg/cm ²) | Predicción para % Recuperación |
|--------------------|------------------------|--|-----------------------------------|
| 1275.0 | 0.23 | 9.5 | 69.2125 |
| 1276.0 | 0.232726 | 10.1024 | 70.539 |
| 1277.0 | 0.23558 | 10.7756 | 71.9632 |
| 1278.0 | 0.238625 | 11.5556 | 73.5437 |
| 1279.0 | 0.242005 | 12.5251 | 75.4156 |
| 1280.0 | 0.246277 | 14.0001 | 78.1197 |

Fuente: Statgraphics centurión.



Se hizo una comparación de las 8 pruebas experimentales con el propósito de establecer cuáles son las condiciones óptimas para la recuperación de oro, teniendo como resultado que la prueba número 8 con las condiciones; concentración de cianuro a 0.27 g/L, densidad de pulpa a 1300 g/L y presión de aire a 14 Kg/cm², son las más adecuadas para alcanzar un 78.1% de recuperación de oro, asumiendo la capacidad de la planta de beneficio de 85 TMSD se logró mejorar en un 12.1% de recuperación más, que es igual a 127.5 g/TM de oro, esto equivale a 6983.40 dólares con este resultado, beneficiara para la implementación de los EPP, y para el área de mantenimiento para la empresa, se dará empleo directos e indirectos a los pobladores de la región y el país, asimismo es económicamente rentable para la empresa Minarsa S.A. con la eficiencia requerida, para alcanzar el crecimiento que se desea alcanzar.

Conforme a los resultados que se obtuvieron en los ensayos experimentales ejecutados, se tiene, que el consumo de cianuro varía respecto a la densidad de pulpa. Esto debido a los estudios realizados por (Morales, 2016), por la presencia de minerales sulfurados y elementos químicos cianicidas que afectan el potencial redox de las soluciones y propician la pasivación del oro durante dicho proceso, por cuanto consume cianuro de sodio en exceso y oxígeno.

Es necesario mencionar que la pirrotita, zinc, cobre, azufre y minerales antimonio consumen cianuro (Rojas, 2013). Asimismo, en la Minera Aurífera Calpa, en los procesos de cianuración, la recuperación de oro se había reducido de 90% a 79,25% por la presencia de minerales sulfurados y por excesivo consumo de cianuro de sodio, por lo que incrementó de 6 kg/Tc a 13 kg/Tc de concentrado con un incremento al 87% de recuperación y reducción del consumo de cianuro en 5 kg/Tc, lo cual verifica los resultados obtenidos en los ensayos experimentales.



Por todo lo expuesto anteriormente el método que se utiliza para la disolución de oro en las pruebas experimentales es adecuado de un óptimo nivel de factibilidad con las condiciones propuestas, por lo que se obtiene porcentajes altos de recuperación que superan el 78,1% de recuperación de este mineral, esta investigación responde a las expectativas de una minería sostenible y responsable. Por tanto, se acepta la hipótesis planteada en el estudio.



V. CONCLUSIONES

PRIMERO: En cuanto a los resultados obtenidos para la recuperación de oro, encontrados en esta investigación, podemos asumir que, la concentración de cianuro más significativa en minerales piriticos es de 0.27 g/L CN^- , lográndose una recuperación de 78.1% de oro.

SEGUNDO: La densidad más adecuada para la recuperación de oro en la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua Arequipa es 1300 g/L, obteniendo una recuperación de 78.1% de oro.

TERCERO: La influencia de la presión de aire tiene un efecto notable e importante en la disolución de oro, que hace posible oxidar a los minerales que contienen pirita, calcopirita concluir que inyectando el aire a 14 Kg/cm², se obtiene una recuperación de 78.1% de oro, lo cual es beneficio para la planta de beneficio Minarsa S.A. Yanaquihua - Arequipa.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda, seguir evaluando otras variables como granulometría, tiempo y pH, de acuerdo a los resultados obtenidos, trabajar con una densidad de 1300 g/L el cual sale del molino a los tanques de lixiviación, ya que esta variable influye significativamente en los procesos de disolución del oro que se ejecutan en los tanques de cianuración.

Asimismo, se recomienda mantener la presión de aire a 14 Kg/cm² en la cianuración de minerales piriticos para evitar el excesivo consumo de cianuro.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

(s.f.).

Aduviri, E. (2009). *Cianuración de relaves en la corporación minera Ananea S.A.* Puno
Peru: Universidad nacional del altiplano.

Aquiles, L. (2010). *Optimización y simulación de procesos metalúrgicos (Primera Ed.)*.
Lima, Peru.: Colecciones Jovic. p. 86.

Aranburu Rojas, V. S. (2013). *Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro
piritico, para la optimización del proceso de cianuración*. Lima Peru: UNMSM.

Astucuri, V. (1979). *Principios de la hidrometalurgia y algunas aplicaciones*. Lima,
Peru: sin editorial.

Barsky, G. S., & Easley, N. (1935). *Disolution of gold and silver in Cyanide solution*.
Tras. Am. Inst. Min.

Blas, G. S., & Vera, G. J. (1935). *Estudio comparativo de la efectividad y costos de los
metodos quimicos de neutralización de cianuro*. Trujillo: Universidad Nacional
de Trujillo.

Caceres Arena, G. (2007). *Hidrometalurgia y Electrometalurgia*. Atacama.

Flores, F. R. (2016). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales de baja ley -
Minera Aruntani S.A.C.* Puno Peru, p. 54: Tesis de Grado, Universidad Nacional
del Altiplano.

Gonzalez Martinez, L. R., & Veloz Rodriguez, M. (2003). *Estudio Electroquímico del
comportamiento de la reactividad de la pirita en el mineral de arsenopirita 9-
13*.

Guerrero. (2015). *Estudio Físico-Químico Comparativo de lixiviación con cianuro y tio
urea en concentrados de oro, procedente de la planta de beneficio "Franromec"*



- del canton Camilo Ponce Enriquez. Azuay, Ecuador: Universidad Tecnica de Machala.*
- Lovera, D. Q. (2003). *Proceso de tostacion-lixiviacion de minerales auriferos con metales cianicidas*. Lima.
- Lovera, D. q. (2003). *Proceso de tostación-lixiviación de minerales auríferos con metales cianicidas*. Lima peru.
- Mallma, C. A. (2009). *La soda caustica en la cianuracion de concentrados de oro en minera* . Ananea Puno: Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano.
- Meza Espitia, S. (2015). *Efecto del medio sobre la extraccion de oro mediante la transformacion de Arsenopirita y la posterior estabilizacion de Arsenico*. Mexico: Tesis de la Universidad Autonoma Metropolitana.
- Misari, F. (2010). *Metalurgia del oro (Primera Ed.)*. Lima, Peru: Editorial san Marcos pp. 16-27.
- Morales Laurente, E. L. (2016). *Estraccion de la plata y oro del relave sulfurado de la minera santa fe porlixiviacion con adiccion de peroxido de hidrogeno y acetato de plomo*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San marcos.
- Palacios, S. (. (2010). *Estadistica Experimental Aplicada a ciencia e ingenieria (Vol. 1)*. Lima, Peru.: Concytec, Ed.
- Parillo, M. (2014). *Estadistica Experimental Aplicada a ciencia e ingenieria (Vol. 1)*. Lima Peru: Concytec, Ed.
- Perez D. J., H. (2008). *Comportamiento electro-quimico del cianuro. Ingenieria & Desarrollo*.
- Romero A., A., & Flores A., S. (2010). *La influencia de la velocidad de agtacion en la lixiviacion dinamica de minerales alterados*. Lima.



Scott, & Ingles J. (1991). *Remocion de cianuro de los efluentes de molinos de oro.*

Ottawa.

Tecsup, v. (2010). *Proceso de cianuración . Metalúrgia extractiva del oro, (págs. 3-21).*

Lima.



ANEXOS

ANEXO 1. Resultado de ensayo Malla +100, +150, +200, +325, -325.

- Usamos tamices previamente verificadas, que son ensamblados en una columna de en orden descendente desde malla Tyler 50 (Tamaño de partícula 180 μ) hasta la más fina malla Tyler -325 (tamaño de partícula -45 μ)
- En el tamiz más grueso se hecha la muestra.
- Encender el rotap durante un tiempo de 45 minutos.
- Después del tiempo transcurrido se procede a pesar el mineral retenido en cada malla para los respectivos cálculos.

4.- ANÁLISIS QUÍMICO

Se ha efectuado un análisis químico a la cabeza de la prueba, cuadro N° 01 del material denominado mineral sulfurado dándonos como resultado promedio 12.467 Gr/Tm es decir 0.364 Oz/Tc. Así mismo le mostramos en el cuadro N° 02 las leyes de las muestras acumuladas en cada malla.

Cuadro N° 01
RESULTADO DE ENSAYO

| N° | N° RH | Código de Cliente | Au | |
|----|-----------|-------------------|--------|-------|
| | | | Gr/Tm | Oz/Tc |
| 1 | RH-M50844 | Mineral Sulfurado | 12.467 | 0.364 |

Cuadro N° 02
RESULTADO DE ENSAYO

| N° | N° RH | Código de Cliente | Au | |
|----|-----------|-------------------|--------|-------|
| | | | Gr/Tm | Oz/Tc |
| 1 | RH-M50844 | Malla +100 | 19.150 | 0.559 |
| 2 | RH-M50845 | Malla +150 | 10.950 | 0.319 |
| 3 | RH-M50846 | Malla +200 | 8.650 | 0.252 |
| 4 | RH-M50847 | Malla +325 | 12.120 | 0.354 |
| 5 | RH-M50848 | Malla -325 | 19.850 | 0.579 |

 Ing. Fidel Hinayapata Luque
CIP 187755
GERENTE DE OPERACIONES

ANEXO 2. Representación gráfica de la curva granulométrica.

5.- ANÁLISIS GRANULOMETRICO VALORADO DE LA MUESTRA.

INFORME DE ENSAYO

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO VALORADO

| Malla | Tamaño | Peso | Porcentaje | Acumulativo | Pasante | Ley Oro | Contenido |
|-------|------------------|-------------|------------|-------------|---------|----------|-----------|
| Tyler | micras (μ) | Gramos (Gr) | en peso | % | % | Gr/Tm | metálico |
| | | | % | | | | |
| 50 | + 50 | 180 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 100.00 | 0.000 |
| 100 | -50+100 | 150 | 28.45 | 5.70 | 5.70 | 94.30 | 19.150 |
| 150 | -100+150 | 120 | 57.25 | 11.47 | 17.17 | 82.83 | 10.950 |
| 200 | -150+200 | 75 | 111.00 | 22.24 | 39.40 | 60.60 | 8.650 |
| 325 | -200+325 | 45 | 232.00 | 46.47 | 85.88 | 14.12 | 12.120 |
| -325 | -325 | 45 | 70.50 | 14.12 | 100.00 | 0.00 | 19.850 |
| | | 499.20 | 100.00 | | | | |
| | | | | | | 12.467 | 12.707 |
| | | | | | | CABEZA | CABEZA |
| | | | | | | ENSAYADA | CALCULADA |

La curva granulométrica, una representación gráfica de los resultados del ensayo de granulometría



6.- CONCLUSIONES

- Se concluye que el material aurífero denominado mineral sulfurado, presenta valor metálico tanto en malla gruesa tamaño de partículas +150 micras representa el 5.70 % en peso alcanza la ley de 19.150 Gr/Tm de oro y también se presenta alto contenido metálico en mallas finas, tamaño de partículas - 325 micras con una ley de oro que alcanza 19.85 Gr/Tm que representa a 14.12 % en peso.

Es todo en cuanto puedo informarle.

Muy Atentamente,

Ing. Fidel Huaynapata Luque

Gerente de Operaciones RHLAB SAC

Ing. Fidel Huaynapata Luque
CIP 187755
GERENTE DE OPERACIONES

ANEXO 3. Resultado de análisis químico de S, Fe.

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE : Sr. HUMBERTO SILLO ALEJO
ATENCION :
ASUNTO : Determinación Analítica del contenido metálico total en la muestra
CARACTERISTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA :
CANTIDAD DE MUESTRAS : 01
SOLICITUD DE ENSAYO : Análisis Químico elemento Hierro (Fe), Azufre (S) Por Reconocimiento
RECEPCION DE MUESTRAS : Bolsa de Plástico
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO : 09/04/2021 al 28/04/2021
DETALLE DEL INFORME

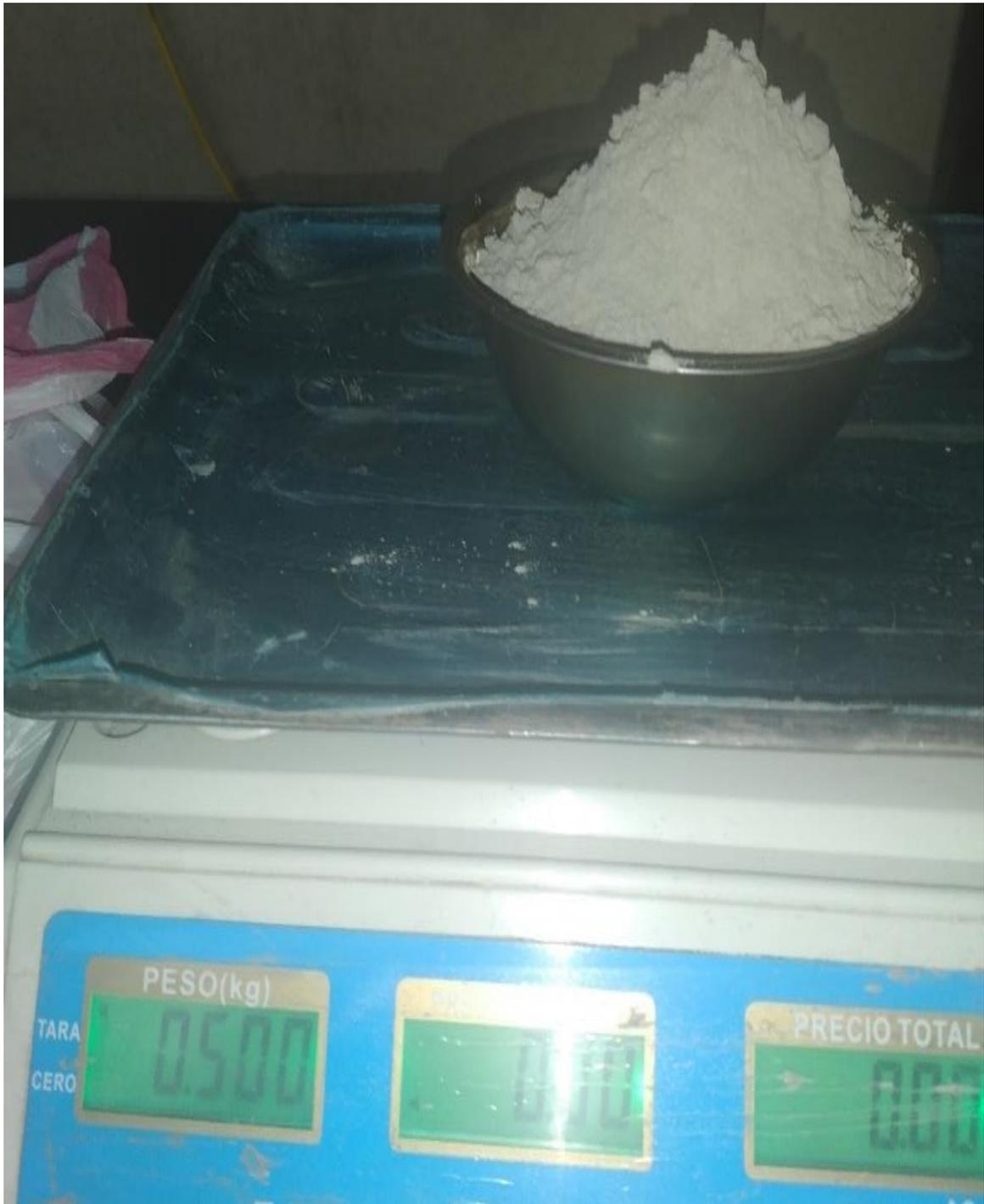
RESULTADO DE ENSAYO

| N° | N° RH | Código de Cliente | S | Fe |
|----|-----------|-------------------|--------|----------|
| | | | ppm | ppm |
| 1 | RH-M50669 | MS-001 | 58.900 | 9780.000 |

ANEXO 4. Almacén de reactivos NaCN y NaOH.



ANEXO 5. Pesado de mineral para prueba experimental.





DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo HUMBERTO SILLO ALEJO
identificado con DNI 47066929 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

“ TRATAMIENTO DE MINERALES SULFURADOS AURIFEROS POR
CIANURACION, EN LA PLANTA DE BENEFICIO MINARSA SA. YANAQUIHUA AREQUIPA ”

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el *incumplimiento del presente compromiso*

Puno 21 de NOVIEMBRE del 2022

FIRMA (obligatoria)



Huella



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo HUMBERTO SILLO ALEJO
identificado con DNI 47066929 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado

Título Profesional denominado:

" TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS SULFURADOS POR CIANURACION EN LA PLANTA DE BENEFICIO MINARSA S.A. YANAQUIHUA AREQUIPA.

" Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mio; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 21 de NOVIEMBRE del 20 22


FIRMA (obligatoria)



Huella