

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS

**OPTIMIZACION DE LA RECUPERACION DE ORO POR EL PROCESO DE CIANURACION EN
LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA COMPANIA MINERA JERUSALEN SAC-CHALA- AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

- Br. Paliza Borda, Teodulfo
- Br. Quispe Ormachea, Percy

**Para optar al Título Profesional de Ingeniero
Metalúrgico**

Asesor:

Dr. Canal Céspedes, Abel Franklin

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada: OPTIMIZACION DE LA RECUPERACION DE ORO POR EL PROCESO DE CIANURACION EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA COMPANIA MINERA JERUSALEN SAC- CHALA- AREQUIPA.

presentado por: TEODULFO PALIZA BORDA con DNI Nro.: 48845681 presentado por: PERCY QUISPE ORNACHEA con DNI Nro.: 73136859 para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del *Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC* y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 0.00%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	—
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	—

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 15 de FEBRERO de 2024

Firma
Post firma Nelson Canal Céspedes

Nro. de DNI 23875439

ORCID del Asesor 0000-0003-4619-7569

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: old: 27259:306148397

NOMBRE DEL TRABAJO

**OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN D
EL ORO POR EL PROCESO DE CIANURAC
IÓN EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE L**

AUTOR

**Teodulfo/Percy Paliza Borda/Quispe Or
machea**

RECUENTO DE PALABRAS

17610 Words

RECUENTO DE CARACTERES

95284 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

97 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.6MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 19, 2024 8:42 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

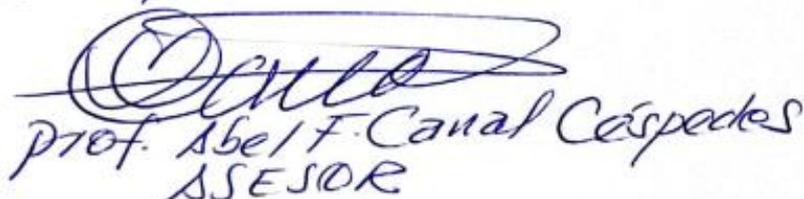
Jan 19, 2024 8:43 AM GMT-5**● 8% de similitud general**

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

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 4% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Cross

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 15 palabras)

Cusco, 19 de enero de 2024

prof. Abel F. Canal Céspedes
ASESOR

PRESENTACION

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad el Cusco.

Señores integrantes de la Comisión Dictaminadora.

Ponemos a vuestra consideración, en base al Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, la tesis colectiva intitulada:

OPTIMIZACION DE LA RECUPERACION DE ORO POR EL PROCESO DE CIANURACION EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA COMPANIA MINERA JERUSALEN SAC-CHALA-AREQUIPA (Investigación tecnológica), con la finalidad de optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico,

El trabajo se realizó con el propósito de optimizar la extracción y recuperación del oro por el proceso de cianuración - CIP en la planta de beneficio de la Compañía Minera Jerusalén SAC, ubicada en el km 122 de la Panamericana Sur, distrito Chala, provincia Caravelí, región Arequipa y aportar al mejor aprovechamiento de los recursos naturales, en este caso el oro.

Cusco, 29 de enero de 2024

Bach. Paliza Borda, Teodulfo

Bach. Quispe Ormachea, Percy

DEDICATORIA

Primeramente, agradecer a Dios quien me ha dado fortaleza en todo momento, y me ha guiado en cada etapa personal y profesional de mi vida.

A mi madre, quien me ha dado la vida que es el obsequio más grande del mundo y ha sabido formarme con todos los valores que hoy poseo y que son mi fortaleza.

A mis amigos y parientes cercanos, quienes desinteresadamente me apoyaron durante gran parte de mi educación superior y a quienes les estaré eternamente agradecido.

A mis hermanos, que con sus consejos me ayudaron a superar etapas de mi vida, y quienes siempre estuvieron para apoyarme en todo momento, y que son parte importante de mi desarrollo profesional.

A mi padre, quien con su trabajo y esfuerzo de cada día pude realizar mis estudios y llegar a superarme cada día.

Teodulfo Paliza Borda

A mis padres, David y Rosmery quienes con su perseverancia, tranquilidad y comprensión me han ayudado a llegar a cumplir hoy un sueño, les estaré eternamente agradecido por inculcar en mi el sentimiento de esfuerzo.

A mis hermanos Elvis y Jordan David por su apoyo en todo momento y consejos que hicieron un bien en mi vida profesional y personal.

A mi tío Enrique, por sus consejos y palabras de aliento, las cuales me hicieron una mejor persona. Y me acompañan en todos mis sueños y metas.

A mis amigos(as) quienes compartieron experiencias, conocimientos y me brindaron apoyo en todo momento.

Percy Quispe Ormachea

RESUMEN

El tratamiento de los distintos minerales ya sean minerales oxidados o sulfurados es complicado debido a su gran variedad y a su presentación, ya que algunos de estos minerales contienen al oro, elemento económicamente valioso, de forma encapsulada y otros de forma diseminada, dificultando su recuperación. Además de ello, elementos como el arsénico, el hierro, el cobre, entre otros, dificultan una óptima recuperación de este elemento. Por esto mismo es necesario realizar pruebas de laboratorio analizando las variables operativas que influyan en el proceso de cianuración y en el proceso de recuperación de oro por carbón activado, para lograr una mayor recuperación de oro. Variables como la concentración de cianuro, dosificación de carbón y tiempo de cianuración, son influyentes en este proyecto de investigación. Para la determinación de los parámetros que se deben tomar en cuenta de las variables mencionadas se hizo uso de los diseños experimentales. Los cuales se basan en las 8 pruebas experimentales que fueron realizadas en laboratorio con sus 3 réplicas. La interacción de las variables concentración de cianuro (A), dosificación de carbón (B) y tiempo (C), mediante el uso de un diseño factorial, nos brindó una óptima recuperación de oro, con resultados de 0.0015 kg/L de concentración de cianuro, 3.5kg/tn de carbón y 14 horas de cianuración; obteniendo una recuperación óptima de hasta 91.45%. El diagrama de Pareto, fue la gráfica que nos mostró que variables y que interacción de estas variables tienen mayor incidencia en el proceso de cianuración, la C, B y BC, tienen una mayor influencia, y la interacción ABC, A, AC, Y AB, tiene una influencia menor. Estas 11 pruebas de laboratorio realizadas en este trabajo de investigación, se llevaron a cabo con una malla estándar (malla 200) y un pH de 11.5, y los trabajos se realizaron en instalaciones de la misma empresa.

PALABRAS CLAVE: recuperación, cianuración, absorción, interacción

ABSTRACT

The treatment of different minerals, whether oxidized or sulfide minerals, is complicated due to their great variety and their presentation, since some of these minerals contain gold, an economically valuable element, in an encapsulated form and others in a disseminated form, making their recovery difficult. In addition, elements such as arsenic, iron, copper, among others, make optimal recovery of this element difficult. For this reason, it is necessary to carry out laboratory tests analyzing the operational variables that influence the cyanidation process and the gold recovery process by activated carbon, to achieve greater gold recovery. Variables such as cyanide concentration, carbon dosage and cyanidation time are influential in this research project. To determine the parameters that must be taken into account for the aforementioned variables, experimental designs were used. Which are based on the 8 experimental tests that were carried out in the laboratory with their 3 replicas. The interaction of the variables cyanide concentration (A), carbon dosage (B) and time (C), through the use of a factorial design, gave us optimal recovery of gold, with results of 0.0015 kg/L concentration of cyanide, 3.5kg/tn of coal and 14 hours of cyanidation; obtaining an optimal recovery of up to 91.45%. The Pareto diagram was the graph that showed us which variables and which interaction of these variables have the greatest impact on the cyanidation process, C, B and BC have a greater influence, and the interaction ABC, A, AC, Y AB, has a minor influence. These 11 laboratory tests carried out in this research work were carried out with a standard mesh (200 mesh) and a pH of 11.5, and the work was carried out in facilities of the same company.

KEYWORDS: recovery, cyanidation, absorption, interaction

INDICE

PRESENTACION	ii
DEDICATORIA.....	iii
RESUMEN.....	v
ABSTRACT	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
SIMBOLOGIA	xiv
INTRODUCCION	xv
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Situación problemática.....	1
1.2. Formulación del problema	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.3. Justificación de la investigación.....	2
1.3.1. Conveniencia.....	2
1.3.2. Relevancia social	2
1.3.3. Relevancia tecnológica.....	3
1.3.4. Valor teórico	3
1.3.5. Utilidad metodológica.....	3
1.4. Objetivos de la investigación.....	4
1.4.1. Objetivo general.....	4
1.4.2. Objetivos específicos.....	4
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	5

2.1. Antecedentes	5
2.1.1. Antecedentes Internacionales	5
2.1.2. Antecedentes Nacionales.....	6
2.2. Bases teóricas	6
2.2.1. Química del oro.....	6
2.2.2. Lixiviación por cianuración	7
2.2.3. Solubilidad del oro en soluciones acuosas de cianuro	8
2.2.3.1. Teoría del oxígeno.....	8
2.2.3.2. Teoría del hidrógeno	8
2.2.3.3. Teoría del peróxido de hidrógeno	8
2.2.3.4. Teoría de formación de cianógeno.....	9
2.2.3.5. Teoría de la corrosión	10
2.2.3.6. Postulado de Habashi.....	10
2.2.4. Química de la cianuración del oro.....	11
2.2.5. Potencial de oxidación - reducción (ORP)	16
2.2.6. Fenómenos en la lixiviación del oro	17
2.2.7. Variables en el proceso de cianuración	20
2.2.8. Métodos de lixiviación	26
2.2.9. Carbón activado	27
2.2.10. Procesos de Cianuración de oro.....	28
CAPÍTULO III HIPÓTESIS Y VARIABLES.....	37
3.1. Hipótesis.....	37
3.1.1. Hipótesis general	37
3.1.2. Hipótesis específicas	37

3.2. Variables	37
3.2.1. Independientes	37
3.2.2. Dependiente	37
3.2.3. Intervinientes o externas	37
3.3. Operacionalización de variables.....	38
CAPITULO IV MÉTODOLOGIA	39
4.1. Ámbito del estudio, localización política y geográfica.....	39
4.2. Nivel o tipo de investigación	40
4.2.1. Explicativo	40
4.2.2. Descriptivo	40
4.2.3. Correlacional	40
4.2.4. Diseño experimental	40
4.3. Población y muestra.....	40
4.3.1. Población	40
4.3.2. Muestra.....	40
4.4. Técnicas e instrumentos de toma de datos.....	41
4.4.1. Técnica.....	41
4.4.2. Instrumentos, equipos y materiales.....	41
4.5. Viabilidad.....	43
CAPÍTULO V PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	44
5.1. Pruebas experimentales de agitación a nivel de laboratorio	44
5.2. Pruebas experimentales de adsorción con carbón activado	50
CAPÍTULO VI RESULTADOS Y DISCUSIÓN	52

6.1. Identificación de las variables significativas en la recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP.....	52
6.2. Determinar la dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP que permite incrementar el porcentaje de recuperación del oro.....	55
6.3. Determinar el modelo matemático de la optimización de la recuperación de oro por el proceso de cianuración CIP.....	57
6.4. Discusión.....	71
CONCLUSIONES.....	73
RECOMENDACIONES.....	74
Referencias Bibliográficas	76
ANEXOS.....	80

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Principales características de los métodos de cianuración de minerales auríferos	27
Tabla 2. Resumen general de la prueba metalúrgica N°1	49
Tabla 3. Cianuro libre (CN-) retenido en la primera prueba metalúrgica.....	49
Tabla 4. Consumo de cianuro libre (CN-) en la primera prueba metalúrgica	49
Tabla 5. Cuadro de dosificación de carbón en las pruebas de agitación de carbón en pulpa.....	51
Tabla 6. Resultados de las 8 pruebas de agitación con diferentes concentraciones de cianuro de sodio	52
Tabla 7. Pruebas Metalúrgicas de réplica de las 8 primeras pruebas realizadas con diferentes concentraciones de cianuro de sodio	52
Tabla 8. Resultado de las 8 pruebas con diferentes tiempos de agitación	53
Tabla 9. Pruebas metalúrgicas de réplica para las 8 pruebas con diferentes tiempos de agitación	54
Tabla 10. Balance metalúrgico de las pruebas metalúrgicas por agitación.....	55
Tabla 11. Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP	56
Tabla 12. Niveles de operación de variables para las pruebas.....	57
Tabla 13. Plan de pruebas experimentales mediante diseño factorial 2^3 con una solo réplica	58
Tabla 14. Condiciones operativas del diseño factorial.....	58
Tabla 15. Balance de las 11 pruebas experimentales	59
Tabla 16. Ajuste matricial del diseño factorial 2^3	62
Tabla 17. Efecto estimado para la disminución del porcentaje de extracción en unidades codificadas.....	63
Tabla 18. Análisis de varianza (ANOVA).....	64
Tabla 19. Factores óptimos para llegar a la máxima extracción de 91.45% con certeza de 95%.....	65

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diagrama Ev Vs pH del cianuro	12
Figura 2. Modelo de cianuración anódica para el oro.....	14
Figura 3. Esquema de la corrosión local del oro con el oxígeno	16
Figura 4. Potencial (Eh) vs pH para el sistema de Au-H ₂ O-CN ⁻ a 25° C	17
Figura 5. Efecto de la concentración de cianuro en oro.....	21
Figura 6. Efecto de la concentración de cianuro en la cianuración	22
Figura 7. Efecto del pH en la extracción de oro.	24
Figura 8. Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de oro en solución de NaCN.....	25
Figura 9. Proceso de absorción de oro a nivel mundial.	29
Figura 10. Diagrama de flujo en una planta CIP	29
Figura 11. Ejemplo de la cinética de la carga de oro en el carbón activado.....	32
Figura 12. Perfil típico de adsorción del aurocianuro en carbón activado	34
Figura 13. Isoterma de equilibrio de adsorción de oro en el carbón activado	34
Figura 14. Diagrama esquemático de un proceso de cianuración CIP.	36
Figura 15. Localización política de la planta de beneficio Jerusalén S.A.C.	39
Figura. 16 Gráfico “Consumo de CN ⁻ ”	50
Figura 17. Gráfica de optimización	66
Figura 18. Gráfica de efectos estandarizados	67
Figura 19. Diagrama de Pareto de efectos estandarizados.....	68
Figura 20. Gráfica de residuos	69
Figura 21. Gráfica de factoriales para el porcentaje de extracción.....	70
Figura 22. Gráfica de cubos	71
Figura 23. Cuarteo y pesado de mineral para el análisis y la prueba metalúrgica	80
Figura 24. Secado y enfriado de mineral en una mufla de 250°c de temperatura.....	80
Figura 25. Lavado y limpieza de la olla de pulverizar.	81
Figura 26. Vertido y pulverizado de cada mineral contenido en cada bandeja.....	81
Figura 27. Asegurado y temporizar la pulverizadora para la operación.....	82

Figura 28. Muestra pulverizada para determinación de malla -200.	82
Figura 29. Parte pasante o fina y parte gruesa o retenida utilizado para determinación de malla -200.	83
Figura 30. Determinación de malla -200, dividiendo el pasante entre el total.	83
Figura 31. Mineral pulverizado	84
Figura 32. Prueba metalurgica 1 en reactor de agitación	84
Figura 33. Mezcla de floculante con agua utilizado para lavar la prueba metalúrgica..	85
Figura 34. Muestras de líquido (pls) y sólido (ripio) obtenidas de la prueba metalúrgica.	85
Figura 35. Planta de Beneficio CIA MINERA JERUSALEN S.A.C.	86

SIMBOLOGIA

CIP, carbón in Pulp (carbón en pulpa)

CIL, carbón in leach

Oz, onzas

E°, potencial

L, litros

mL, mililitros

Ppm, partes por millón

Au, oro

Ag, plata

Te, telurita

g, gramo

t, tonelada

kg, kilogramo

m³, metros cuadrados

mm², milímetros cuadrados

Na, sodio

CN, Cianuro

K, potasio

Ca, calcio

O, oxígeno

H, hidrógeno

Zn, cinc

V, voltios

K, grados kelvin

°C, grados Celsius

dm³, decímetros cúbicos

TM, tonelada métrica

%, porcentaje

INTRODUCCION

La Compañía Minera Jerusalén S.A.C., situada en el Departamento de Arequipa, Distrito de Chala-Caraveli, es una planta de beneficio, que se dedica al procesamiento de minerales auríferos. Esta empresa fue creada con el objetivo de ser una de las plantas metalúrgicas más reconocidas del Distrito. Con una recuperación baja de oro este objetivo de la empresa ha ido siendo aplazado.

La recuperación de oro y plata pueden ser posibles mediante diferentes procesos extractivos como son el proceso de flotación, gravimétrico, cianuración. Este último método de extracción es el más utilizado a nivel mundial, en sus diferentes tipos: por agitación, en pilas, en columnas, etc.

El proceso de cianuración por agitación, en tanques agitadores utiliza diferentes tipos de recuperación del oro cianurado, entre los procesos de absorción más utilizados tenemos los procesos CIL, CIP Y CIC. El proceso de cianuración CIP (carbón en pulpa) es el empleado para la absorción de oro en dicha planta de beneficio; donde el carbón es dosificado en los tanques de agitación para una absorción del oro, esta absorción ocurre luego de una cianuración previa en tanques de agitación anteriores, es decir, si la cianuración ocurre en el tanque 1; el tanque 2 y los siguientes tanques de agitación contienen carbón que absorberán el oro cianurado.

Al no contar con equipos y maquinas analíticas exactas como un equipo de adsorción atómica, agitadores con panel de control con velocidades y otras funciones, entre otras limitaciones de la empresa. Esta investigación fue realizada con los recursos y capacidades de la empresa.

El oro absorbido es cosechado, dependiendo a la recuperación o la ley que tenga, para luego ser llevado a una etapa de desorción en el que se aplica el proceso inverso a la absorción.

El proceso de carbón en pulpa, ha demostrado que generalmente logra altas recuperaciones de oro con tiempo muerto de planta mínimo.

El presente estudio de investigación comprende cinco capítulos:

En el capítulo I, planteamiento del problema, se tiene la descripción y antecedentes del problema, problemática de la investigación, formulación de tres problemas específicos, justificación e importancia, alcances y limitaciones, delimitación del estudio, objetivos generales, específicos y la hipótesis.

El capítulo II, marco teórico, comprende los antecedentes del estudio, bases teóricas, química del elemento oro, lixiviación por cianuración, química de cianuración de oro, potencial de oxidación - reducción (orp), fenómenos de lixiviación de oro, principales variables en el proceso de cianuración, métodos de lixiviación, y por carbón activado.

El capítulo III, Hipótesis y Variables, comprende las hipótesis a los problemas planteados, de igual manera, comprende las variables de la investigación, dependiente, independientes e intervinientes.

El capítulo IV, marco metodológico, comprende el tipo y diseño de la investigación, población y muestra, operacionalización de variables, técnicas e instrumentos para recolección de datos, procesamiento y análisis de datos, que comprende, el equipo / herramientas / materiales.

El capítulo V, las pruebas experimentales, comprende las pruebas metalúrgicas de agitación de obtención de solución cianurada para comprobar la extracción de oro, y las pruebas de adsorción de estas soluciones cianuradas para obtener el porcentaje de recuperación.

El capítulo VI, resultados y discusiones, comprende los resultados, pruebas de cianuración por agitación, pruebas de adsorción de carbón de soluciones cianuradas, y la discusión.

Finalmente, las conclusiones de acuerdo a los objetivos planteados, recomendaciones, referencias bibliográficas, y anexos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Situación problemática

El Perú, en general, cuenta con recursos minerales diversos y sobre todo con depósitos de carácter polimetálico. Estos minerales ocurren en yacimientos de diversa magnitud en cuanto a cantidad de reservas. Los yacimientos con gran volumen de reservas son explotados y procesados por empresas que disponen los recursos y medios suficientes aplicando tecnologías que les permiten desarrollar procesos eficientes en los aspectos tecnológicos con sus consecuentes beneficios económicos; en contra parte, los pequeños yacimientos son desarrollados por empresarios e inversionistas con recursos escasos, e inclusive utilizando tecnología artesanal, con dificultades que son superadas a base de gran criterio y habilidades técnicas de los profesionales y técnicos.

En este caso, la empresa Compañía Minera Jerusalén S.A.C., procesa minerales con contenido de oro por el proceso de cianuración-CIP en su planta de beneficio ubicada en el Chala, región Arequipa. Todas las actividades son desarrolladas con escasos medios tecnológicos y sobre todo con dificultades en el control del proceso en cuanto al control metalúrgico permanente con equipos e instrumentos que permitan optimizar la intervención sobre las variables que tienen efecto directo en el proceso de cianuración-CIP con la finalidad de inmediata intervención para alcanzar niveles superiores de extracción y recuperación.

Actualmente los niveles de recuperación, están alrededor del 85 %, porcentaje que se puede mejorar con los consecuentes beneficios económicos para la empresa, para los trabajadores y la racional explotación de los escasos recursos disponibles. En este contexto, el problema principal es “la baja recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP” en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén S.A.C.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

“La baja recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP” en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén S.A.C”.

¿Será posible optimizar la recuperación del oro por el proceso de cianuración-carbón en pulpa (CIP) en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén SAC-Distrito Chala-Arequipa?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuáles serán las variables significativas para la recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP?
- ¿Tendrá efecto la dosificación de carbón activado en la recuperación de oro por el proceso de cianuración-CIP?
- ¿Cuál será el modelo matemático que representa la optimización de la recuperación de oro por el proceso de cianuración-CIP?

1.3. Justificación de la investigación

Por la naturaleza del tema de investigación se considera como relevantes las siguientes justificaciones:

1.3.1. Conveniencia

Existen diversas importancias de haber realizado esta investigación tecnológica. Se demuestra la mejor utilización de los recursos disponibles y la optimización de los procesos metalúrgicos utilizados en el procesamiento de estos minerales para la obtención de oro de mejor calidad, cuyos resultados se darán a conocer a los interesados.

1.3.2. Relevancia social

Desde este aspecto, tener claro, la universidad tiene una función social ineludible. En este sentido los aportes de la universidad a la sociedad contemplan

aspectos que pasan por la necesidad de contribuir a la mejora de la calidad de vida. Es así, al proponer una tecnología de recuperación de oro permite dar a conocer a todos los miembros de la comunidad de Chala una propuesta de mejora de obtención de recursos para mejorar la calidad de vida de trabajadores propietarios.

1.3.3. Relevancia tecnológica

La investigación se realiza con los recursos y medios disponibles de la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén SAC, que, por sus características propias de una empresa de la pequeña minería, se resuelven los inconvenientes recurriendo al criterio y capacidades individuales. Sin embargo, aún con estas limitaciones, y los medios tecnológicos disponibles es posible viabilizar la ejecución de la investigación y contribuir a la mejor utilización de la tecnología y el conocimiento para optimizar el proceso de cianuración-CIP.

1.3.4. Valor teórico

El valor teórico de esta investigación es dar una mayor profundidad en la parte de pruebas experimentales realizadas en laboratorio, para dar una mayor explicación al fenómeno a gran escala, y ver el comportamiento de este frente a diferentes variables intervinientes.

1.3.5. Utilidad metodológica

La aplicación de un diseño factorial 2^k , es una metodología apropiada y que nos permite dar a conocer la interacción entre las diferentes variables de estudio para llegar a un objetivo general deseado. Esta metodología es bastante demandada en las investigaciones experimentales como es el caso de este proyecto.

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo general

Optimizar el porcentaje de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP en la planta de beneficio compañía minera Jerusalén SAC ubicada en el distrito de Chala, región Arequipa.

1.4.2. Objetivos específicos

- Identificar las variables significativas en la recuperación del oro por el proceso de cianuración CIP.
- Determinar la dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP que permite incrementar el porcentaje de recuperación del oro.
- Determinar el modelo matemático de la optimización de la recuperación de oro por el proceso de cianuración CIP.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

2.1.1. Antecedentes Internacionales

Jones & Linge (1988), en su artículo *“Effect of ore pulp on the adsorption rate of gold cyanide on activated carbon”*, con el objetivo de ver el efecto de la presencia de la pulpa de mineral de arcilla, con un 20 a 40% en peso, sobre la tasa de absorción del oro sobre el carbón activado. Concluyendo que existe una reducción de la tasa debido a dos efectos, la primera es el permanente bloqueo de los poros del carbón por las mismas partículas de mineral, y la segunda es la existencia de una protección temporal de la superficie de las partículas de carbón lo que ralentiza el acceso del oro al carbón debido a la presencia física de la pulpa fina. Demostrando que existe algún efecto de la pulpa sobre la adsorción de equilibrio del oro en el carbón.

Adams (1989), en su estudio *“The chemistry of the carbon-in-pulp process”*, nos indica varias teorías que se contradicen sobre la absorción del complejo aurocianuro en el carbón activado; resaltando que existen mecanismos de adsorción adicionales, que funcionan bajo otras condiciones de fuerza iónica, pH y temperatura. La investigación se basa en la influencia de la química de la superficie y la estructura de carbón activado sobre la adsorción de aurocianuro que es estudiada mediante la caracterización de carbones activados que fueron sintetizados u oxidados en diversas condiciones. Demostrando que el tratamiento de absorción reacciona con el ion hidróxido a través de la reducción de AuCN a oro metálico con formación de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y la oxidación del cianuro a cianato, formandose otras especies como, $\text{Au}(\text{CN})_4^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ se absorben en el carbón activado por un mecanismo similar al dado para el complejo $\text{Au}(\text{CN})_2$.

Stange (1999), en su artículo titulado *“The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits”* sobre el diseño del proceso de lixiviación de oro y circuitos de carbono en pulpa. Resaltando que debido a la naturaleza compleja e interactiva de los procesos CIP, una buena comprensión básica de los factores que afectan los fenómenos

del dicho proceso es esencial. Concluye principalmente que un mineral con contenido de oro que se ha molido con una gran eficiencia, puede asegurar la máxima liberación de oro, así mismo, hace que el proceso de carbón en pulpa sea exitoso.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Medina (1999), en su investigación titulado “Proyecto Minería Artesanal y Pequeña Minería – Componente Ica – Arequipa” al evaluar la cinética de adsorción de oro con carbón activado, para evaluar este fenómeno utilizó el sistema adsorbato y adsorbente, utilizando ácido acético y carbón activado respectivamente, durante el proceso la temperatura es constante, lo que hace que varíen las concentraciones de ácido. Como conclusión, construyó las isothermas de Freundlich para el sistema utilizado de ácido/carbón, para la ecuación de primer orden de la isoterma de Freundlich, indica que la velocidad aumenta al aumentar la concentración de ácido de manera lineal.

Piscoya (2018), en su tesis titulada “*Estudio de la lixiviación por agitación empleando el proceso CIP para la recuperación de oro de la minera de Eco Cori S.A. Juliaca*”, cuyo objetivo fue estudiar la recuperación de oro empleando el proceso CIP al lixiviar con cianuro los minerales del botadero de la mina Eco Cori. Realizando pruebas de cianuración por agitación y posteriormente se simuló el proceso CIP para la extracción de oro. Obteniendo recuperaciones de 94.6% de oro y 34.8% de plata durante las pruebas de cianuración en 24 horas. Concluyendo que el oro es absorbido en gran porcentaje por el carbón en pulpa dejando bajos contenido de oro en la solución barren, esto al emplear tres etapas en el proceso.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Química del oro

De acuerdo a Marsden & House (1992), el oro se encuentra en minerales como la calaverita (AuTe_2), telururo de oro (Au_2Te_3) y la silvanita (AuAgTe_4), entre otros, presentandose a diferentes concentraciones y junto a otros elementos como el cobre, arsenico, etc., que dificultan su recuperación. Además de ello, también nos mencionan que el oro es el elemento que se encuentra en menor cantidad en todo el planeta, esta

por debajo de la plata y el cobre, cuyos contenidos son de 0.005 g/t, 0.07 g/t y 50 g/t respectivamente. Este elemento químico, valioso económicamente, puede ser encontrado en hasta un 99.8% de pureza si se trata de oro nativo, sin embargo, en su mayoría varía entre 85 a 95% teniendo a la Ag como principal impureza. La forma de obtención más conocida a lo largo de la historia ocurre mediante una separación gravimétrica entre el oro y compuesto como el cuarzo y otros silicatos, esto ocurre debido a la gran diferencia de densidades, teniendo al oro con una densidad de 19 300kg/m³, y las impurezas como el cuarzo y silicatos cuya densidad varía entre 2 700 a 3 500kg/m³, esta separación ocurre fácilmente en tamaños de partículas superiores a 10 µm. Las propiedades que más caracterizan a este elemento son la flexibilidad, ductilidad y maleabilidad, resaltando este último debido a que 1 Oz de oro se puede laminar hasta un área de 30m², además este elemento es mejor conductor eléctrico a comparación del cobre, pero su uso es escaso debido a su gran costo.

2.2.2. Lixiviación por cianuración

Strithammavut en 2008, nos menciona el proceso fundamental de la hidrometalúrgico, siendo este la lixiviación, este implica la disolución, del metal a recuperar, en una solución acuosa, separando así, el metal económicamente valioso de la ganga, este proceso ocurre con la ayuda de agentes químicos como el cianuro. Siendo este el agente lixivante de la plata y el oro de las partículas finas y libre de ganga terrosa no metálica, cuyo proceso recibe el nombre de cianuración. Con este método se aprovecha el poder lixivante de los cianuros alcalinos en soluciones diluidas, haciendo que minerales de plata difieran muy poco del procedimiento empleado para los minerales con contenido de oro y en algunas veces el oro y la plata son tratados o disueltos de la misma mena.

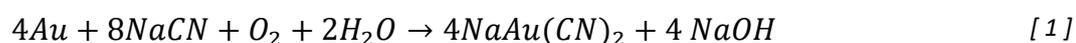
Andrade & Hodouin en 2005, también nos indican que desde la invención del proceso de cianuración en 1887, se han propuesto varias teorías para explicar la química y cinética de este proceso, siendo estudiadas variables como la concentración, la temperatura, el pH y el tamaño de partícula y sus efectos en la recuperación del oro, para una mejora a nivel industrial.

2.2.3. Solubilidad del oro en soluciones acuosas de cianuro

Para describir el proceso de solubilidad del oro en estas soluciones acuosas de cianuro han sido propuestas diferentes teorías, se describen cronológicamente a continuación:

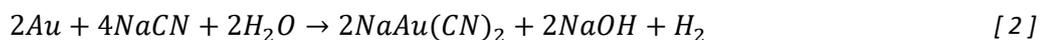
2.2.3.1. Teoría del oxígeno

Fue propuesta por Elsner en 1846, el cual determinó que el oxígeno era primordial para disolución del oro en soluciones de cianuro, cuya reacción principal es descrita a continuación:



2.2.3.2. Teoría del hidrógeno

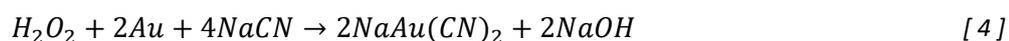
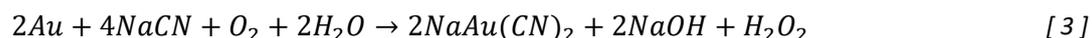
La reacción de disolución de oro en soluciones cianuradas mencionada en esta teoría es propuesta por L. Janin en 1892 el cual indica que se genera hidrógeno a partir de la disolución del oro en solución cianurada, según es vista en la siguiente reacción:



Sin embargo, esta teoría fue opacada por Maclaurin en 1893 y Christy en 1896, quienes a través de pruebas experimentales llegaron a la conclusión de que el oxígeno era parte primordial para que ocurriera la disolución de oro, apoyando de esta manera la teoría de Elsner.

2.2.3.3. Teoría del peróxido de hidrógeno

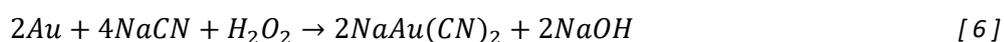
Bodlaender en 1986 por su parte nos indica que la disolución del oro en solución lixivante se realiza en 2 etapas, las cuales son descritas a continuación:



Como resultado de estas 2 reacciones, nos da una reacción de disolución de oro propuesta en la teoría del oxígeno por Elsner.



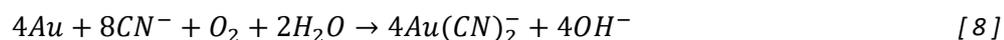
De esta manera entendemos que el peróxido de hidrógeno se forma como parte intermedia durante la disolución del oro en solución lixivante, el cual sirve como medio también para la disolución del oro con cianuro de sodio, pero esta reacción es más lenta. Bodlaender, también nos indica que la disolución de oro y plata con peróxido de hidrógeno y cianuro de sodio en ausencia de oxígeno es lenta, y por ello se da la reacción siguiente:



Donde el peróxido de hidrógeno forma una reacción de reducción:

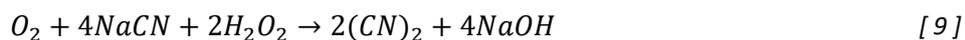


Barsky et al en 1935, hicieron datos experimentales para calcular las energías libres de formación de las diferentes posibles reacciones bajo condiciones normales de un proceso de cianuración, donde determinaron las energías libres de formación de los completos oro-cianuro y oro-plata. Obteniendo como resultado en la reacción propuesta por Elsner, la reacción continua hasta que todo el oro sea disuelto en solución o todo el cianuro fuera acabado antes que lo anterior suceda; y como consecuencia de esto la ecuación de Elsner, nos indica la reacción que realmente ocurre durante el proceso de disolución de oro:



2.2.3.4. Teoría de formación de cianógeno

Esta teoría se basa en la formación de gas cianógeno de Christy, quien en 1896, pensó que el oxígeno era esencial para la formación de gas cianógeno y este a su vez era el causante de la disolución de oro y plata durante el proceso de cianuración según las siguientes reacciones:



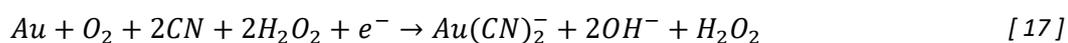
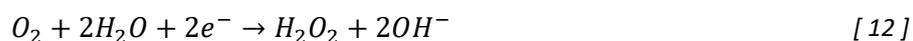
Al sumar estas reacciones de igual manera son dan la reacción propuesta por Elsner.



Sin embargo, esta teoría fue desacreditada en 1898 por Skey y Park, quienes llegan a la conclusión que las soluciones acuosas de cianógeno no ejercían la acción de solvente sobre el oro y plata. (Bustanza, 2019)

2.2.3.5. Teoría de la corrosión

Según Soto (2021), Boonstra en 1943 hace una comparación de la reacción de disolución de oro con la reacción de corrosión de un metal, donde el oxígeno disuelto en solución se reduce dando formación al peróxido de hidrógeno y el ión oxhídrido. Esta reacción puede ser dividida en las siguientes etapas:



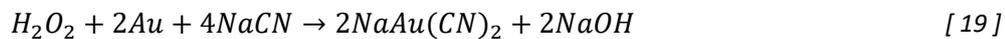
Teoría que fue experimentada y demostrada por Thompson en 1947.

2.2.3.6. Postulado de Habashi

Habashi en 1966-67, con su postulado apoya a Bodlaender, en cuanto a su primera reacción de disolución de oro. El cual explica electroquímicamente y menciona que: por cada 2 equivalente de metal disuelto, se consume un mol de O_2 , 4 moles de cianuro de sodio y se produce un mol de H_2O_2 , como se muestra en la reacción:



El mol de H₂O₂ producido en la reacción anterior junto al NaCN, en ausencia de oxígeno, hace el proceso de disolución de oro y plata lenta, con la reacción:



Teniendo lugar, pero en menor grado el oro y plata inhibidos producido por un exceso de H₂O₂, produciendo cianato, el cual no disuelve el oro y plata; debido a la oxidación de ion cianuro, mediante la reacción: (Soto, 2021)



2.2.4. Química de la cianuración del oro

Srithammavut en 2008, indica que el proceso de cianuración tuvo inicio desde finales del siglo 19, pero que este proceso ha ido creciendo y siendo utilizado cada vez más en todo el mundo, esto debido a su bajo costo de producción y gran eficiencia en la extracción de oro. Además, este proceso posee un riesgo a la salud y medio ambiente que puede ser controlado. El reactivo principal de este proceso es el cianuro en sus diferentes composiciones, cianuro de sodio (NaCN), cianuro de potasio (KCN) y cianuro de Calcio (Ca (CN)₂), los cuales se encargan de disolver al oro en la solución. Al ocurrir este proceso, el cianuro se ioniza formando un catión metálico y liberar ion cianuro (CN⁻), vista en la siguiente reacción:

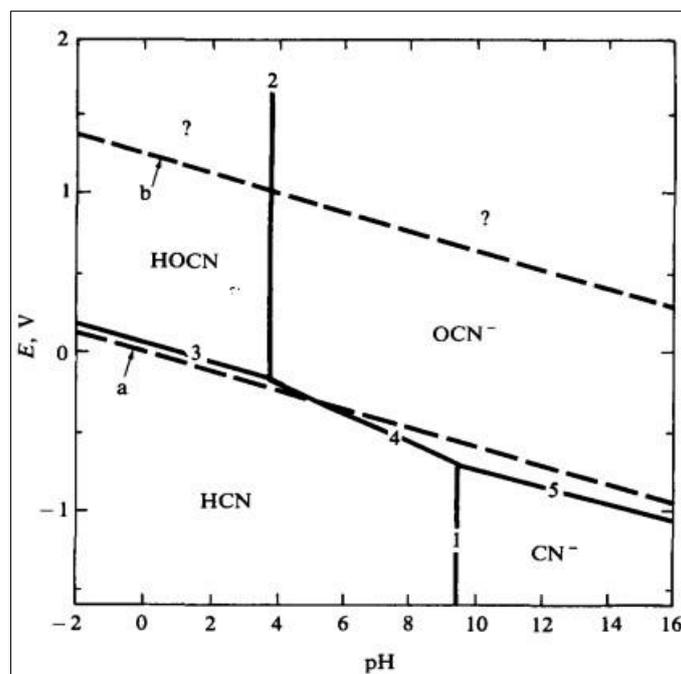


En la figura 1 se muestra como estos iones de cianuro formados se hidrolizan junto al agua, aumentando o disminuyendo el pH, con la formación de ácido cianhídrico (HCN) y oxhidrilo (OH⁻). El cianuro total de la reacción produce, con un pH de 9.3, ácido cianhídrico (HCN) e iones cianuro (CN⁻) en partes iguales; y a un pH mayor existe formación de iones de cianuro libres. Las reacciones indeseables durante la cianuración (HCN y CN⁻) pueden oxidarse en la presencia de oxígeno formando cianato (CON⁻), el

cual no disuelve el oro y reduce las concentraciones de cianuro. (Marsden & House, 1992)

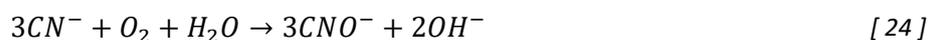
Figura 1.

Diagrama Ev Vs pH del cianuro



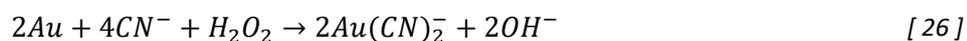
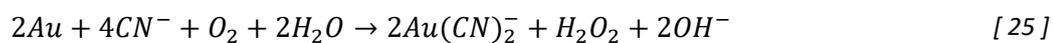
Nota: Fuente: Piscoya (2018, Adaptado de Marsden & House, 1992). Diagrama de Pourbaix del cianuro libre (CN⁻)

Las reacciones químicas que describen este proceso son:

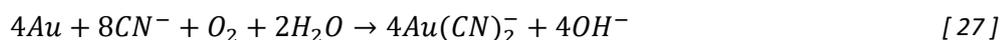


Piscoya en 2018, al citar a Srithammavut (2008), nos indica que siendo el oro inerte a la oxidación, en presencia de un agente complejante como el cianuro, el oro es capaz de oxidarse formando el ion complejo aurocianuro (Au(CN)₂⁻), entonces, la oxidación del oro es prerequisite para la disolución del mismo. También se produce peróxido de hidrógeno con la reducción del oxígeno, y este peróxido de hidrógeno

producido pasa a ser agente oxidante en la siguiente etapa, véase en las reacciones siguientes:



La suma de las reacciones [25] y [26] da lugar a la reacción [27], reacción química de disolución de oro propuesta por Elsner, como se muestra a continuación:

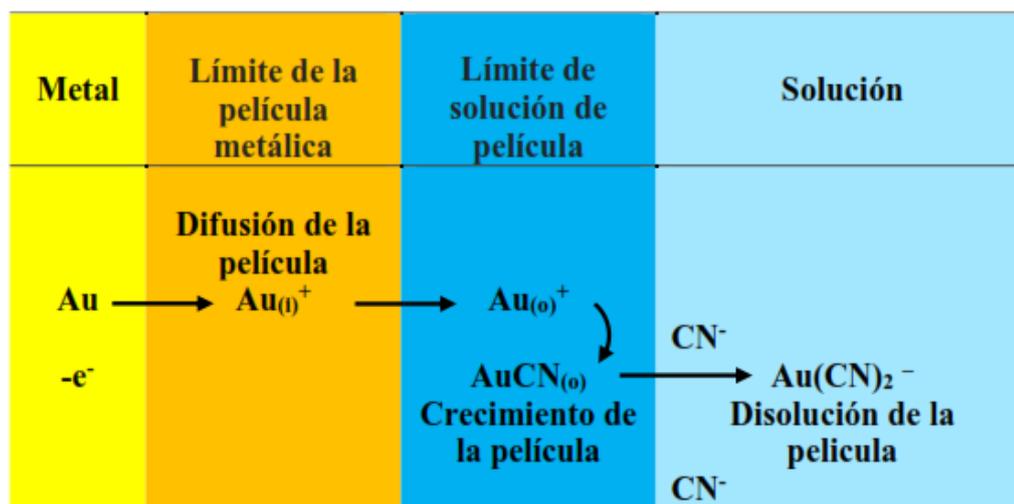


Por otro lado, Marsden & House en 1992, nos mencionan que esta reacción no describe totalmente las reacciones catódicas asociadas a la disolución, pero que es cierta estequiométricamente.

Piscoya en 2018, al citar a Sithammavut (2008), también nos indica que este mecanismo de disolución, implica un proceso electroquímico donde ocurre la reacción anódica de oxidación del oro a complejo aurocianuro, y la reacción catódica de reducción de oxígeno. En la figura 2, se ilustra la difusión de los iones de oro a través de los límites de las películas del metal y de la solución, hasta llegar a la solución en forma de complejo aurocianuro.

Figura 2.

Modelo de cianuración anódica para el oro



Nota: Fuente: (Piscoya, 2018). Transferencia de masa del metal con acción del cianuro libre (CN⁻) a la solución cianurada.

Los pasos importantes en la fase de solución durante la reacción anódica, se representan con las siguientes reacciones:

a. Reacción de adsorción de cianuro sobre la superficie del metal:



b. Reacción electroquímica, pérdida o extracción de un electrón:



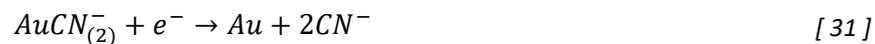
c. Reacción de combinación de los intermedios (AuCN) que es adsorbido con otro ion de cianuro:



Donde:

(s): Superficie que adsorbe especies y (AuCN), es una combinación intermedia neutral fijado por adsorción en la superficie.

d. Reacción anódica general:

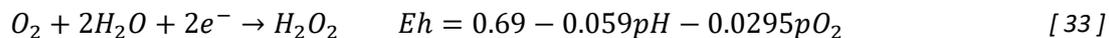


Esta reacción anódica general tiene la siguiente ecuación de Nernst:

$$Eh = -0.60 + 0.118pCN + 0.059 \log (C_{Au(CN)_2}) \quad [32]$$

La reducción catódica del oxígeno que ocurre de manera simultánea a la disolución anódica, presenta varias reacciones paralelas y en serie:

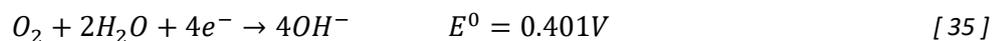
e. Reacción de reducción del oxígeno a peróxido de hidrógeno:



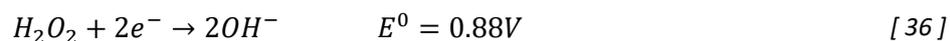
f. Reacción de descomposición del peróxido de hidrógeno:



g. Reacción de reducción del oxígeno a los iones hidroxilo:



Los iones hidróxido (OH⁻) formados después de la reacción de reducción del oxígeno, son reducidos por el peróxido de hidrógeno (agente oxidante), según la reacción:



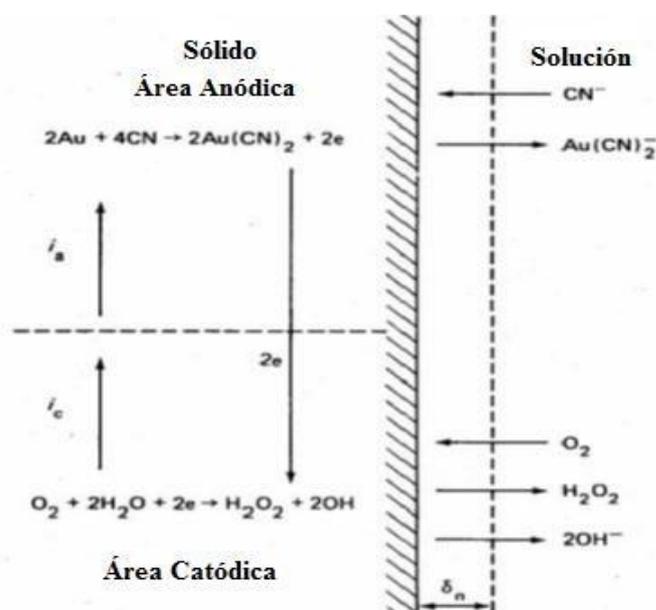
Piscoya en 2018, nos menciona que la reducción de estos iones hidróxido, la cual es difícil de transitar y cuya velocidad de disolución del oro en soluciones libres de oxígeno que contiene peróxido de hidrógeno, es muy lenta (Marsden & House, 2006).

La Figura 3, ilustra las 2 principales reacciones del proceso de corrosión local sobre la superficie del oro donde actúan el oxígeno y el cianuro. Al tener una velocidad de difusión de cianuro y oxígeno iguales, la velocidad de reacción se limita (Marsden &

House, 2006). La formación de una capa pasiva en la superficie del oro es la provocante de esta lentitud (Zheng et al., 1995).

Figura 3.

Esquema de la corrosión local del oro con el oxígeno



Nota: fuente: Marsden & House 1992. Esquema de corrosión en la superficie de oro en contacto con el oxígeno que contienen cianuro, i_a es la corriente anódica; i_c es la corriente catódica

2.2.5. Potencial de oxidación - reducción (ORP)

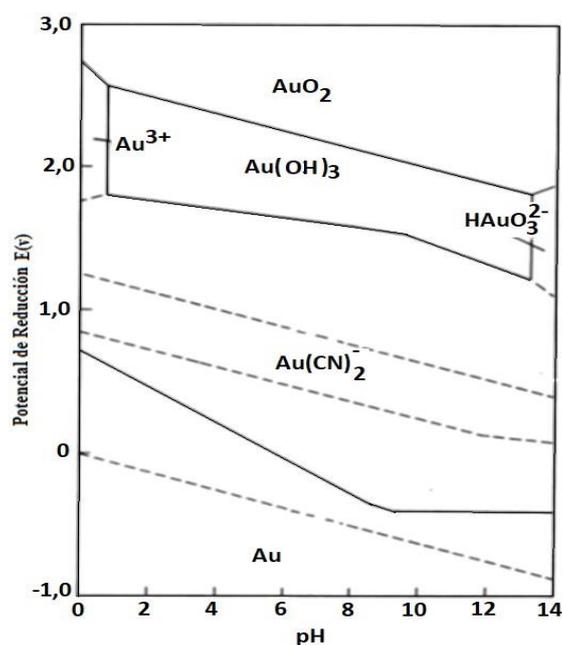
Srithammavut en 2008, mediante los diagramas de prourbaix o también llamadas diagramas potenciales (Eh) – pH, nos menciona que el potencial de redox u ORP (*Oxydo Reduction Potential*), se utilizan para encontrar en ciertos rangos de Eh y pH, las estabildades de los metales y otras especies en soluciones acuosas. Cada línea en el diagrama Eh - pH representa la interacción de los reactantes y productos de la reacción considerada en equilibrio.

La figura 4, nos ilustra el diagrama Eh – pH en un proceso de cianuración de oro. Como resultado de este diagrama de Pourbaix indica que la reacción del complejo Au(I) ocurre espontáneamente o dicho de otra forma, más fácilmente que el complejo

que forma el Au(III), debido a que el valor del potencial de la reacción compleja de Au(I) es más negativo que el otro. Este forma el complejo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, el cual es el único estable en solución acuosa, según el diagrama, el cual es aplicable a cualquier rango de pH, pero cuyo valor favorable por ser menos oxidantes es de 9.5.

Figura 4.

Potencial (Eh) vs pH para el sistema de Au-H₂O-CN⁻ a 25° C



Nota: fuente: Marsden & House, 1992. Diagrama de Pourbaix del Au-H₂O-CN⁻. Las concentraciones de todas las especies solubles de oro = 10⁻⁴ M

Piscoya en 2018, manifiesta que Srithammavut (2008), menciona al ion complejo ($\text{Au}(\text{CN})_2^-$) como producto de la disolución de oro con un potencial redox que varía entre -0,4 y -0,7 V.

2.2.6. Fenómenos en la lixiviación del oro

Piscoya (2018), que cito a Srithammavut (2008), el cual manifiesta que en los procesos de extracción hidrometalúrgica del oro se presentan reacciones heterogéneas, con una mayor importancia, estas implican la transferencia de metales entre las fases sólidas y líquidas. La cinética de reacción química inherente o por la tasa

de transferencia de masa de las especies individuales de reacción controlan a las reacciones heterogéneas a través de una capa límite de la fase líquida (Marsden & House, 2006). Intentando modelar la cinética de disolución de oro, surge un método denominado el método de los discos giratorios de oro, empleado sobre un área superficial constante, descartando así la existencia de una rugosidad durante el tiempo de reacción. Este método llega a la conclusión, donde existe una relación de la velocidad de difusión a través de la película de iones cianuro u oxígeno disuelto hacia la superficie de oro con la velocidad de disolución de oro puro, como se observa en la ecuación [37] (Kondos et al., 1995; Ling et al., 1996):

$$\frac{dN_{Au}}{Adt} = \frac{2D_{CN^-} - D_{O_2} C_{CN^-} - C_{O_2}}{\delta((D_{CN^-} - C_{CN^-}) + (4D_{O_2} C_{O_2}))} molm^{-2}s^{-1} \quad [37]$$

Donde:

A: Superficie de oro del disco en contacto con la fase acuosa, m²

C_{CN⁻}: Concentración de cianuro, mol/mL³

C_{O₂}: Concentración de oxígeno, mol/mL³

D_{CN⁻}: Coeficientes de difusión de cianuro, m /s

D_{O₂}: Coeficiente de difusión de oxígeno, m²/s

N_{Au}: Cantidad de oro en las partículas de mol

t: Tiempo, s

δ: Espesor de la capa límite de Nernst, m

De la ecuación [37], notamos claramente que la concentración de cianuro baja cuando $D_{CN^-} C_{CN^-} < 4 D_{O_2} C_{O_2}$, por lo tanto, la velocidad de disolución de oro depende de la concentración de cianuro:

$$-\frac{dN_{Au}}{Adt} = \frac{1}{2} \frac{D_{CN^-}}{\delta} C_{CN^-} = K_{CN^-} C_{CN^-} \text{ molm}^{-2} \text{ s}^{-1} \quad [38]$$

Donde:

k_{CN^-} : Constante de velocidad (s^{-1})

Al existir una concentración alta de cianuro, la velocidad de disolución del oro dependerá principalmente de la concentración de oxígeno:

$$-\frac{dN_{Au}}{Adt} = 2 \frac{D_{O_2}}{\delta} C_{O_2} = K_{O_2} C_{O_2} \text{ molm}^{-2} \text{ s}^{-1} \quad [39]$$

Donde:

K_{O_2} : Constante de velocidad (s^{-1})

Piscoya, en 2018, manifestó que, en la práctica, la mayoría de las plantas metalúrgicas de cianuración operan a un alto nivel de cianuro en lugar de un nivel alto de oxígeno disuelto en la solución. Por lo tanto, operan a niveles altos de cianuro para disolver el oro, por ende, es dependiente en el nivel de oxígeno disuelto (Kondos et al., 1995). Debido a la dificultad en medir la superficie exacta del metal y el espesor de la capa límite del modelo de Nernst, la aplicación de las ecuaciones [37]-[38] es limitada (Ling et al., 1996).

La ecuación [39], de segundo orden, que expresa la velocidad, fue propuesta por Fleming & Nicol en 1984. Esta es una ecuación empírica que se presentó basada en los procesos de lixiviación de minerales de oro en Sudáfrica y es denominada ecuación de Mintek, cuya representación de expresa a continuación (Piscoya, 2018; Ling et al., 1996).

$$-\frac{dC_{Au}}{dt} = k(C_{Au} - C_{Au}^{\infty})^2 \text{ mgkg}^{-1} \text{ s}^{-1} \quad [5]$$

Donde: k , es la constante de la velocidad (s^{-1}); C_{Au} , es la concentración de oro en partículas (mg/kg); y C_{Au}^{∞} , es la concentración de oro a un tiempo infinito en las partículas de mineral (mg/kg)

2.2.7. Variables en el proceso de cianuración

Existen parámetros en el proceso de lixiviación que afectan dicho proceso y que son materia de investigación, hasta la actualidad, en diversos estudios de investigación. Un proceso adecuado de lixiviación depende de variables tales como la concentración de cianuro, concentración de oxígeno, el tiempo, la temperatura, el tamaño de partícula, el pH y de manera menos influyente las condiciones de funcionamiento. Dichas variables afectan en el consumo de reactivos y el porcentaje de extracción. A continuación, se describen algunas de estas variables: (Piscoya, 2018)

A) Densidad de la pulpa

Piscoya en 2018, nos dice que la densidad de pulpa debe ser óptima para permitir un mayor contacto y ser fácilmente operable. Dicho esto, el intervalo donde se producirá un proceso de lixiviación adecuada esta entre 35 % y 50 % de sólidos. Sin embargo, este intervalo depende de factores como la gravedad específica del mineral a tratar, el tamaño de partícula, y la presencia de material que afecte la viscosidad de la pulpa, como las arcillas. Con una densidad de pulpa baja, la transferencia de masa se maximiza; por otro lado, con una densidad de pulpa alta, existe una retención de sólido en el reactor por mayor tiempo; y una reducción del consumo de reactivo, ya que en la concentración de la mezcla puede obtenerse un volumen más pequeño que la solución por unidad de masa del material (Marsden & House, 1992).

B) Agitación

Piscoya en 2018, manifestó que uno de los factores más importantes en el proceso de lixiviación de oro, es la agitación, debido a que la velocidad de disolución del oro está controlada por el transporte de masa y depende del espesor de la capa de difusión (Marsden & House, 1992). Por lo tanto, con una agitación adecuada todas las partículas deben encontrarse en suspensión dentro de la pulpa. Dicho esto, al aumentar la velocidad de agitación, existirá un aumento en la velocidad de disolución de oro, debido a que, con una mayor agitación, habrá una reducción en la capa de difusión; mejorando a su vez la velocidad de transferencia de masa de cianuro y

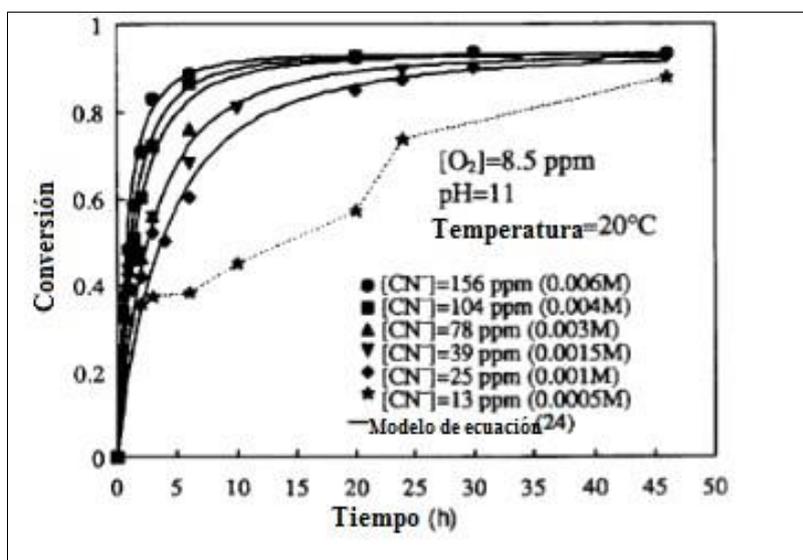
oxígeno, permitiendo una posible saturación de la suspensión con oxígeno, alcanzando niveles altos de oxígeno disuelto (Ellis & Senanayake, 2004).

C) Concentración de cianuro

Piscoya en 2018, hace mención a que varias investigaciones resaltan que existe un aumento en la extracción de oro cada vez que aumenta la concentración de cianuro (Srithammavut, 2008). Dicho esto, la figura 5, muestra el efecto de la concentración de cianuro en la disolución o conversión de oro vs el tiempo.

Figura 5.

Efecto de la concentración de cianuro en oro

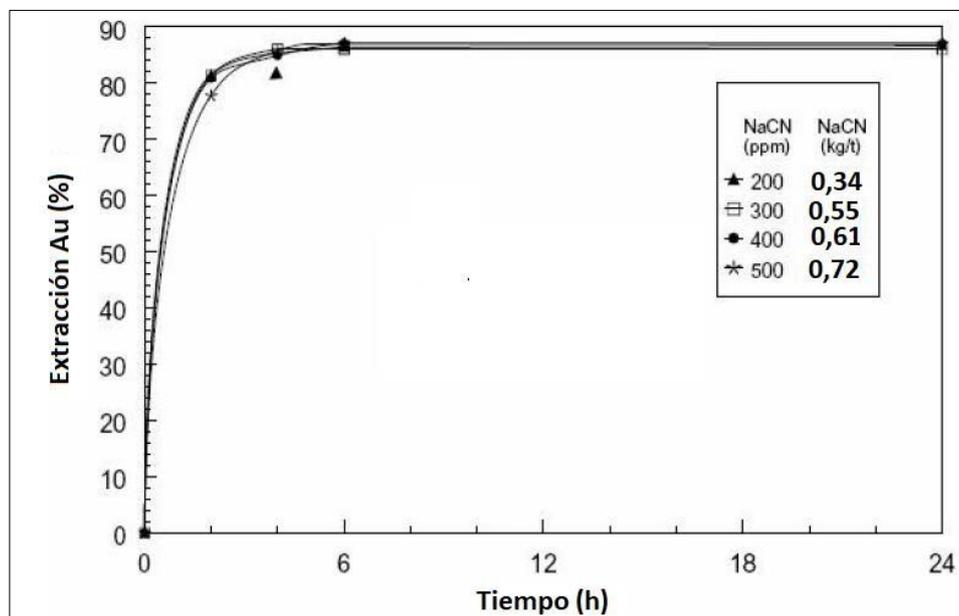


Nota: fuente: Ling et al., 1996. Diferencia de extracciones a diferentes concentraciones de cianuro, expresados a una aumento o disminución del tiempo.

Ling et al. en 1996, encontraron que a altos niveles de concentración de cianuro la velocidad de disolución de oro no era sensible al cambio. En la Figura 6, notamos que ha 400 - 500 ppm de NaCN no resulta en un cambio la extracción de oro.

Figura 6.

Efecto de la concentración de cianuro en la cianuración



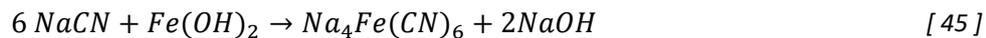
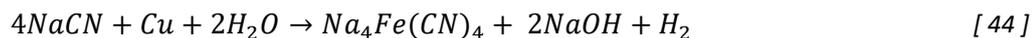
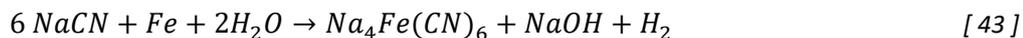
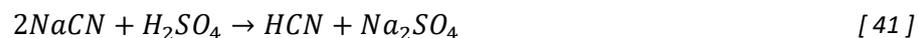
Nota: fuente: Deschênes et al., 2003. Efecto de las diferentes concentraciones de cianuro en la extracción del oro.

Piscoya en 2018, cita a Ellis y Senanayake (2004), quienes propusieron que, con un incremento en la concentración de cianuro, aumentará la velocidad de disolución de oro, sin embargo, al pasar o exceder el 0.075 %KCN o 0.06%NaCN (equivalente a 600ppm) la velocidad de disolución llega a ser independiente de la concentración de cianuro.

Srithammavut en 2008, nos indica que no existe beneficio en utilizar un exceso en la concentración de cianuro, y hasta resulta innecesario. Debido a que un exceso de cianuro genera cianocomplejos y habrá un mayor consumo de cianuro. Sin embargo, este exceso puede ser útil para otras especies de minerales que contienen sulfuros solubles (Marsden & House, 1992). Por el contrario, una disminución de la concentración de cianuro, disminuirá el consumo de cianuro. Por otro lado, con un bajo nivel de cianuro reducirá el costo del tratamiento de efluentes a nivel de planta (Ling et al., 1996; Deschênes et al., 2003). Cabe recalcar, que un nivel bajo de

concentración de cianuro a comparación del nivel adecuado, traerá consecuencias negativas.

Galarza en 1991, nos muestra que las pérdidas químicas, por acción de cianicidas, y mecánicas, hacen que la concentración de la solución a utilizar se incremente proporcionalmente a estas pérdidas. Dicho esto, las pérdidas mecánicas de cianuro van a depender del tratamiento que se realizará, por otro lado, las pérdidas químicas van relacionadas con las siguientes reacciones químicas:



Galarza (1991), existen varias investigaciones respecto a las concentraciones de cianuro libre, que por su importancia deben ser tomadas en cuenta en un proceso de cianuración.

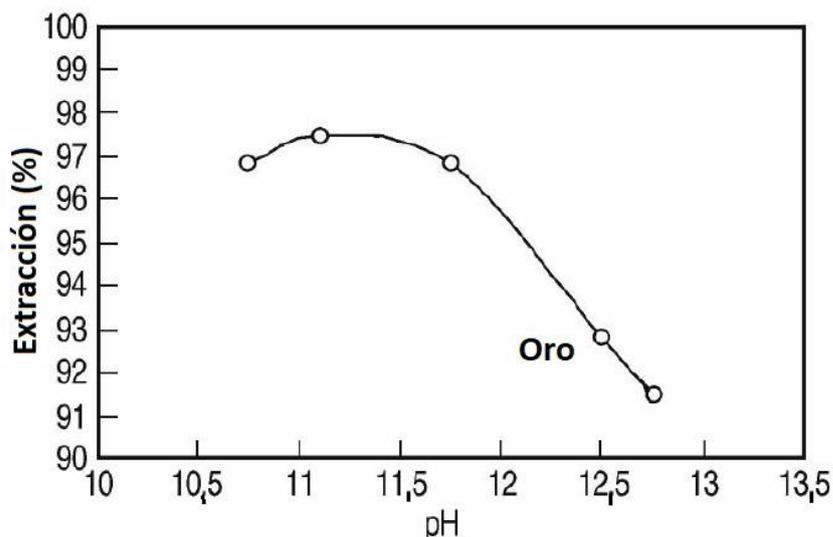
D) Alcalinidad protectora

Piscoya en 2018, nos indica que la adición de reactivo alcalino protector (como la cal o el hidroxido de sodio) se suele utilizar en el proceso de lixiviación de oro para mantener el pH adecuado al proceso (Ling et al., 1996; Ellis y Senanayake, 2004). Con un aumento del pH, disminuye la velocidad de disolución de oro, esto debido a la adsorción de ion OH^- en la superficie del oro haciendo menor la superficie disponible para la lixiviación de cianuro (Kondos et al, 1995; Ling et al, 1996). También puede ocurrir este fenómeno con un aumento en las reacciones químicas producidas en el proceso, quienes compiten, como la disolución de los sulfuros y entre otras especies (Marsden & House, 1992).

En la figura 7, se presenta el efecto del pH vs la extracción de oro, en ella se observa que la extracción de oro disminuye con forme aumenta el pH (Parga et al, 2007).

Figura 7.

Efecto del pH en la extracción de oro.



Nota: fuente: Parga et al., 2007. Efecto del pH en la extracción del oro comparando los puntos críticos de 10.5 y 12.5.

E) Tiempo de cianuración

Galarza en 1991, nos dice que, comparando el tiempo de cianuración del oro y de la plata, esta última será mayor, pero esto no es absoluto ya que se podría acelerar variando parámetros como una buena molienda, concentraciones mayores de cianuro y una aireación constante. Dicho esto, el tiempo general de cianuración de plata son 48 horas, pero esto puede estar sujeto a variaciones según las variables mencionadas y otras que se pueden agregar.

F) Temperatura

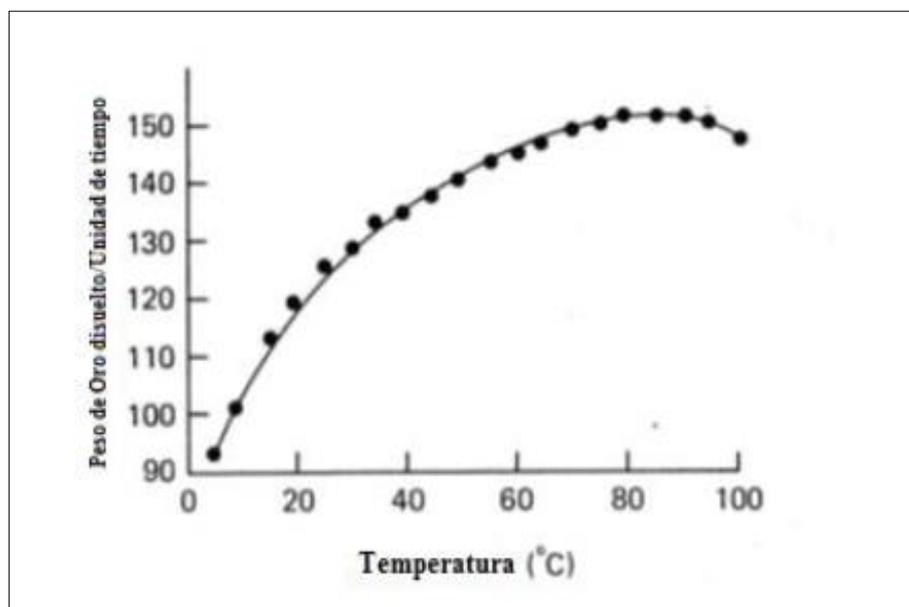
Srithammavut en 2008, nos indica que la temperatura juega un rol importante en el proceso de disolución de oro y en la solubilidad del oxígeno. A altas temperaturas

la velocidad de reacción de los metales en el solvente, así como la difusión, serán más rápidas; y la viscosidad del líquido será menor.

En la figura 8, presentada por Marsden & House (1992), vemos que la disolución del oro aumenta conforme aumenta la temperatura, pero esta velocidad de disolución alcanza el punto máximo a 358.15 K (85°C) aproximadamente.

Figura 8.

Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de oro en solución de NaCN



Nota: fuente: Marsden & House 1992. Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de oro en solución de NaCN.

Marsden & House en 1992, también nos indican que las altas temperaturas de lixiviación son indeseables, debido a que provocan una excesiva lixiviación de minerales indeseables en el proceso. Por ello, se realiza el proceso de lixiviación a temperatura ambiente. Sin embargo, estas temperaturas pueden ser utilizadas conjuntamente con altas presiones, para mejorar la extracción.

2.2.8. Métodos de lixiviación

Según Piscoya (2018), existen varios métodos para poner en contacto la fase sólida con la fase líquida (solución acuosa) en un reactor. Para elegir un método específico se debe tomar en cuenta aspectos como:

- Características físicas y químicas de la mineral.
- La Mineralogía.
- Ley de la mineral.
- Solubilidad del metal útil en la fase acuosa.
- La cinética de la disolución.
- Magnitud del tratamiento.
- Facilidad de operación.
- Cantidad de reservas de mineral.
- Capacidad de planta.
- Costo de operación e inversión.
- Rentabilidad.

En la Tabla 1, se explican los principales métodos y sus características para la lixiviación con cianuro. Estos métodos se clasifican en estática y dinámica, y a su vez

Tabla 1.

Principales características de los métodos de cianuración de minerales auríferos

Parámetros	Métodos de lixiviación con Cianuro		
	Estático		Dinámico
	En pilas	En piscinas	Por agitación
Ley del mineral	Baja- media. Ej. 0.03 oz/tc	Baja – media	
Tonelaje	Grande (5 000t a 2 000t)	Mediano (100t – 2000t)	
Inversión	Media	Media a alta	
Granulometría	Trituración gruesa a media	Trituración media a fina	
Concentración de cianuro (NaCN)	0.5 – 1.0g/L	0.3 – 1.0 g/L	
Flujo de solución	1.0 – 1 L/m ² min	Ciclos de inundación	
Recuperación típica	50 – 70%	75 a 92%	
Tiempo de tratamiento	Días – semanas	Días – semanas	
Soluciones	Diluidas, 0.34 -3.4 mg Au/L	Diluidas	
Procesos de recuperación	Merrill Crowe CIC	Merrill Crowe CIC	
Problemas principales	- Recuperación incompleta - Requiere grandes áreas - Canalizaciones - Bloqueo por finos - Precipitaciones - Evaporación - Soluciones diluidas	- Molienda - Recuperación completa - Soluciones diluidas - Costo de capital y operación	

Nota: fuente: Piscocya (2018) adaptado de Domic, 1985. Características de los principales métodos de lixiviación de minerales con contenido de oro.

2.2.9. Carbón activado

Yannopoulos en 1991, indica que el carbón activado es un material que posee propiedades de adsorción, debido a que es altamente poroso, posee una superficie interna grande por unidad de masa. Este material no posee una fórmula estructural definida, tampoco un análisis químico idéntico.

Yannopoulos en 1991, manifiesta también, las materias primas para formar el carbón activado, como son el carbón vegetal, la cáscara de coco o los frutos duros, son sometidos a temperaturas elevadas (800 a 1000°C) para la activación, esto se realiza en un ambiente gaseoso, este ambiente oxidante lo brinda el vapor, dióxido de carbono o la mezcla de ambos con el aire. Una combustión controlada, crea poros e incrementa significativamente el área superficial del carbón “activado”, el cual es la propiedad física más importante, a la vez, quema constituyentes reactivos de la estructura del carbón. Dicho esto, el carbón elaborado a partir de cáscara de coco, demostró tener mejor propiedad de adsorción de la solución. Utilizando la densidad aparente y la propiedad física de adsorción de un carbón, se puede diseñar un sistema de adsorción.

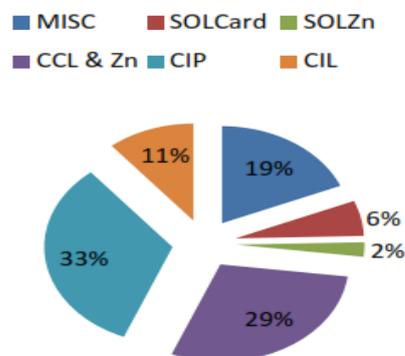
2.2.10. Procesos de Cianuración de oro

Piscoya en 2018, manifestó que la adsorción de oro sobre el carbón activado, a partir de soluciones acuosas, ha sido conocida desde 1847 (Fleming, 1992). Los procesos de adsorción continua de oro, como el carbón en pulpa (CIP) y el carbón en lixiviación, fueron utilizados a partir de 1970 (Andrade Lima, 2007).

Marsden & House en 1992, nos muestran, en la figura 9, los métodos de recuperación de oro aplicados en todo el mundo, resaltando los procesos CIP y CIL, con un 44% de la producción mundial. Seguidamente se encuentra el método de precipitación con zinc, con un 29% para la precipitación con zinc y separación de sólido-líquido (CCL y Zn); y finalmente tenemos el método de concentración de flotación y gravedad (MISC). Estos procesos de adsorción CIP y CIL son preferentemente empleados puesto que en ellos se evitan etapas de separación sólido-líquido, espesamiento y filtrado, por lo tanto, estos métodos reducen los costos de operación.

Figura 9.

Proceso de absorción de oro a nivel mundial.



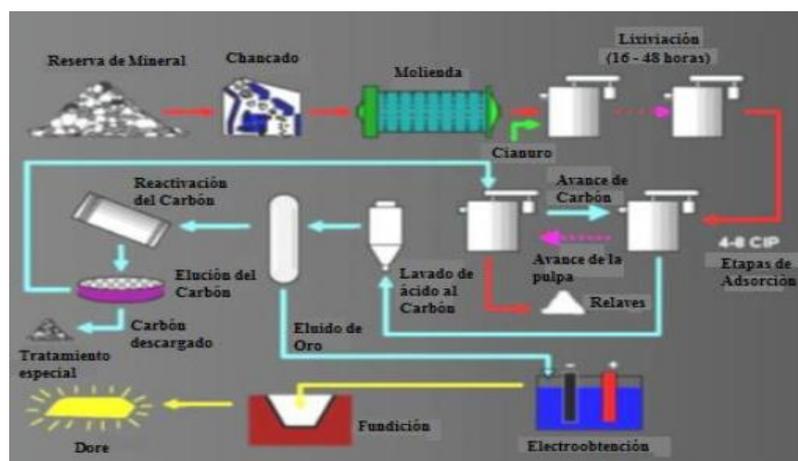
Nota: fuente: Marsden & House, 1992. Porcentaje de los procesos utilizados a nivel mundial.

2.2.10.1. Proceso carbón en pulpa (CIP)

Piscoya en 2018, manifiesta que el proceso de recuperación de oro mediante el uso de carbón en pulpa (CIP) se ha convertido en una técnica exitosa al recuperar el oro después de que el mineral molido se haya lixiviado con la solución cianuro de sodio, en medios alcalinos. Dicho esto, el proceso se compone primero por la etapa de lixiviación seguido de la adsorción de carbón, como se muestra en la figura 10.

Figura 10.

Diagrama de flujo en una planta CIP



Nota: fuente: Fleming, 1004. Diagrama de flujo de una planta de carbón en pulpa, donde el primer tanque es solo lixiviación y los demás están cargados de carbón.

A. Sección de lixiviación CIP

Ellis & Senanayake en 2004, nos indica que factores como la concentración de cianuro y oxígeno, temperatura, pH, son los que controlan el proceso de disolución. Entonces, con mayores concentraciones de cianuro y oxígeno, reducen el tiempo de residencia; mejora la lixiviación; y aumenta el rendimiento.

B. Descripción del proceso en la sección de lixiviación CIP

Piscoya en 2018, manifiesta que primero se realiza la trituración, seguido de una molienda, logrando la reducción de tamaño del mineral urífero (normalmente a 80% menos malla 200). En la molienda la pulpa es normalmente diluida y el espesamiento se realiza con fines de aumentar el porcentaje de sólidos a un 50% aproximadamente. Seguidamente, se añaden reactivos de cianuración y el aire del ambiente, que actúa como un oxidante (Stange, 1999). Para una concentración de oxígeno correcto, factores como la creación de una gran cantidad de oxígeno, pequeñas burbujas y tiempo de dispersión de la mezcla y su profundidad adecuada, producen una disolución de oro adecuado (Ellis & Senanayake, 2004). Una serie de seis tanques son utilizados para el proceso de cianuración, en un proceso típico de carbón en pulpa (CIP), cuyo tiempo de retención es de 4 horas aproximadamente. El reactor utilizado en el proceso de cianuración, es un agitador mecánico compuesto principalmente de las cuchillas y el eje. La cubierta del reactor puede ser fija o flotante, esta cubierta tiene la forma de disco, con una superficie cóncava inferior, que esta en contacto con la mezcla y una superficie plana superior. Es en el reactor donde ocurre la cianuración por agitación, donde se disuelve el oro de la pulpa, y pasa a la solución; y donde el oxígeno puro o aire natural, se inyecta en la parte inferior del tanque de lixiviación o puede ser burbujeado en el reactor (Brison et al, 1989).

Andrade & Hodouin en 2005, realizaron investigaciones de la serie que se recomienda para un proceso de cianuración, basándose en el costo de precio, concentración de cianuro y la ley de mineral. Llegaron a la conclusión de que para una ley de mineral alta (0.5 -1.2 mg/kg) y baja concentración de cianuro (250 - 500 mg/dm³),

es adecuada aplicar una serie convencional en el circuito. En cambio, si la ley del mineral es baja (menor a 0.5 mg/kg, y la concentración de cianuro es alta (750 – 1 000mg/dm³), se recomienda la aplicación de una serie en paralelo, debido a que es económicamente rentable.

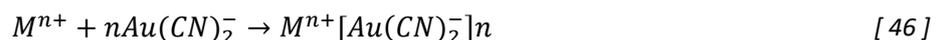
C. Sección de adsorción CIP

Srithammavut en 2008, nos indica que debido a las capacidades más eficientes el carbón activado es generalmente empleado en un proceso de adsorción de oro. Existen varios tipos de carbón activado, pero el carbón de cáscara de coco granular activado es más eficiente que los tipos existentes, esto debido a que es más resistente a la rotura, abrasión y posee una capacidad de cargamento grande (Kunter & Turney, 1986)

Es resaltante aclarar que el proceso de adsorción de oro con carbón activado, es complejo. Es por ello que, muchas investigaciones han dividido en cuatro categorías una serie de mecanismos que explican este fenómeno (Marsden & House, 1992).

- Adsorción como ion de cianuro Au(I).
- Adsorción como AuCN molecular.
- Reducción y adsorción como oro metálico.
- Adsorción en asociación con un catión de metal tales como Ca².

En la ecuación [45], Piscoya en 2018, nos muestra que el mecanismo de recuperación de oro de una solución cianurada, donde el oro disuelto en la solución es absorbido como un par de iones del complejo de cianuroaúrico catódico (McDougall, 1985).



Donde:

$M^{n+} [Au(CN)_2^-]_n$, es la especie adsorbida; M puede ser H, Na, K y Ca, según el tipo de reactivo para la cianuración a utilizar.

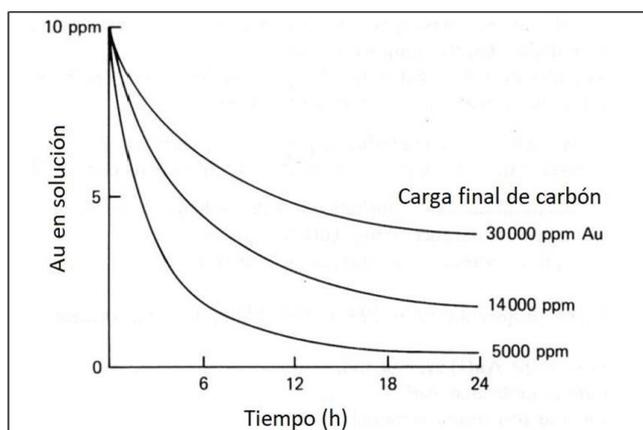
Piscoya en 2018, nos indica que la velocidad de adsorción de oro, se basa específicamente en la transferencia de masa del complejo aurocianuro y los cationes, a través de la película de solución que existe y rodea al carbón, hasta llegar a la superficie externa de este mismo; la reacción de adsorción; la transferencia de la solución en el llenado de poros; y más específicamente la transferencia de par de iones (catión) aurocianuro que son absorbidos a lo largo de las paredes del poro por difusión superficial (Vegter, 1992). Por otro lado, la transferencia de películas controla la velocidad de adsorción del aurocianuro, sobre el carbón activado, en las primeras instancias de adsorción de oro (Coetzee & Grey, 1999).

Vegter en 1992, nos muestra que el equilibrio en la reacción de adsorción depende de factores como: temperatura, concentración de aurocianuro, existencia de disolventes orgánicos, tipo de cationes en la solución y la fuerza iónica en la solución. Con esto nos indica que durante la velocidad inicial de adsorción de oro, el oro es absorbido rápidamente en la superficie de macroporos y mesoporos del carbón acivado.

En la figura 11, notamos la disminución de la velocidad de adsorción a medida que este llega al equilibrio.

Figura 11.

Ejemplo de la cinética de la carga de oro en el carbón activado



Nota: fuente: Marsden & House, 1992. Notamos la diferencia en la cinética del carbón cargado, dependiendo de la ley de oro en solución y el tiempo.

Marsden & House en 1992, nos describen la velocidad de adsorción de oro sobre el carbón, mediante una ecuación de primer orden, y tiene la forma:

$$\text{Log } C_{Au,L}(t) = k_{ads} t + \text{Log } C_{Au,L}^{ini} \quad [47]$$

Donde: $C_{Au,L}(t)$, se refiere a la concentración de oro en solución en un tiempo "t" (mg/dm³); $C_{Au,L}^{ini}$, se refiere a la concentración de oro inicial (mg/dm³); y k_{ads} , se refiere a la constante de velocidad para la adsorción de oro (s⁻¹).

Por otro lado, Ibragimova et al (2007), también presento una reacción de primer orden donde k_{ads} de $(\text{Au}(\text{CN})_2)^-$, constante de velocidad de adsorción de iones sobre el carbón, esta expresado como:

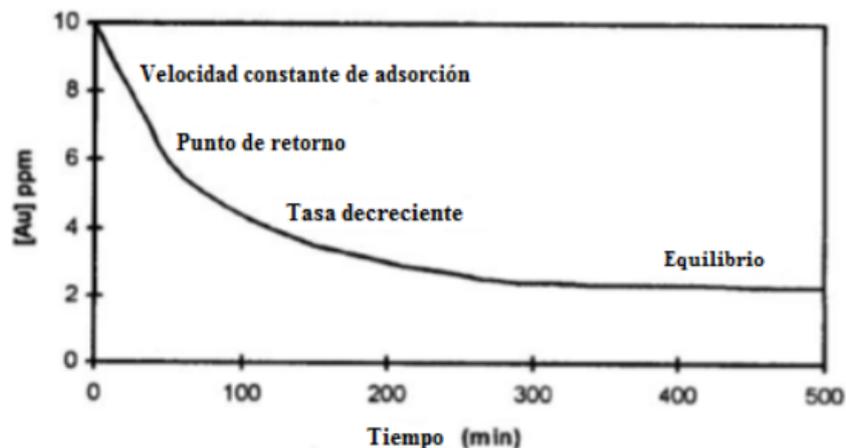
$$\frac{dC_{Au,C}}{dt} = k_{ads} C_{Au,L} \quad [6]$$

Donde: $C_{Au,C}$ y $C_{Au,L}$, se refieren a las concentraciones de oro en primero en la fase de carbón y el segundo en la fase de solución, respectivamente; k_{ads} , la tasa de adsorción constante, que depende de una serie de parámetros.

En la figura 12, Coetzee y Gray en 1999, nos muestran un perfil típico de la adsorción para la recuperación de aurocianuro sobre el carbón activado, realizada en un reactor discontinuo, donde se indican los puntos y regiones de importancia. Al convertir la velocidad de difusión intrapartícula en un factor cinético de control, el período de decaimiento de aurocianuro reemplaza la velocidad constante adsorción.

Figura 12.

Perfil típico de adsorción del aurocianuro en carbón activado

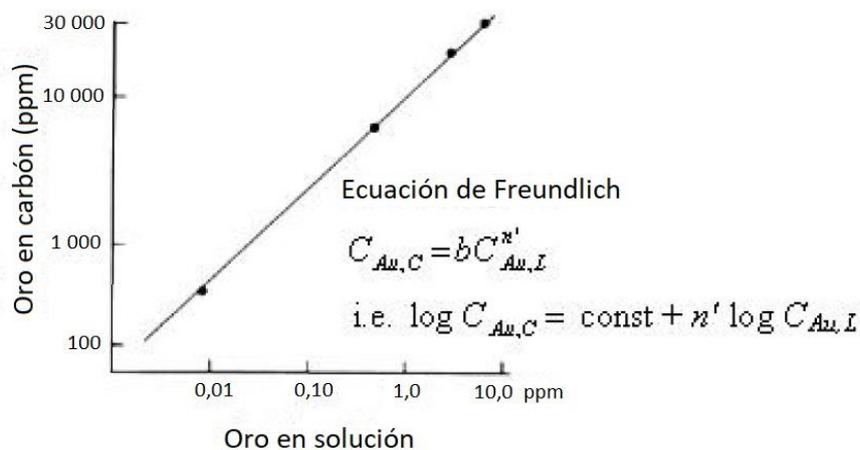


Nota: fuente: Coetsee y Gray, 1999 mencionado por Srithammavut (2008). Curva que representa la adsorción del complejo aurocianuro en el carbón activado, rescatando 4 puntos hasta llegar al equilibrio.

La ecuación de la isoterma de equilibrio, conocida como la ecuación de Freundlich, se ilustra en la figura 13. Se refiere a una ecuación empírica que relaciona la concentración de las especies químicas en la fase líquida con la concentración en la superficie del carbón activado.

Figura 13.

Isoterma de equilibrio de adsorción de oro en el carbón activado



Nota: fuente: Marsden & House, 1992. Representación gráfica de la ecuación de Freundlich.

Piscoya en 2018, nos muestra que se ha sugerido la utilización del valor K, que hace mención a una capacidad de carga de oro en equilibrio, utilizada para una evaluación de adsorción de oro en carbones. Dicha evaluación, se obtiene al mantener en contacto una solución estándar de tampón de borato y oro por un tiempo fijado. Se interpola el valor de K como el carbón de carga en equilibrio con una concentración de la solución de oro residual de 1 mg/dm^3 (Marsden & House, 1992).

La figura 13, como ya se mencionó anteriormente, representa la isoterma de Freundlich, utilizada con el fin de representar la absorción de oro sobre el carbón activado. De donde: $C_{Au,C}$, hace referencia a la concentración de oro en átomos de carbono, $C_{Au,L}$, hace referencia a la concentración de oro en solución, b es la constante de adsorción de Freundlich y n' es el exponente de Freundlich. Para casos como este donde $n' = 1$, la isoterma de Freundlich se reduce a una isoterma lineal, que para sistemas de baja concentración, esta isoterma lineal es exacta. Por otro lado, la isoterma de Langmuir se utiliza también para describir la adsorción de oro (Andrade Lima, 2007).

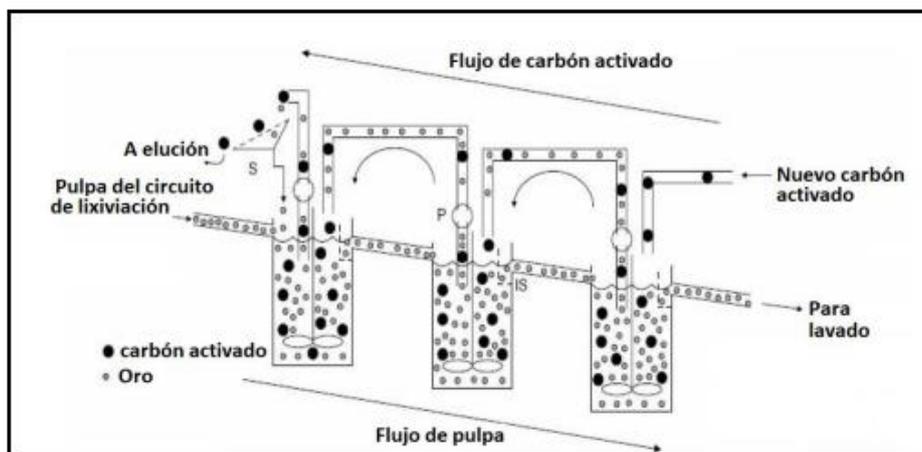
D. Descripción de la sección de adsorción CIP

Srithammavut en 2008, nos indica que la pulpa lixiviada en el proceso de lixiviación, es utilizada para el proceso de adsorción CIP, cuyas etapas son (Andrade Lima, 2007):

- a) Adsorción: Donde el oro disuelto es adsorbido sobre el carbón activado.
- b) Elución: o desorción, es proceso inverso a la adsorción, donde el oro es extraído del carbón en una solución alcalina preparada con cianuro.
- c) Electro obtención: proceso electroquímico que se aplica para depositar el oro en el cátodo de una celda electrolítica.

Figura 14.

Diagrama esquemático de un proceso de cianuración CIP.



Nota: Fuente: Andrade Lima, 2007. Notamos el flujo de carbón en un proceso de carbón en pulpa, donde el flujo del carbón es inversa al de la pulpa y en cada salida de tanque existe una criba.

En la figura 14, vemos un esquema de proceso CIP con tres tanques, donde (IS) representa a las cribas de inter etapa, (S) la criba a la salida del primer tanque y (P) se refiere a la transferencia de carbón por bombas.

Piscoya en 2018, nos indica que para el proceso de carbón en pulpa (CIP) se utilizan cribas internas, que están ubicadas entre etapas, que es donde el carbón es retenido debido a la diferencia de tamaño con el mineral. A la salida del reactor que retienen el carbón en los tanques, es donde están ubicados las cribas de interfase, hasta que se active la transferencia de pulpa. Estas cribas tienen un tamaño ligeramente más pequeñas que el carbón para permitir su retención, pero también, permite el flujo de pulpa entre las etapas, este tamaño generalmente oscila entre 0.6 a 0.8 mm. Estas cribas han sido un reto para la aplicación de este proceso de adsorción inter fase. Por otro lado, existen tamaños del carbón activado que son utilizados alrededor del mundo, pero generalmente varía entre, 1.7 x 3.4 mm, 1.2 x 3.4 mm y 1.2 x 2.4mm. También es importante conocer la dosificación de carbón normalmente utilizada, cuyo rango oscila entre 10 a 25 gr de carbón por litro de pulpa (0.5 a 1.2 % de carbón p/v).

CAPÍTULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. Hipótesis

3.1.1. Hipótesis general

Es posible la optimización en la recuperación de oro por el proceso de cianuración carbón en pulpa CIP en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén S.A.C, distrito de Chala-Arequipa.

3.1.2. Hipótesis específicas

- a) Las variables significativas son: la concentración de cianuro de sodio, dosificación del carbón y tiempo de agitación.
- b) La debida dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP, permite incrementar el porcentaje de recuperación del oro.
- c) El modelo matemático permite simular el proceso de cianuración-CIP con base a las variables más significativas.

3.2. Variables

3.2.1. Independientes

Concentración de cianuro de sodio

Dosificación de carbón activado

Tiempo de agitación

3.2.2. Dependiente

Porcentaje de recuperación

3.2.3. Intervinientes o externas

pH

Tamaño de partícula del mineral

Temperatura ambiental

3.3. Operacionalización de variables

Variable nominal	Definición operacional	Dimensión	Indicador	Rango	Técnica e Instrumento de medición
Variable dependiente					
Porcentaje de recuperación	Es la razón del contenido de la ley del componente valioso en la cabeza entre el contenido del componente valioso en el producto por 100	Cantidad de oro recuperado	Porcentaje (%)	80 a 95	Análisis químico cuantitativo colorimetría
Variables independientes					
Concentración de cianuro de sodio	La concentración de cianuro se mide realizando las titulaciones con nitrato de plata.	Cantidad de cianuro en gramos por litro	gr/L	1.5 a 0.5	Cálculos analíticos cuantitativos con colorimetría
Dosificación de carbón activado	Se alimenta carbón activado a un nivel de 20% del reactor contenedor de la pulpa	Cantidad en kg de carbono por tonelada	Kg/Tn	3.5 a 3.85	Por pesado directo en balanza
Tiempo de agitación	Se controla el tiempo con un cronómetro en horas	Tiempo	Horas (H)	14 a 16.33	Control manual del tiempo con reloj

CAPITULO IV

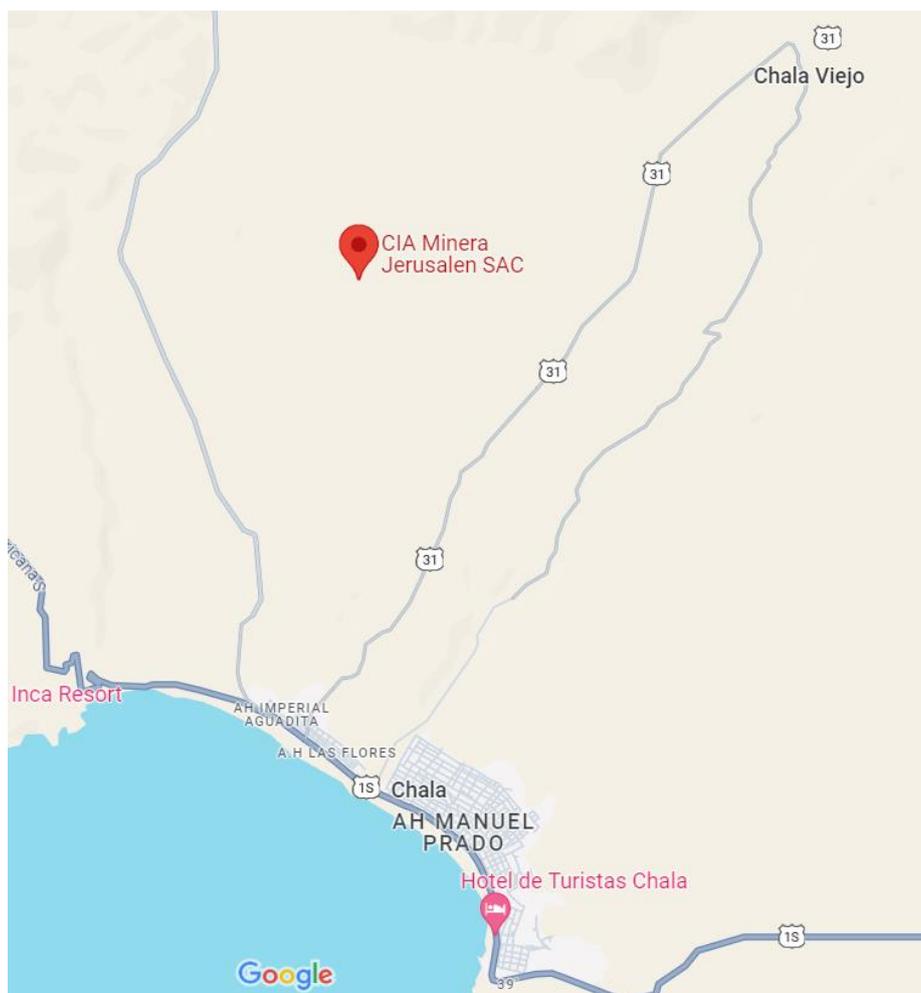
MÉTODOLOGIA

4.1. Ámbito del estudio, localización política y geográfica

La Planta de Beneficio Jerusalén, de titular CIA MINERA JERUSALEN S.A.C., con RUC N° 20494800838, ubicado en su sede productiva Ctra. Panamericana Sur N° 615, en el sector Huanca, distrito de Chala, Provincia de Caravelí, Región Arequipa; se encuentra en una zona desértica, cercana al mar; a 20 min del pueblo de Chala viejo; a 8 horas de la ciudad de Arequipa; y a 18 horas de la ciudad de Cusco.

Figura 15.

Localización política de la planta de beneficio Jerusalén S.A.C.



Nota: fuente: googlemaps. Ubicación de la empresa CIA Minera Jerusalén S.A.C.

4.2. Nivel o tipo de investigación

4.2.1. Explicativo

Se encuentra en este nivel porque se explica el por qué se añade y se dosifica las variables independientes como concentración de cianuro, tiempo de agitación y dosificación de carbón, que tiene influencia en la alta recuperación del oro.

4.2.2. Descriptivo

Esta investigación describirá cada una de las etapas del proceso y sus características como la dosificación de la concentración de cianuro y del carbón, así como, el tiempo de agitación.

4.2.3. Correlacional

Se establecerá la correlación existente de las variables independientes en relación a la variable dependiente, teniendo en cuenta la ecuación de optimización evaluada por el diseño experimental con el software Minitab.

4.2.4. Diseño experimental

Corresponde a un enfoque de investigación cuantitativa de carácter experimental puro, donde las variables independientes suelen ser las causas y la variable dependiente se considera el efecto o resultado, denominado modelo causa-efecto. Que se demostrará con el diseño factorial 2^3 , que significa 8 pruebas con 3 réplicas.

4.3. Población y muestra

4.3.1. Población

Minerales de oro depositados en la Planta de Beneficio de la Compañía Minera Jerusalén S.A.C. distrito de Chala-Arequipa

4.3.2. Muestra

30 kg

4.4. Técnicas e instrumentos de toma de datos

El proceso se realizará partiendo de un mineral oxidado, de la planta de beneficio, que son muestreados de una muestra de 30 kg, de los cuales son pulverizados para las respectivas pruebas metalúrgicas de agitación, esto se realiza con el objetivo de obtener una ley de solución cianurada con contenido de oro, con lo que se realiza la prueba de adsorción de oro con carbón activado, para de esta manera determinar el porcentaje de recuperación de oro por el proceso de cianuración CIP.

4.4.1. Técnica

Para la realización del presente trabajo de investigación se recurrirá a la toma de datos de la concentración de oro en la pulpa en el tiempo expresado en horas.

Análisis químico cuantitativo por ensayo a fuego para determinar la cantidad de oro en la pulpa y en el carbón activado.

Cálculos para determinar la recuperación de oro desde la pulpa y el consumo de carbón activado en la adsorción.

4.4.2. Instrumentos, equipos y materiales

Herramientas y equipos:

- 4 reactores (valdes de 15L)
- 12 bandejas de metal
- Plumón indeleble o de pizarra
- Cuchara de metal
- 1 manta de geomembrana de 1.5 x 1.5m

- 1 cuarteador de metal
- Badilejo
- Balanza Electrónica
- Mufla de secado de muestras de 250 °C
- Malla 200
- Brocha
- Espátula
- Bolsas plásticas transparentes
- Soporte universal
- Bureta
- Bagueta
- Vasos precipitados de 20mL
- Gotero de vidrio
- Piceta
- Pipeta de 10mL
- Papel PANPHEA
- Matraz de 1 L
- Jarra de 4.5

Entre los equipos utilizados tenemos:

- 4 agitadores (motores de 5HP)
- 1 pulverizador de anillos (motor de 5HP)

Reactivos químicos:

Entre los reactivos utilizados para las pruebas metalúrgicas son:

- Cianuro de sodio (NaCN)
- Soda Caústica (NaOH)
- Ioduro de potasio (KI)
- Nitrato de plata (AgNO₃)

4.5. Viabilidad

Se dispone de los medios y recursos necesarios, básicos, para desarrollar las pruebas experimentales de recuperación de oro por el método CIP.

De otra parte, como limitación, al ser una planta de beneficio de pequeña capacidad muchos de los materiales y equipos de los que se dispone no son estandarizados ni validados por una entidad acreditadora.

CAPÍTULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1. Pruebas experimentales de agitación a nivel de laboratorio

Se realizaron 8 pruebas de agitación a nivel de laboratorio, y 3 réplicas, de las cuales se determinan si existen algunas variables que serán tomadas como variables independientes.

Dicho procedimiento de estas pruebas de agitación es descrito a continuación:

PRUEBA 1:

Datos previos a la prueba metalúrgica:

- Procedencia del mineral: cancha de recepción CIA Minera Jerusalén S.A.C.
- H₂O: 5.5 Lt
- Mineral seco: 0.350kg
- Dilución: 15.71/1
- pH: 11.5

Procedimiento:

1. Realizar el cuarteo en la manta de geomembrana, y el pesado, con la cuchara, de 0.220 kg de mineral en 3 bandejas diferentes, con los códigos respectivos, de la muestra traída de cancha de recepción.
2. Poner a secar en la mufla a 250°C las 3 bandejas con el mineral, aproximadamente 10 min, dependiendo de la humedad del mineral.
3. Sacar las 3 bandejas de la mufla y dejar que enfrié el mineral durante 8 min aproximadamente.
4. Limpiar la olla y los anillos de la pulverizadora.
5. Poner el mineral seco y enfriado de la primera bandeja a la olla.

6. Llevar la olla a la pulverizadora, asegurar la olla y darle un tiempo de pulverizado de 40 segundos.
7. De la muestra pulverizada sacar una cantidad considerable de 0.004 a 0.005 kg aproximadamente para pasar la malla 200 y determinar el porcentaje de malla.
8. Una vez determinada la malla en un rango de 87 a 89 % malla 200, vertimos el mineral pulverizado a su bandeja y ponemos la otra bandeja a la olla dándole el mismo tiempo de pulverizado para que nos arroje la misma malla, y el mineral pulverizado lo vertimos a la primera bandeja.
9. La tercera bandeja con el mineral es pulverizada a un tiempo mayor 40 seg., y este va rotulado a laboratorio químico para la ley de cabeza.
10. Del mineral pulverizado de la primera bandeja pesar 0.350 kg y verterlo en un balde de 15 Lt, con 0.0165 kg de NaCN(canchado), 0.0036 kg de NaOH y 5.5 Lt de agua, rotularlo respectivamente con el número de prueba y la malla a la que se está corriendo la prueba metalúrgica.
11. Limpiar el agitador de la celda con agua, luego poner el valde, comenzar a correr la prueba metalúrgica y registrar el tiempo, el código de la prueba y la malla.
12. Realizar el control con las titulaciones en 2 horas, 6 horas, 10 horas y 14 horas, luego de comenzada la prueba metalúrgica. Si la fuerza de cianuración es menor de 2000 ppm aumentar cianuro de sodio para mantener la fuerza.
13. Luego de finalizada el tiempo de la prueba metalúrgica, sacamos una muestra de la solución final de 0.050 L aproximadamente, y lavamos la prueba con agua y floculante 3 veces, y vertimos el sólido final en una bandeja rotulada.
14. La bandeja con el sólido de la prueba lavada, se lleva a la mufla de secado.
15. Luego de 30 min se saca el sólido de la prueba metalúrgica y deja enfriando para finalmente embolsarla con su rotulado respectivo y enviarla junto al muestra de solución de cianuración final, para su análisis químico.

Cálculos realizados

- Granulometría del mineral para la prueba (malla 200)

Para la primera prueba metalúrgica:

Peso de muestra seca de mineral pulverizado= 0.0055 kg

Peso del mineral pasante de la malla (200) = 0.00489 kg

Peso del mineral retenido en la malla (200) = 0.0055 kg – 0.00489 kg = 0.00061 kg

$$\% \text{ malla 200} = (0.00489 \text{ kg} / 0.0055 \text{ kg}) \times 100\%$$

%malla 200= 88.90%; (es el porcentaje de malla para la prueba metalúrgica)

- Determinación de la cantidad de Cianuro de sodio (NaCN) a utilizar

Para una fuerza de 500ppm se necesita:

$$\text{Fuerza de cianuro (ppm)} = X (\text{kg de NaCN}) / 5.5 \times 10^6$$

$$500 = (x (\text{kg de NaCN}) / 5.5) \times 10^6$$

$$(500 \times 5.5) / 10^6 = x (\text{kg de NaCN})$$

$$0.00275 \text{ kg} = x (\text{kg de NaCN})$$

- Determinación de soda caústica (NaOH) a utilizar

Para determinar la cantidad de soda caústica a utilizar se echa de 1 milésima parte de kg hasta regular el pH de la prueba metalúrgica hasta llegar a un pH de 11.5.

- Consumo de Cianuro de Sodio (NaCN)

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500ppm

Fuerza de CN^- a las 2 horas de iniciada la prueba metalúrgica:

Gasto de AgNO_3 = 0.0058 L

$$\text{Fuerza de CN}^- = \text{gasto (L)} \times 500 \text{ ppm}$$

$$\text{Fuerza de CN}^- = 0.0058 \text{ L} \times 500 \text{ ppm}$$

$$\text{Fuerza de CN}^- = 2.9 \text{ ppm}$$

Para determinar el cianuro que queda en la prueba metalúrgica, se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 2.9 \times 5.5(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 0.01595 \text{ kg}$$

Entonces en 0.350 kg de mineral se consumió:

$$\text{Consumo de CN}^- = (0.0165 - 0.01595) \text{ kg}$$

$$\text{Consumo de CN}^- = 0.00055 \text{ kg}$$

Fuerza de CN⁻ a las 6 horas de iniciada la prueba metalúrgica:

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 0.0056 \text{ L}$$

$$\text{Fuerza CN}^- = \text{gasto (L)} \times 500 \text{ ppm}$$

$$\text{Fuerza CN}^- = 0.0056 \text{ L} \times 500 \text{ ppm}$$

$$\text{Fuerza CN}^- = 2.8 \text{ ppm}$$

Para determinar el cianuro que queda en la prueba metalúrgica, se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 2.8 \times 5.5 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 0.0154 \text{ kg}$$

Entonces en 0.350 kg de mineral se consumió:

$$\text{Consumo de CN}^- = (0.0165 - 0.0154) \text{ kg}$$

$$\text{Consumo de CN}^- = 0.0011 \text{ kg}$$

Fuerza de CN^- a las 10 horas de iniciada la prueba metalúrgica:

Gasto de $\text{AgNO}_3 = 0.0055 \text{ L}$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = \text{gasto(L)} \times 500\text{ppm}$$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = 0.0055 \times 500\text{ppm}$$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = 2.75 \text{ ppm}$$

Para determinar el cianuro que queda en la prueba metalúrgica, se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 2.75 \times 5.5/1000$$

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 0.01512 \text{ kg}$$

Entonces en 0.350 kg de mineral se consumió:

$$\text{Consumo de } \text{CN}^- = (0.0165 - 0.01512) \text{ kg}$$

$$\text{Consumo de } \text{CN}^- = 0.00138 \text{ kg}$$

Para la titulación final, se toma una muestra de 10ml (0.010 L), entonces la fuerza de CN^- a las 14 horas finales de iniciada la prueba metalúrgica:

Gasto de $\text{AgNO}_3 = 0.0105 \text{ L}$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = \text{gasto (L)} \times 250\text{ppm}$$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = 0.0105 \text{ L} \times 250 \text{ ppm}$$

$$\text{Fuerza de } \text{CN}^- = 2.65 \text{ ppm}$$

Para determinar el cianuro que queda en la prueba metalúrgica, se aplica la siguiente fórmula:

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 2.65 \text{ ppm} \times 5.5/1000$$

$$\text{CN}^- \text{ restante} = 0.01457 \text{ kg}$$

Entonces en 0.350 kg de mineral se consumió:

Consumo final de $\text{CN}^- = (0.0165 - 0.01457) \text{ kg}$

Consumo final de $\text{CN}^- = 0.00193 \text{ kg}$

En la tabla 2, vemos el resumen de la prueba metalúrgica 1 que es realizada a 14 horas donde vemos la cantidad de cianuro de sodio (NaCN) y soda cáustica (NaOH) utilizados.

Tabla 2.

Resumen general de la prueba metalúrgica N°1

PPM	NaCN (gr)	NaOH (gr)	pH	Tiempo (hr)	% malla 200
500	2.75	1.2	11.5	0 (inicio)	80.22
490	-	-	-	2	
485	-	-	-	6	
480	-	-	-	10	
470	-	-	-	14	

Nota: fuente: elaboración propia

En la tabla 3, notamos el cianuro libre que se encuentra en las pruebas de agitación a distintos tiempos, que son determinados por titulaciones.

Tabla 3.

Cianuro libre (CN-) retenido en la primera prueba metalúrgica

CN^-_0 (gr)	CN- 2 hr (gr)	CN- 6 hr (gr)	CN- 10 hr (gr)	CN- 14 hr (gr)
2.75	2.695	2.667	2.64	2.585

Nota: fuente: elaboración propia

En la tabla 4, tenemos el consumo de cianuro en gramos, en cada hora de titulación, a las 2 horas, 6 horas, 10 horas y 14 horas, respecto a la primera prueba de agitación.

Tabla 4.

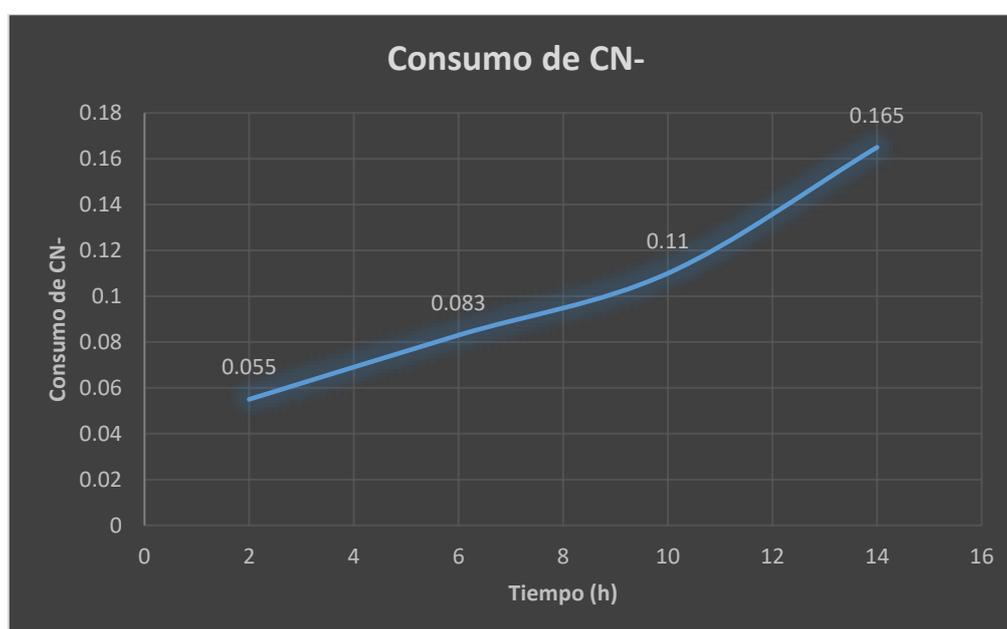
Consumo de cianuro libre (CN-) en la primera prueba metalúrgica

Consumo de CN- (gr)			
2hr	6hr	10hr	14hr
0.055	0.083	0.11	0.165

Nota: fuente: elaboración propia

Figura. 16

Gráfico "Consumo de CN"



Nota: fuente: elaboración propia. Consumo de cianuro a nivel de laboratorio

5.2. Pruebas experimentales de adsorción con carbón activado

Para las pruebas de adsorción de carbón en pulpa, utilizamos el dato de la ley de solución cianurada obtenida en las pruebas metalúrgicas, y sometemos el carbón activado dentro de las pruebas de agitación para adsorber el oro disuelto en la solución en el carbón.

En la tabla 5, vemos la dosificación de carbón en las pruebas de adsorción donde variamos la dosificación de 50 gr/tn, iniciando por 3.5 kg/tn que es para la solución, cuando el carbón se encuentra en la solución, hasta llegar a 3.85 kg/tn. En esta tabla se adjuntan las 3 réplicas de manera consecutiva a la prueba 8.

Tabla 5.

Cuadro de dosificación de carbón en las pruebas de agitación de carbón en pulpa

N° DE PRUEBA	DOSIFICACIÓN DE CARBÓN (gr/tn)
1	3500
2	3550
3	3600
4	3650
5	3700
6	3750
7	3800
8	3850
9	3575
10	3675
11	3775

Nota: *fuentes: elaboración propia. Cuadro de dosificación de carbón en gramos por litro en las pruebas de adsorción, las pruebas 9, 10 y 11, corresponden a las pruebas de réplica*

CAPÍTULO VI

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

6.1. Identificación de las variables significativas en la recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP

En la tabla 6, vemos el resumen de las 8 pruebas realizadas con diferentes concentraciones de cianuro de sodio.

Tabla 6.

Resultados de las 8 pruebas de agitación con diferentes concentraciones de cianuro de sodio

N° PRUEBA	pH	GRANULOMETRIA(MALLA)	CONCENTRACIÓN %	%EXTRACCIÓN
1	11.5	-200	0.5	80%
2	11.5	-200	0.65	81.78%
3	11.5	-200	0.80	83.02%
4	11.5	-200	0.95	84.85%
5	11.5	-200	1.10	86.34%
6	11.5	-200	1.25	88.06%
7	11.5	-200	1.40	90.01%
8	11.5	-200	1.50	92.10 %

Nota: fuente: elaboración propia. Cuadro de las 8 pruebas experimentales de agitación.

Tabla 7.

Pruebas Metalúrgicas de réplica, pruebas realizadas con diferentes concentraciones de cianuro de sodio

9	11.5	-200	0.725	82.68%
10	11.5	-200	1.025	85.02%
11	11.5	-200	1.325	89.34%

Nota: fuente: elaboración propia. Cuadro de las 3 pruebas experimentales de réplica de agitación con concentraciones intermedias.

Las herramientas, equipos y reactivos químicos; así como el procedimiento descrito se repite en las siguientes 7 pruebas y en las 3 réplicas.

Las ocho pruebas de agitación y las 3 réplicas, realizadas a distintas concentraciones dan como resultado un mayor porcentaje de recuperación a una mayor concentración siendo el ideal para la cantidad de mineral usado la concentración de 1.5%, el cual llega a obtener una recuperación de 92.40%.

En la tabla 8, vemos el resumen de las siguientes 8 pruebas metalúrgicas realizadas con diferentes tiempos de agitación.

Tabla 8.

Resultado de las 8 pruebas con diferentes tiempos de agitación

N° PRUEBA	PH	GRANULOMETRIA (Malla)	TIEMPO (HR)	% EXTRACCIÓN
1	11.5	-200	14	80.20%
2	11.5	-200	14.20	81.80%
3	11.5	-200	14.40	83.20%
4	11.5	-200	15	85.16%
5	11.5	-200	15.20	86.98%
6	11.5	-200	15.40	89.10%
7	11.5	-200	16	90.12%
8	11.5	-200	16.33	92.22%

Nota: fuente: elaboración propia. Cuadro de las 8 pruebas experimentales de agitación variando el tiempo de agitación, comenzando de 14 horas.

Tabla 9.

Pruebas metalúrgicas de réplica para las 8 pruebas con diferentes tiempos de agitación

9	11.5	-200	14.30	82.47%
10	11.5	-200	15.10	86.17%
11	11.5	-200	15.50	89.96%

Nota: fuente: elaboración propia. Cuadro de las 3 pruebas experimentales de réplica de agitación variando el tiempo de agitación, con tiempos intermedios.

Las ocho pruebas realizadas en la parte experimental, junto a las 3 réplicas, con distintos tiempos indican que a un mayor tiempo de agitación habrá un mayor porcentaje de recuperación.

Partiendo de un tiempo de 14 horas con una recuperación de 80.20%, podemos llegar a aumentar el tiempo de agitación a 16.33 horas y obtener una recuperación de 92.22%, para la cantidad de mineral que usamos en dicha prueba.

En la tabla 10, vemos el balance metalúrgico realizado con las pruebas metalúrgicas.

Tabla 10.

Balance metalúrgico de las pruebas metalúrgicas por agitación

Tiempo (Hr)	pH	Concentración (%)	Volumen gastado AgNO ₃ (mL)	CN Libre (%)	Agregado		Ley Mineral	Ley de rípio	Ley de solución (mg/L)	Contenido de Au (gr)	Extracción (%)
					NaOH (gr)	NaCN (gr)					
14	11.5	0.50	1.1	0.3	1.2	2.75	9.5	1.35	8.15	0.00474	85.84
14.20	11.5	0.65	1.2	0.5	1.2	3.575	9.5	1.10	8.40	0.00550	88.40
14.40	11.5	0.80	1.2	0.64	1.2	4.4	9.5	3.42	6.08	0.00620	63.99
15	11.5	0.95	1.1	0.79	1.2	5.225	9.5	3.62	5.88	0.00660	61.89
15.20	11.5	1.10	1.2	0.96	1.2	6.05	9.5	0.79	8.71	0.00740	91.65
15.40	11.5	1.25	1.2	1.10	1.2	6.875	9.5	0.73	8.77	0.00825	92.29
16	11.5	1.40	1.2	1.22	1.2	7.7	9.5	1.22	8.28	0.00921	87.13
16.33	11.5	1.50	1.1	1.29	1.2	8.25	9.5	0.89	8.61	0.01025	90.58
14.30	11.5	0.725	1.2	0.46	1.2	3.98	9.5	1.70	7.80	0.00592	82.11
15.10	11.5	1.025	1.2	0.95	1.2	5.63	9.5	1.61	7.89	0.00705	83.10
15.50	11.5	1.325	1.2	1.16	1.2	7.28	9.5	1.62	7.88	0.00882	82.95

Nota: fuente: elaboración propia. Cuadro del balance metalúrgico de las 8 pruebas y 3 réplicas realizadas, con las respectivas leyes en solución cianurada. Con los cuales se determinó una ley de extracción y una ley de solución de oro.

6.2. Determinar la dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP que permite incrementar el porcentaje de recuperación del oro.

De la tabla 10, utilizamos los datos de ley de solución del oro para realizar las pruebas de adsorción de carbón, cuyos resultados de estas pruebas son vistas en la tabla 10.

En la Tabla 11 se presenta los resultados del contenido de oro en el carbón a diferentes tiempos utilizando carbón activado de cáscara de coco. La concentración inicial de oro fue de 7.85 mg/l (promedio de todas las concentraciones). La adsorción de oro alcanzó límites entre 3 000 a 3 600 g de oro por tonelada de carbón a las 2 horas y 36 horas respectivamente.

DATOS:

Ley de solución de oro promedio: 7.85 mg/l

pH: 11,5

Volumen de solución: 1 litro.

Volumen carbón: 20% del volumen del recipiente

Tabla 11.

Pruebas metalúrgicas de la adsorción de oro en carbón activado proceso CIP

N° Prueba	Ley de solución (mg/L)	Contenido de oro en carbón (gr/tn)	% DE RECUPERACIÓN DE ORO
1	8.15	3000	85.84
2	8.40	3020	88.40
3	6.08	3050	63.99
4	5.88	3040	61.89
5	8.71	3150	91.65
6	8.77	3350	92.29
7	8.28	3650	87.13
8	8.61	3600	90.58
9	7.80	3030	82.11
10	7.89	3090	83.10
11	7.88	3250	82.95

Nota: fuente: elaboración propia. Tabla final de las 8 pruebas y 3 pruebas de réplica de adsorción de oro en el carbón activado, con respectivas recuperaciones.

6.3. Determinar el modelo matemático de la optimización de la recuperación de oro por el proceso de cianuración CIP.

La parte del diseño experimental es descrita y explicada a continuación, esto se realiza con el objetivo de obtener un modelo matemático que exprese la optimización en la recuperación de oro.

Tabla 12.

Niveles de operación de variables para las pruebas

	Variables	nivel	nivel	nivel
		superior	intermedio	inferior
A	Concentración de cianuro (gr/L)	1.5	1	0.5
B	Dosificación de carbón(gr/tn)	3850	3675	3500
C	Tiempo de lixiviación (h)	16.33	15.165	14

Nota: fuente: elaboración propia

En la tabla 12 podemos ver los valores máximos, mínimos e intermedios necesarios para poder realizar las pruebas experimentales siendo los rangos para la variable A: concentración de cianuro (gr/L)=[0.5-1.5] para B:dosificación de carbón=[3500-3850] y C: tiempo de lixiviación (hrs)=[14-16.33] así mismo se toma en cuenta los valores medios de cada rango.

Tabla 13.

Plan de pruebas experimentales mediante diseño factorial 2³ con una solo réplica

N° de pruebas	Escala codificada			Escala natural		
	X1	X2	X3	A	B	C
1	-1	-1	-1	0.5	3500	14
2	1	-1	-1	1.5	3500	14
3	-1	1	-1	0.5	3850	14
4	1	1	-1	1.5	3850	14
5	-1	-1	1	0.5	3500	16.33
6	1	-1	1	1.5	3500	16.33
7	-1	1	1	0.5	3850	16.33
8	1	1	1	1.5	3850	16.33
9	0	0	0	1.0	3675	15.165
10	0	0	0	1.0	3675	15.165
11	0	0	0	1.0	3675	15.165

Nota: fuente: elaboración propia

La tabla 13 nos muestra la matriz factorial en la cual nos indica los valores de cada variable predictora para cada prueba las primeras 8 pruebas son respecto a los valores máximos y mínimos y las tres últimas corresponden a los puntos centrales.

Tabla 14.

Condiciones operativas del diseño factorial

N° de pruebas	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Conc. de cianuro (gr/L)	0.5	1.5	0.5	1.5	0.5	1.5	0.5	1.5	1.0	1.0	1.0
Dosificación de carbón (gr/tn)	3500	3500	3850	3850	3500	3500	3850	3850	3675	3675	3675
Tiempo de lixiviación (h)	14	14	14	14	16.33	16.33	16.33	16.33	15.165	15.165	15.165

Nota: fuente: elaboración propia

La tabla 14 nos indica los valores de las variables predictoras de cada prueba según a dicha tabla se realizó las respectivas pruebas.

Tabla 15.

Balance de las 11 pruebas experimentales

Prueba N° 1					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	- C. cianuro	0.5			
B	- Dosificación de carbón (gr/tn)	10	9.5	1.35	85.84
C	- T. cianuración	14			
Prueba N° 2					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	+ C. cianuro	1.5			
B	- Dosificación de carbón (gr/tn)	10	9.5	1.10	88.40
C	- T. cianuración	14			
Prueba N° 3					
Concepto	Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	- C. cianuro	0.5			
B	+ Dosificación de carbón (gr/tn)	12	9.5	3.42	63.99
C	- T. cianuración	14			
Prueba N° 4					

Concepto	Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)	
A	+	C. cianuro	1.5			
B	+	Dosificación de carbón (gr/tn)	12	9.5	3.62	61.89
C	-	T. cianuración	14			

Prueba N° 5

Concepto	Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)	
A	-	C. cianuro	0.5			
B	-	Dosificación de carbón (gr/tn)	10	9.5	0.79	91.65
C	+	T. cianuración	16.33			

Prueba N° 6

Concepto	Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)	
A	+	C. cianuro	1.5			
B	-	Dosificación de carbón (gr/tn)	10	9.5	0.73	92.29
C	+	T. cianuración	16.33			

Prueba N° 7

Concepto	Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)	
A	-	C. cianuro	0.5			
B	+	Dosificación de carbón (gr/tn)	12	9.5	1.22	87.13

C	+	T. cianuración	16.33			
Prueba N° 8						
Concepto		Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	+	C. cianuro	1.5			
B	+	Dosificación de carbón (gr/tn)	12	9.5	0.89	90.58
C	+	T. cianuración	16.33			
Prueba N° 9						
Concepto		Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	0	C. cianuro	1			
B	0	Dosificación de carbón (gr/tn)	11	9.5	1.70	82.11
C	0	T. cianuración	15.165			
Prueba N° 10						
Concepto		Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	0	C. cianuro	1			
B	0	Dosificación de carbón (gr/tn)	11	9.5	1.61	83.10
C	0	T. cianuración	15.165			
Prueba N° 11						
Concepto		Variable	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	(%)
A	0	C. cianuro	1	9.5	1.62	82.95

B	0	Dosificación de carbón (gr/tn)	11
C	0	T. cianuración	15.165

Nota: fuente: elaboración propia

La tabla 15 nos indica las condiciones operacionales con las que se realizó cada una de las 11 pruebas, así como la ley inicial del mineral, y la ley de los ripsos con lo cual se realizó una distribución en porcentaje que nos indica el porcentaje de extracción.

Tabla 16.

Ajuste matricial del diseño factorial 2³

N° de pruebas	Escala codificada			Escala natural			Y(Respuesta) (%)
	X1	X2	X3	A	B	C	
1	-1	-1	-1	0.5	3500	14	85.84
2	1	-1	-1	1.5	3500	14	88.40
3	-1	1	-1	0.5	3850	14	63.99
4	1	1	-1	1.5	3850	14	61.89
5	-1	-1	1	0.5	3500	16.33	91.65
6	1	-1	1	1.5	3500	16.33	92.29
7	-1	1	1	0.5	3850	16.33	87.13
8	1	1	1	1.5	3850	16.33	90.58
9	0	0	0	1.0	3675	15.165	82.11
10	0	0	0	1.0	3675	15.165	83.10
11	0	0	0	1.0	3675	15.165	82.95

Nota: fuente: elaboración propia

En la tabla 16 pudimos plasmar tanto la matriz del diseño factorial 2³ y adicional a ella se colocó el valor expresado en porcentaje de la extracción de oro obtenida en cada prueba, esto con el motivo de realizar el sucesivo análisis de nuestros resultados.

Tabla 17.*Efecto estimado para la disminución del porcentaje de extracción en unidades codificadas*

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		82.721	0.189	438.50	0.000	
Concentración de cianuro	1.138	0.569	0.189	3.01	0.095	1.00
Dosificación de carbón	-13.648	-6.824	0.189	-36.17	0.001	1.00
Tiempo	15.383	7.691	0.189	40.77	0.001	1.00
Concentración de cianuro*Dosificación de carbón	-0.463	-0.231	0.189	-1.23	0.345	1.00
Concentración de cianuro*Tiempo	0.907	0.454	0.189	2.41	0.138	1.00
Dosificación de carbón*Tiempo	10.532	5.266	0.189	27.92	0.001	1.00
Concentración de cianuro*Dosificación de carbón*Tiempo	1.868	0.934	0.189	4.95	0.038	1.00
Pt Ctral		-0.001	0.361	-0.00	0.998	1.00

Nota: fuente: elaboración propia

Tabla 18.

Análisis de varianza (ANOVA)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	8	1079.26	134.907	473.86	0.002
Lineal	3	848.34	282.780	993.25	0.001
Concentración de cianuro	1	2.59	2.588	9.09	0.095
Dosificación de carbón	1	372.51	372.509	1308.42	0.001
Tiempo	1	473.24	473.243	1662.25	0.001
Interacciones de 2 términos	3	223.94	74.647	262.20	0.004
Concentración de cianuro*Dosificación de carbón	1	0.43	0.428	1.50	0.345
Concentración de cianuro*Tiempo	1	1.65	1.647	5.79	0.138
Dosificación de carbón*Tiempo	1	221.87	221.867	779.30	0.001
Interacciones de 3 términos	1	6.98	6.975	24.50	0.038
Concentración de cianuro*Dosificación de carbón*Tiempo	1	6.98	6.975	24.50	0.038

Nota: fuente: elaboración propia

En las tablas 17 y 18 podemos ver de forma tabular el efecto de cada variable o factor de predicción con lo cual deducimos que las variables más preponderantes son: en primer lugar A: tiempo de cianuración, B: dosificación de carbón, la interacción A-B, la interacción A-B-C y A: concentración de cianuro, siguiendo el orden ya mencionado, como pudimos apreciar en las interacciones A-B y A-B-C tiene una sinergia quiere decir que se potencian entre si mientras que el resto de las interacciones de mitigan entre ellas siendo estas las siguientes interacciones A-C y B-C.

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0.533573	99.95%	99.74%	99.94

Ecuación del modelo matemático

a) *Tomando en cuenta todas las variables y sus interacciones tenemos la siguiente*

relación matemática:

Ecuación de regresión

$$\begin{aligned} \% \text{Recuperación} &= 1056 + 510 \text{ Concentración de cianuro} - 289.2 \text{ Dosificación de carbón} \\ &- 55.44 \text{ Tiempo} - 141.6 \text{ Concentración de cianuro} * \text{Dosificación de carbón} \\ &- 32.88 \text{ Concentración de cianuro} * \text{Tiempo} \\ &+ 16.67 \text{ Dosificación de carbón} * \text{Tiempo} \\ &+ 9.16 \text{ Concentración de cianuro} * \text{Dosificación de carbón} * \text{Tiempo} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Porcentaje de Recuperación} &= 1056 + 510 A - 289.2 B - 55.44 C - 141.6 A*B - 32.88 A*C \\ &+ 16.67 B*C + 9.16 A*B*C \end{aligned}$$

Una vez obtenido el modelo matemático se realizó una predicción de valores para cada variable predictora para así llegar a la extracción máxima obteniendo los valores para los tres factores como se puede ver en la tabla 19.

Tabla 19.

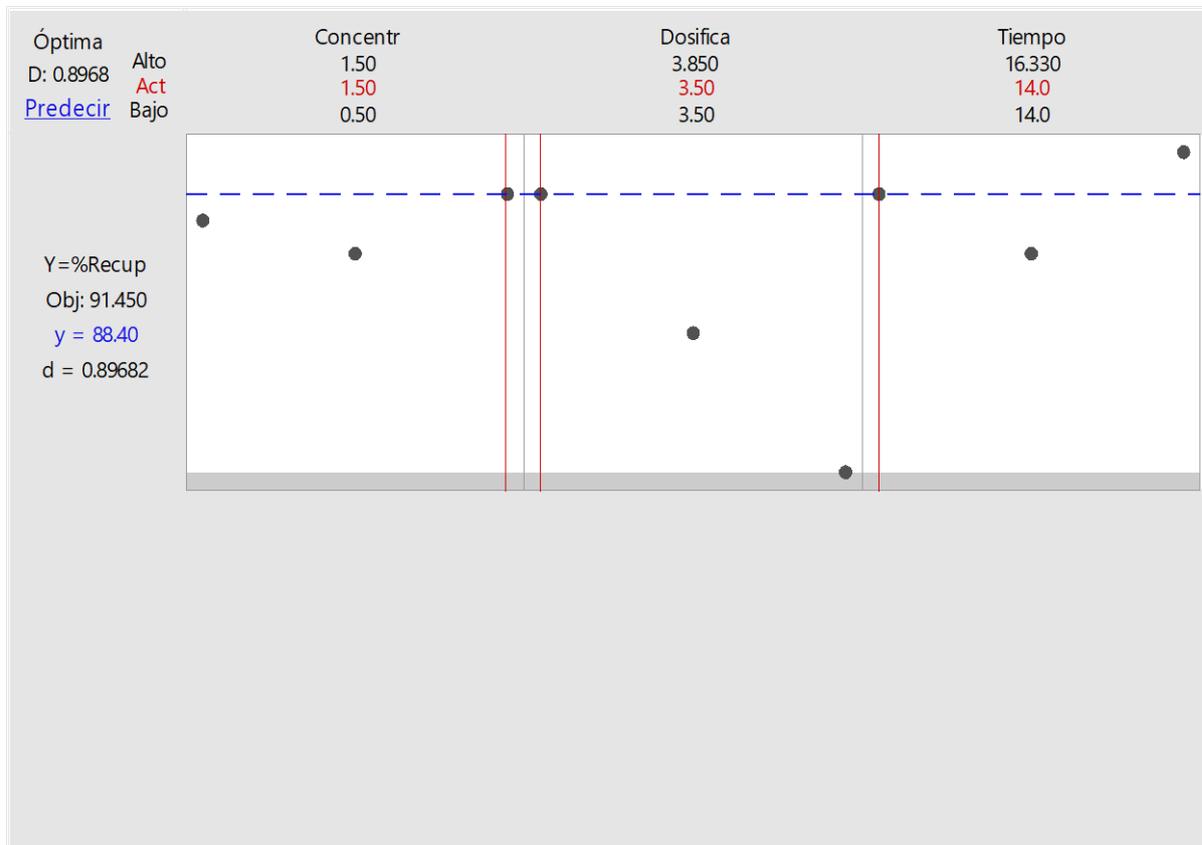
Factores óptimos para llegar a la máxima extracción de 91.45% con certeza de 95%

Variables		nivel superior	nivel inferior	Optimo
A	Concentración de cianuro (gr/L)	1.5	0.5	1.5
B	Dosificación de carbón (gr/tn)	3850	3500	3500
C	Tiempo de lixiviación (hr)	16.33	14	14

Nota: fuente: elaboración propia

Figura 17.

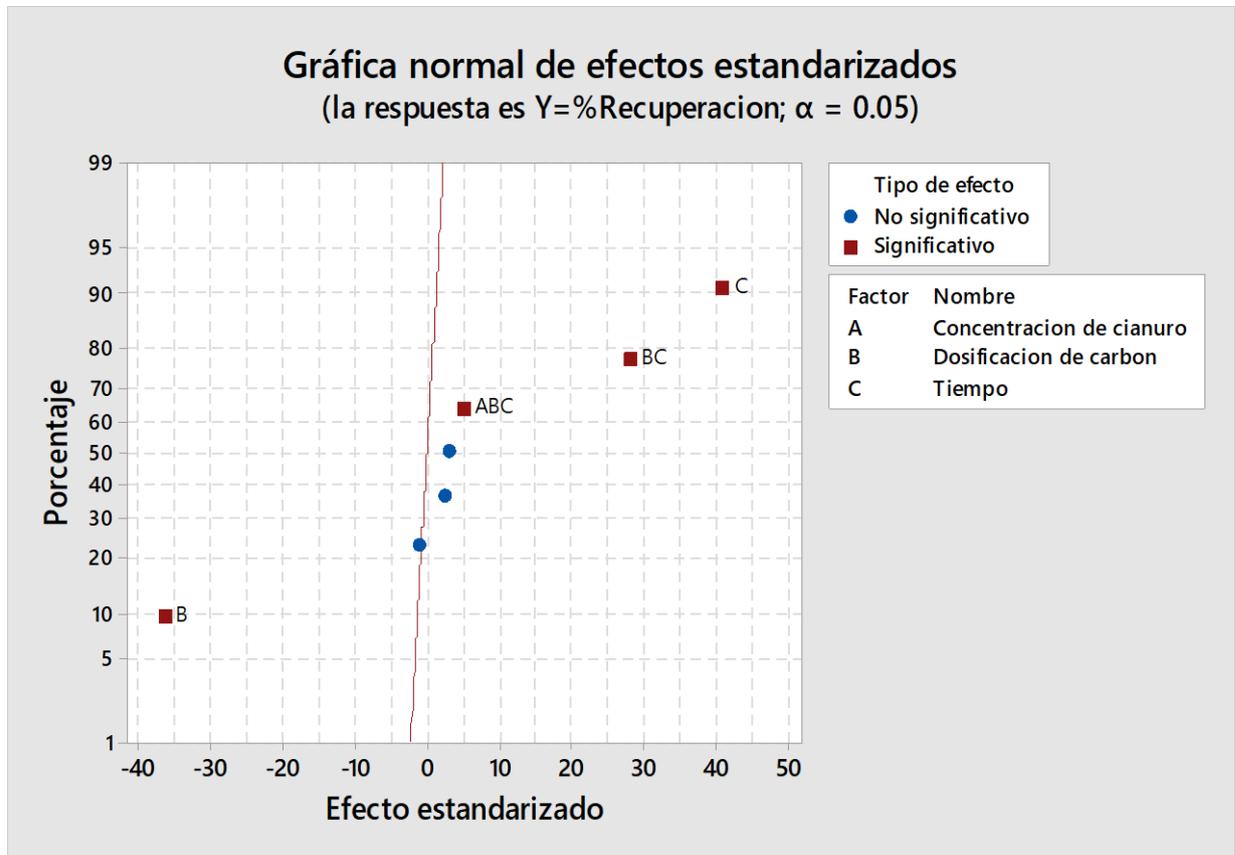
Gráfica de optimización



Nota: fuente: elaboración propia. Podemos observar que bajo los valores que nos darán el resultado más óptimo para nuestro fenómeno nuestras variables tienen incidencias negativas respecto a la dosificación de carbón mientras que los otros 2 factores tienen una incidencia positiva en la predicción

Figura 18.

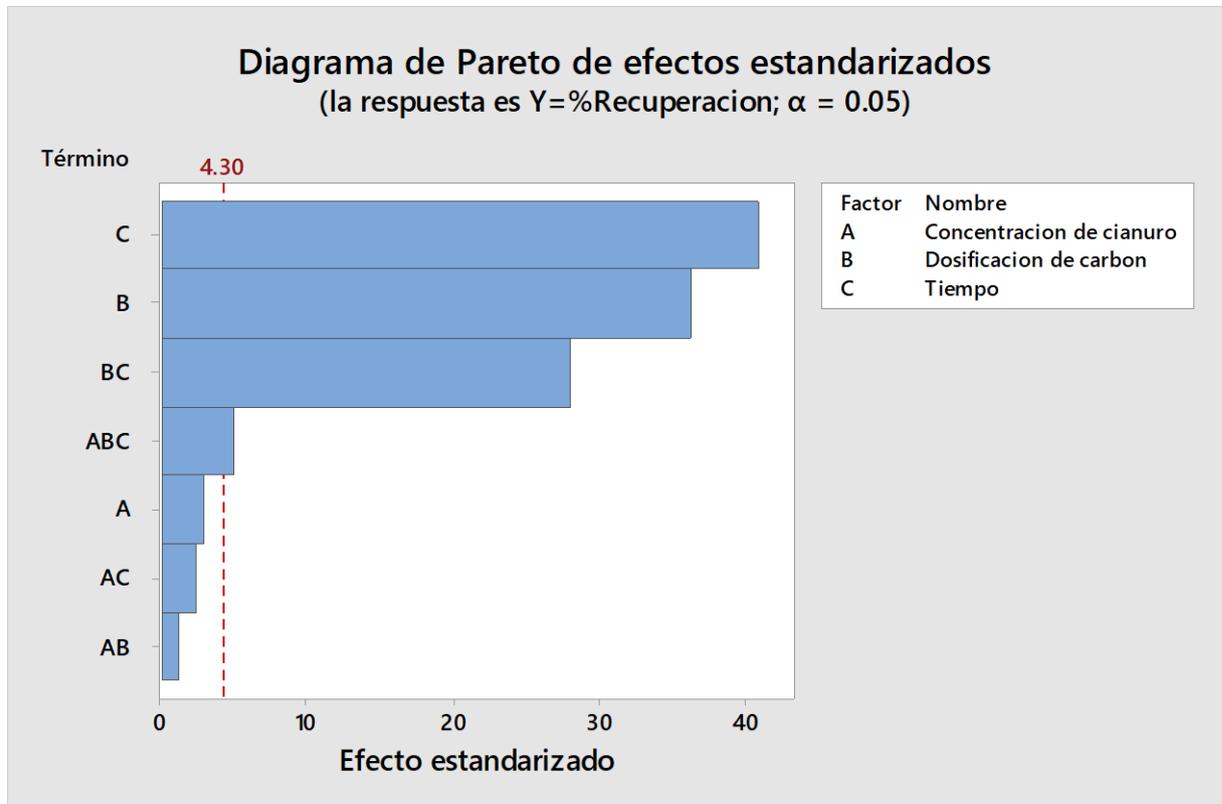
Gráfica de efectos estandarizados



Nota: fuente: elaboración propia. Por medio de la gráfica podemos deducir que los factores y sus interacciones de 2 a 2 y de los tres en conjunto a excepción de la interacción de dosificación de carbón, tiene alta incidencia en el fenómeno.

Figura 19.

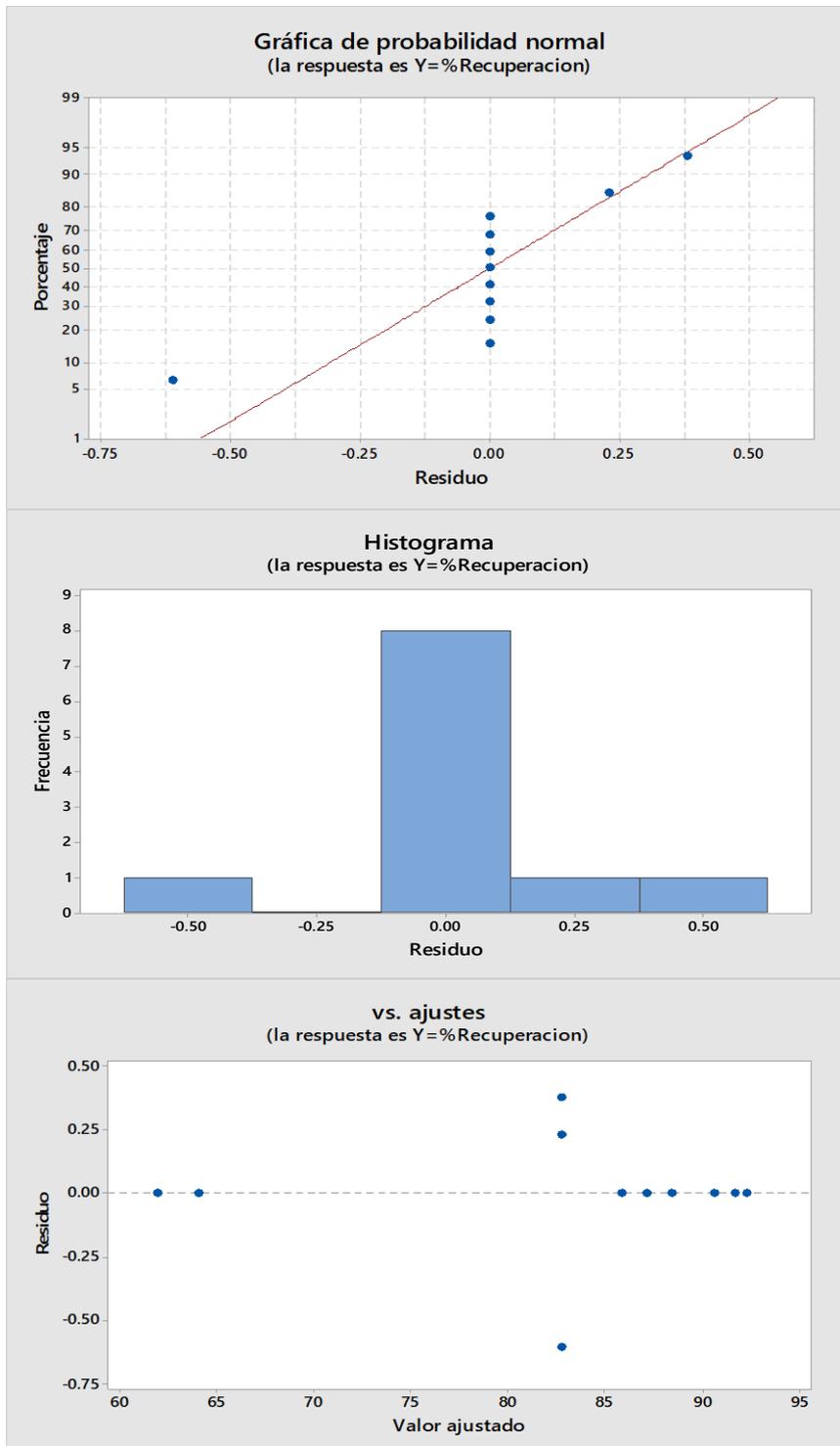
Diagrama de Pareto de efectos estandarizados



Nota: fuente: elaboración propia. La grafica de Pareto nos permite observar el nivel de incidencia de los factores de forma jerárquica, por lo cual podemos deducir que la concentración de cianuro, dosificación de carbón, tiempo de cianuración, así como la interacción de dosificación de carbón-tiempo así como la interacción de los 3 factores tienen una alta determinación en nuestro fenómeno de estudio

Figura 20.

Gráfica de residuos

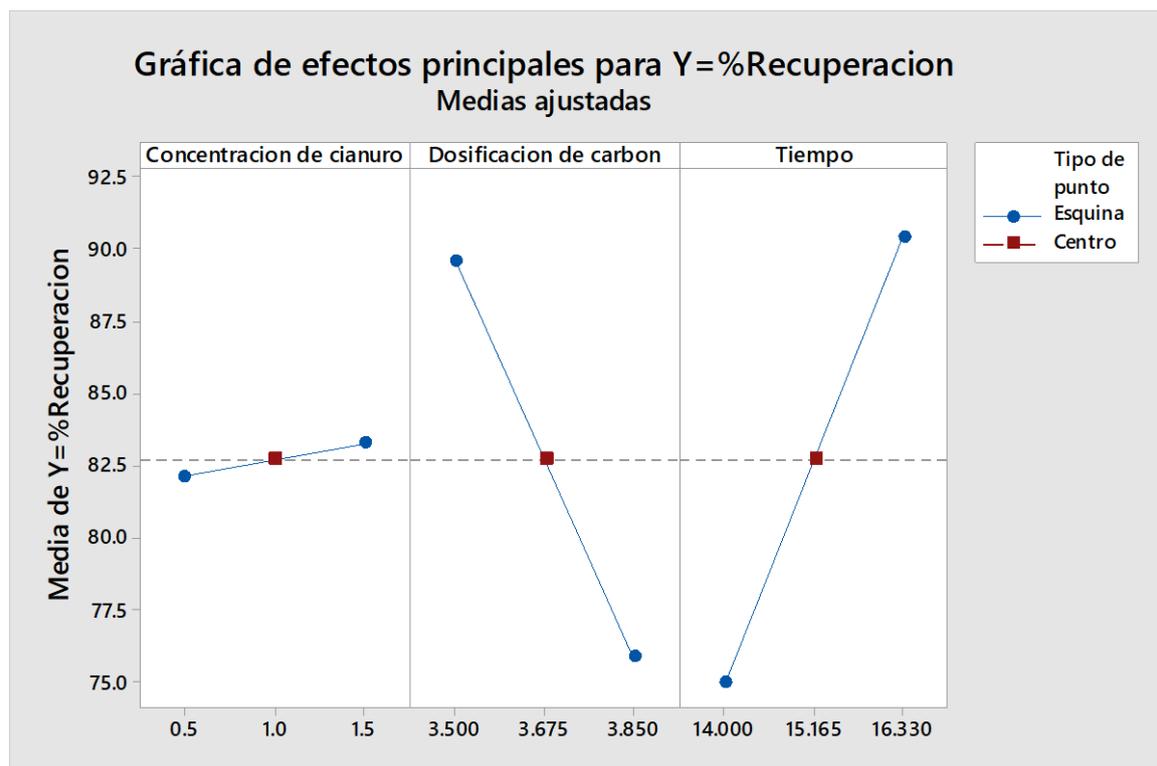


Nota: fuente: elaboración propia. Las gráficas de residuos nos permiten verificar la aleatoriedad de la data en nuestro fenómeno, según las gráficas vistas como la gráfica de

probabilidad podemos ver que nuestro conjunto de datos posee una distribución normal, mientras que las gráficas vs. ajuste y v.s orden nos ayudan a ver la existencia de sesgo en o comportamientos anómalos lo cual nos indica que el estudio guarda el supuesto de aleatoriedad.

Figura 21.

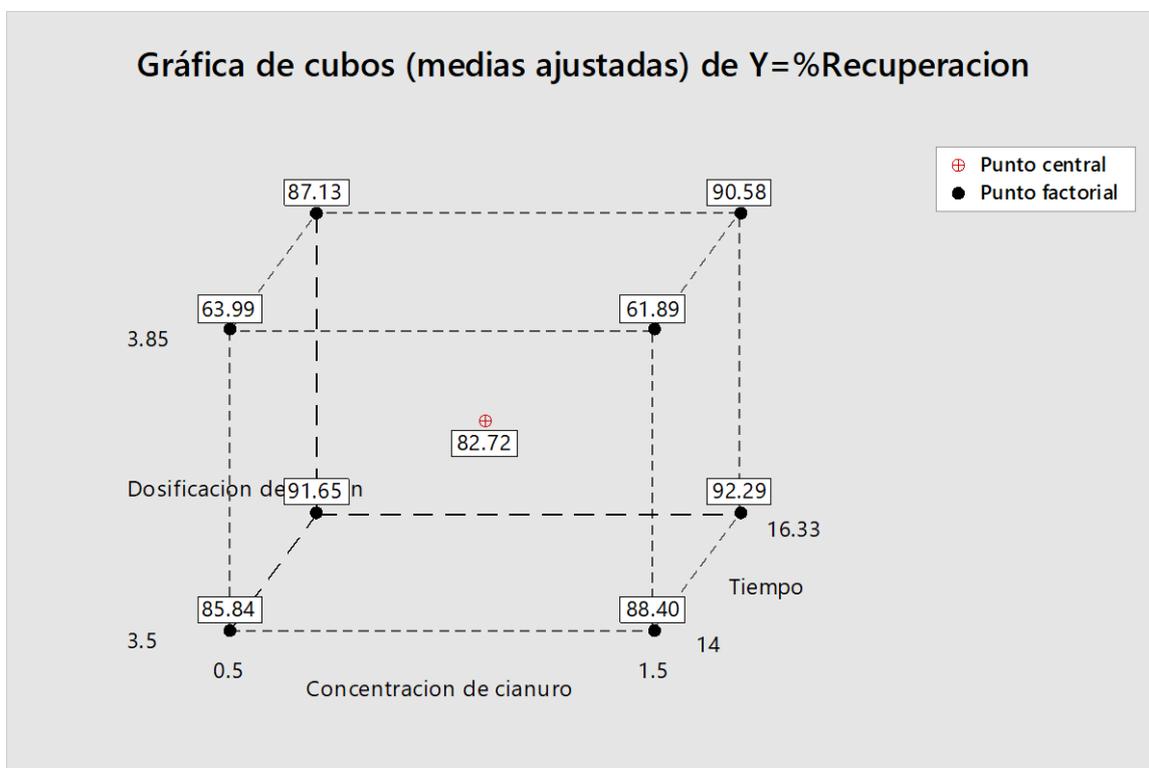
Gráfica de factoriales para el porcentaje de extracción



Nota: fuente: elaboración propia. La grafica de factoriales nos da a conocer el tipo y grado de incidencia de nuestros factores en el fenómeno para cual podemos ver que la concentración de cianuro tiene una leve inclinación positiva mientras que el tiempo de cianuración tiene una inclinación positiva más pronunciada a diferencia de la concentración de cianuro que tiene una pronunciada inclinación negativa

Figura 22.

Gráfica de cubos



Nota: fuente: elaboración propia. Esta gráfica nos representa las medias ajustadas a la recuperación, donde interactúan las 3 variables con sus valores máximos y mínimos.

6.4. Discusión

- La obtención de diferentes porcentajes de extracción en las pruebas de agitación según las tablas 6,7,8 y 9 hace que nos demos cuenta que variables como tiempo, concentración de cianuro deben ser tomadas en la prueba de dosificación de carbón, excluyendo de este grupo al pH, granulometría, debido a estudios de mineralización previos.
- Es por este motivo que en las pruebas de adsorción de oro con carbón activado se utilizan los mismos tiempos y concentraciones con, pero aplicando dosificaciones de carbón activado diferentes, para determinar de esta manera la recuperación de este oro disuelto en las soluciones cianuradas según las pruebas de agitación realizadas previamente.

- Las pruebas de dosificación de carbón arrojaron porcentajes de recuperación distintos que varían desde un 61% aproximadamente hasta un 92% aproximadamente, esto se debe quizá a fallas en los equipos o el mismo proceso de análisis químico, pero vemos que el modelo es capaz de predecir una recuperación óptima de 91.45%.
- El diseño factorial mediante el software minitab, es muy rápido y sencillo de realizar y las gráficas nos permite interpretar los valores y posibles sucesos del fenómeno, mediante este software pudimos determinar la importancia de ciertos factores o interacciones en la ecuación matemática, donde la dosificación de carbón, concentración de cianuro y tiempo, serán más influyentes en el fenómeno, según el valor p de la tabla de ANOVA.

CONCLUSIONES

1. Luego de realizadas las pruebas metalúrgicas de agitación para determinar la ley de solución del oro, con el cual se procederá a realizar las pruebas de adsorción de carbón. Se reconoció que parámetros como la concentración de cianuro, dosificación de carbón y tiempo son importantes en estas pruebas de agitación y de adsorción, con valores de 1.5 gr/L, 3,5 kg/tn y 14 horas respectivamente, para lograr una recuperación óptima de 91.45%.
2. La dosificación de carbón óptima, que nos va a permitir aumentar el porcentaje de recuperación de oro, para lograr un porcentaje de recuperación de 91.45%, nos indica según el diseño experimental que debe ser de 3.5kg/tn, a una concentración de cianuro de 1.5 gr/L y un tiempo de 14 horas.
3. La ecuación matemática que simula el proceso de recuperación de oro por el proceso de cianuración en la planta de beneficio CIA Minera Jerusalén S.A.C. es

$$\begin{array}{l} \text{Porcentaje} \\ \text{Recuperación} \end{array} \quad \text{de} = \quad 1056 + 510 A - 289.2 B - 55.44 C - 141.6 A*B - 32.88 A*C \\ + 16.67 B*C + 9.16 A*B*C$$

Donde:

A, concentración de cianuro

B, Dosificación de carbón

C, tiempo

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda una mayor seguridad en cuanto a la manipulación de los reactivos químicos peligrosos como son el cianuro y la soda caústica, utilizando los Epps correspondientes.
2. Se recomienda este trabajo de investigación tecnológica para futuras investigaciones con el propósito de optimizar los procesos de extracción en las diferentes empresas mineras.
3. Se recomienda, realizar pruebas de adsorción a partir de las soluciones, con diferentes carbones, para determinar una diferencia en los porcentajes de recuperación de oro.
4. Se recomienda realizar una investigación separada de los minerales óxidos y sulfuros para un mejor estudio de las variables influyentes en la investigación.
5. Se recomienda una adecuada manipulación segura y ordenada, para evitar contaminación de las pruebas experimentales realizadas, para obtener resultados precisos.

MATRIZ DE CONSISTENCIA				
OPTIMIZACION DE LA RECUPERACION DE ORO POR EL PROCESO DE CIANURACION EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA COMPANIA MINERA JERUSALEN S.AC- CHALA-AREQUIPA (Investigación tecnológica)				
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES E INDICADORES	METODOLOGÍA
<p>GENERAL ¿Será posible optimizar la recuperación del oro por el proceso de cianuración-carbón en pulpa (CIP) en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén SAC-distrito Chala-Arequipa?</p> <p>ESPECÍFICOS</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. ¿Cuáles serán las variables significativas para la recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP? 2. ¿Tendrá efecto la dosificación de carbón activado en la recuperación de oro por el proceso de cianuración-CIP? 3. ¿Cuál será el modelo matemático que representa la optimización de la recuperación de oro por el proceso de cianuración-CIP? 	<p>GENERAL Optimizar el porcentaje de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP en la planta de beneficio Jerusalén ubicada en el Chala, región Arequipa.</p> <p>ESPECÍFICOS</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Identificar las variables significativas en la recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP 2. Determinar la dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP que permita incrementar el porcentaje de recuperación del oro. 3. Determinar el modelo matemático de la optimización en la recuperación de oro por el proceso de cianuración-CIP. 	<p>GENERAL Es posible optimizar la recuperación de oro por el proceso de cianuración carbón en pulpa CIP en la planta de beneficio de la compañía minera Jerusalén S.A.C.</p> <p>ESPECÍFICAS</p> <ol style="list-style-type: none"> a) Las variables significativas son: la concentración de cianuro de sodio, tiempo de agitación y dosificación del carbón. b) La debida dosificación de carbón activado en el proceso de recuperación del oro por el proceso de cianuración-CIP permite incrementar el porcentaje de recuperación del oro. c) El modelo matemático permite simular el proceso de cianuración-CIP con base a las variables más significativas. 	<p>VARIABLE DEPENDIENTE Porcentaje de recuperación de oro</p> <p>VARIABLE INDEPENDIENTE:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Concentración de cianuro de sodio - Tiempo de agitación - Dosificación de carbón <p>DIMENSIONES:</p> <ul style="list-style-type: none"> - gr/L - h - gr/tn 	<p>NIVEL O TIPO DE INVESTIGACIÓN Correlacional Explicativa</p> <p>DISEÑO DE INVESTIGACION Factorial 2³</p> <p>POBLACIÓN Y MUESTRA POBLACIÓN Minerales de oro depositados en la Planta de Beneficio de la Compañía Minera Jerusalén S.A.C. distrito de Chala-Arequipa</p> <p>Muestra 30 kg</p> <p>METODOLOGIA</p> <ul style="list-style-type: none"> - Prueba metalúrgica - Soluciones cianuradas - Dosificación de carbón - Recuperación de oro <p>EQUIPOS E INSTRUMENTOS</p> <ul style="list-style-type: none"> - Agitadores - Pulverizador de anillos - Balanza analítica - Análisis químico - Materiales de vidrio - Software Minitab

Referencias Bibliográficas

- Adams, M. (1989). *THE CHEMISTRY OF THE CARBON-IN-PULP PROCESS*. Johannesburg.
- Aguilar R, J. F. (1989). *Preparación mecánica de minerales*. Editorial UNI, Lima –Perú.
- Andrade Lima, L. R. (2007). *Dynamic Simulation of the Carbon-in-Pulp and Carbon-in-Leach Processes*. Brazilian Journal of Chemical Engineering, Vol 24.
- Andrade, L., & Hodouin, D. (2005). *A Lumped Kinetic Model for Gold Ore Cyanidation*. Hydrometallurg, Vol 79.
- Astucuri T, V. (1984). *Principios de hidrometalurgia y algunas aplicaciones fundamentales*. Editorial Gol S.R. Ltda - Perú.
- Ballester V, S. (2000). *Metalurgia extractiva, fundamentos*. Editorial Síntesis. Madrid - España.
- Barrios, G. (1992). *Importancia del control de molienda en minerales auríferos*. Taller de metalurgia extractiva Tepsup, Lima – Perú.
- Barsky, G., Swaison, S. J., & Easley, N. (1935). "Dissolution of gold and silver in cyanide solutions." *Tras. Am. Inst. Min.- Metal. Engrs*, 112: 660-667.
- Bodlaender., Z. A. (1986). *Chem*. 583–587.
- Brison, R. J., Elmore, C. L., & Mitchell, P. (1989). *Utilization of Oxygen in Leaching and/or Recovery Procedures Employing Carbon*. United States Patent, Mar 28 1989.
- Bustinza, V. V. (2019). "Estudio del uso de nitrato de plomo para optimizar la recuperación de oro en el proceso de cianuración."
- Crundwell, F.K. & Godorr, S.A. (1997). *A mathematical model of the leaching of gold in cyanide solutions*. hydrometallurgy, Vol 44, pp. 147-162.
- Deschênes, G., Lacasse, S., & Fulton, M. (2003). *Improvement of Cyanidation Practice at Golcorp Red Lake Mine*. Minerals Engineering, Vol 16.
- Ellis, S., & Senanayake, G. (2004). *The effects of Dissolved Oxygen and Cyanide Dosage on Gold Extraction from a Pyrrhotite-Rich Ore*. Hydrometallurgy, Vol 72.

- Ellis, S., & Senanayake, G. (2004). *The Effects of Dissolved Oxygen and Cyanide Dosage on Gold Extraction from a Pyrrhotite-Rich Ore*. Hydrometallurgy, Vol 72.
- Elsner, J. (1846). *Chem.*
- Fleming, C. A. (1992). *Hydrometallurgy of Precious Metals Recovery*. Hydrometallurgy, Vol 30.
- Fleming, C. A., & Nicol, M. J. (1984). *The absorption of gold cyanide onto activated carbon. III. Factors influencing the rate of loading and the equilibrium capacity*. J. S. Afr. Inst. Min. Metall, vol. 84.
- Flores C., F. (2016). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – minera Aruntani SAC. Tesis para optar el título de Ingeniero Químico. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.*
- Galarza, M. A. (1991). *Control químico de soluciones cianuradas*. Guayaquil. Ecuador.: Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- Ibragimova, R. I., Mil'chenko, A.I. & Vorob'ev-Desyatovskii, N.V. (2007). *Criteria for Choice of a Brand of Activated Carbon for Hydrometallurgical Recovery of Gold from Ore Pulps in Carbon-in-Leaching and Carbon-in-Pulp Processes*. Russian Journal of Applied Chemistry, Vol 80.
- Jal, E. F. (1846). *Chem.*
- Janin, L. (1892). *Cyaniding Gold and Silver Min. Ind.*
- Jones, W. G. (s.f.).
- Jones, W., & Linge, H. (1988). *Effect of Ore Pulp on the Adsorption Rate of Gold Cyanide on Activated Carbon*. Amsterdam: Elsevier Science Publishers B. V.
- Kondos, P., & Deschénes, G. &. (1995). *Process Optimization Studies in Gold Cyanidation*. Hydrometallurgy.

- Kunter, R. S., & Turney, J. R. (1986). *Gold Recovery Process*. United States Patent, Mar 25 1986.
- León, D. J. (2022). *Optimización del proceso CIP, mediante variables de concentración de cianuro, pH y temperatura, en la adsorción de oro, en la mina Santa Bárbara de Trujillo*". Piura.
- Ling, P., Papangelakis, V., & Argyropoulos, S. &. (1996). *An improved rate equation for cyanidation of a gold ore*. Canadian Metallurgical Quarterly, Vol 35.
- Macassi, J. y Rivas, E. (1989). *Nueva técnica hidrometalúrgica, para mejorar la extracción de oro en materiales piríticos. I Simposio Internacional de Metalurgia, Tepsup. Lima - Perú*.
- Marsden, J., & House, C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. U.S.A.: 2nd Edition, The Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc.
- Marsden, J., & House, I. (1992). *The chemistry of Gold Extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2 edition.
- Medina, L.F. (1998). *Investigando en ingeniería*. Edit. UNAS, Arequipa – Perú.
- Medina, G. (1999). *Proyecto Minería Artesanal y Pequeña Minería – Componente Ica – Arequipa*. En: mesa redonda sobre gestión ambiental en la minería artesanal: Proyecto GAMA – COSUDE. Lima. Perú.
- Méndez, R., Medina, E., Quinta, C., Rene, E., & Sauri, M. (2002). *Tratamiento de lixiviados con carbón activado*. Ingeniería 6-3, 19-27.
- McDougall, G. (1985). *Recovery of Gold and/or Silver from Cyanide Leach Liquors on Activated Carbon*. United States Patent, Jul 9 1985.
- Misari Ch., F.S. (1993). *Metalurgia del oro, Volumen I y II, Primera Edición*, editorial Litoral, Lima - Perú.
- Palacios, C.S. (1994). *Ingeniería de lixiviación*, CONCYTEC.

- Palacios, C.S. (1994). Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido (Proceso Severo).
- Parga, J., Valenzuela, J., & Francisco, C. T. (2007). *Pressure Cyanide Leaching for Precious Metals Recovery*. Aqueous Processing.
- Piscoya, K. L. (2018). *Estudio de la lixiviación por agitación empleando el proceso CIP para la recuperación de oro de la minera de Eco Cori S.A. Juliaca*. Tacna.
- Quiroz M, I. (2001) Ingeniería metalúrgica: Operaciones unitarias en procesamientos de minerales. Editorial UNI, Lima – Perú.
- Rivera Z, J. H. (2003). Compendio de conminución. Editorial e Imprenta UNMSN.
- Soto, A. E., & (1943), c. s. (2021). *Evaluación de la cianuración de concentrados de oro y plata*. Arequipa.
- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of Gold Cyanidation*. Master of Science (Technology) thesis. Lappeenranta University of Technology
- Stange, W. (1999). The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallrgy*.
- Vargas G, J. (1995). Metalurgia del oro y la plata. Editorial San Marcos, Lima – Perú.
- Yannopoulos, J. C. (1991). *The extractive metallurgy of gold*. New York: Edition. Van Nostrand Reinhold. .
- Zheng, J., Riychie, I., Broody, L., & P., S. (1995). *Study of Gold Leaching in Oxygenated Solutions Containing Cyanide-Copper-Ammonia Using a Rotating Quartz Crystal Microbalance*. Hydrometallurgy.

ANEXOS

Figura 23.

Cuarteo y pesado de mineral para el análisis y la prueba metalúrgica



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 24.

Secado y enfriado de mineral en una mufla de 250°C de temperatura.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 25.

Lavado y limpieza de la olla de pulverizar.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 26.

Vertido y pulverizado de cada mineral contenido en cada bandeja.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 27.

Asegurado y temporizar la pulverizadora para la operación.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 28.

Muestra pulverizada para determinación de malla -200.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 29.

Parte pasante o fina y parte gruesa o retenida utilizado para determinación de malla -200.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 30.

Determinación de malla -200, dividiendo el pasante entre el total.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 31.

Mineral pulverizado



Nota: fuente: elaboración propia. Bandeja 1, mineral pulverizado para análisis de cabeza. Bandeja 2, mineral pulverizado para prueba metalúrgica

Figura 32.

Prueba metalúrgica 1 en reactor de agitación



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 33.

Mezcla de floculante con agua utilizado para lavar la prueba metalúrgica



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 34.

Muestras de líquido (pls) y sólido (ripio) obtenidas de la prueba metalúrgica.



Nota: fuente: elaboración propia.

Figura 35.

Planta de Beneficio CIA MINERA JERUSALEN S.A.C.



Nota: fuente: elaboración propia.