



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**INFLUENCIA DEL TIEMPO DE LIXIVIACIÓN IN SITU Y
CONCENTRACIÓN DE NaCN SOBRE EL PORCENTAJE DE
RECUPERACIÓN DE Au EN LA UNIDAD MINERA UTUNSA, DE
LA EMPRESA ANABI S.A.C. ENTRE LAS REGIONES DE CUSCO
Y APURIMAC.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. LUIS AVILES CISNEROS PINO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2023



NOMBRE DEL TRABAJO

INFLUENCIA DEL TIEMPO DE LIXIVIACIÓN IN SITU Y CONCENTRACIÓN DE NaCN SOBRE EL PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN

AUTOR

LUIS AVILES CISNEROS PINO

RECUENTO DE PALABRAS

14851 Words

RECUENTO DE CARACTERES

73957 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

92 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

10.7MB

FECHA DE ENTREGA

Sep 19, 2023 2:09 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Sep 19, 2023 2:10 PM GMT-5

● **8% de similitud general**

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

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 1% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

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


Oswaldo L. Maynas Coador
INGENIERO METALURGISTA
CIP: 62592
ASESOR.


Dir. Darssy Argélida Carpio Ramos
Directora de la Unidad de Investigación
EPIM



DEDICATORIA

Con todo cariño a mi padre: Simón y Berta, por su invaluable tranquilidad y esfuerzo, por inculcarme siempre el camino del bien y quienes me dieron su apoyo moral y material en todo momento para cumplir con mi objetivo.

A mis hijas Dayana Madeleyne, Anyeli Mirella y a mi amada Yuliana Olinda, por participar tan positivamente en mi vida haciendo que sea mejor cada día como persona y como profesional.

Como olvidar el apoyo de mis hermanos: Artemio Silvio y María Yaquely, por siempre creer en mí y siempre estar dispuestos a ayudarme en los instantes más difíciles en mi vida durante mi carrera profesional.

Luis aviles



AGRADECIMIENTO

Doy gracias a Dios, por darme salud y la conformidad de compartir todas estas lindas experiencias, que me permiten seguir luchando y trabajando por la vida y por mi familia.

A la casa superior de estudios Universidad Nacional del Altiplano, la escuela profesional de ingeniería metalúrgica, a mis queridos docentes y personal administrativo, por orientarme en mi desarrollo de formación académica, hasta lograr ser Ingeniero metalurgista, que en el momento dispongo el cimiento de mi savia profesional.

Reconozco incomparablemente a los señores miembros del jurado y asesor del presente proyecto de exploración, por sus apropiadas reflexiones, consejos para el progreso y poder concluir el presente propósito de exploración.

Mi reconocimiento a la Unidad Minera Utunsa – Anabi SAC. por su apoyo y disposición para cumplir con este trabajo de investigación.

Luis aviles



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	13
ABSTRACT.....	14
CAPITULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	16
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	16
1.2.1. Problema general.....	16
1.2.2. Problemas específicos	16
1.3. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO	17
1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.4.1. Hipótesis general	17
1.4.2. Hipótesis específica.....	18
1.5. OBJETIVOS.....	18
1.5.1. Objetivo general	18
1.5.2. Objetivos específicos	18

CAPÍTULO II

REVISION DE LITERATURA



2.1.	ANTECEDENTES	19
2.2.	MARCO TEORICO	22
2.2.1.	Cianuro de Sodio en la extracción de oro	22
2.2.2.	Aspectos frecuentes de la química del cianuro	23
2.2.3.	Termodinámica en proceso de cianuración.....	29
2.2.4.	Lixiviación por Agitación	31
2.2.5.	Principales factores que afectan la lixiviación por agitación	33
CAPITULO III		
MATERIALES Y MÉTODOS		
3.1.	ZONA DE ESTUDIO.....	41
3.1.1.	Ubicación Geográfica.....	41
3.1.2.	Vías de Acceso	42
3.2.	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	43
3.2.1.	Población.....	43
3.2.2.	Muestra.....	43
3.3.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	44
3.3.1.	Variables independientes	44
3.3.2.	Variable Dependiente.....	44
3.4.	TÉCNICAS DE RECOJO DE INFORMACIÓN	44
3.5.	METODOLOGÍAS PARA EL TRATAMIENTO DE LA INFORMACIÓN	44
3.6.	INSTRUMENTOS DE RECOJO DE INFORMACIÓN	45
3.7.	REPRESENTACIÓN del proyecto metalurgico UTUNSA	46
3.8.	DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE lixivacion de UTUNSA	47
3.8.1.	Plan de procesamiento de beneficio	47



3.8.2. Los componentes del proceso de lixiviación	48
3.9. VARIABLES	55
3.10. ANÁLISIS DE LA PRUEBA.....	55
CAPITULO IV	
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1. RESULTADOS.....	57
4.1.1. Resultados de las pruebas experimentales	57
4.1.2. Características del mineral	57
4.1.3. Estudio de granulometría	59
4.1.4. Determinación de la concentración de nacr para obtener un mayor % de recuperación.	60
4.1.5. Parámetros del proceso de cianuración	61
V. CONCLUSIONES	84
VI. RECOMENDACIONES	85
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	86
ANEXOS.....	89

AREA: Metalurgia Extractiva

TEMA: Lixiviación de Oro

Fecha de sustentación: 21 de setiembre del 2023.



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Comportamiento electroquímico del cianuro.	28
Figura 2. Esquema de nivel de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O$ – CN^- a 25°C.	30
Figura 3. Esquema de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - Cl$ a 25 °C.	31
Figura 4. Tipos de agitación.	33
Figura 5. Efecto del pH sobre el comportamiento volumétrico para un electrodo de carbón vitreo GCE a 25 mV/s en solución cianurada aireada de cianuro de sodio = 0.1 M.	37
Figura 6. Formación de HCN y CN^- libre en soluciones acuosas en función del pH.	38
Figura 7. Efecto de la T° en la disolución de Au a 0.25% KCN.	38
Figura 8. Tipos de Impulsores. Fuente: Caceres Arena, 2007, página. 67.	39
Figura 9. Ubicación del Proyecto Minero UTUNSA.	43
Figura 10. Muestra llenada a pad	43
Figura 11. Capa de geomembrana de polietileno del tipo HDPE	49
Figura 12. Capa de material llamada over liner	49
Figura 13. Pad de piso inclinada para que la solución se drene en una sola salida	50
Figura 14. Tuberías laterales y principales perforadas de HDPE de doble pared de 100 a 300 mm Ø de diámetro.	51
Figura 15. Armado del sistema de riego con tubería HDPE de 6" Ø como matriz con sus válvulas de compuerta y mangueras de ½" Ø	52



Figura 16.	Terminado su ciclo de riego, se retira el sistema de riego para dar paso al llenado de nuevo mineral.....	53
Figura 17.	Diagrama de flujo o Flow Sheet: UTUNSA-ANABI S.A.C.....	54
Figura 18.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	62
Figura 19.	Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.....	63
Figura 20.	Consumo de NaCN y cal.	63
Figura 21.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	66
Figura 22.	Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.....	66
Figura 23.	Consumo NaCN y cal.	67
Figura 24.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	69
Figura 25.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	70
Figura 26.	Consumo de Reactivos (NaCN y Cal).....	70
Figura 27.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	72
Figura 28.	Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.....	73
Figura 29.	Consumo de reactivos (NaCN y Cal).	73
Figura 30.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	77
Figura 31.	Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.....	78
Figura 32.	Consumo de reactivos (NaCN y Cal).	78
Figura 33.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	81
Figura 34.	Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.....	82
Figura 35.	Consumo de reactivos (NaCN y Cal).	82



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Esquema de diferentes técnicas de lixiviación de minerales.	25
Tabla 2. Contenido de HCN en función del pH.	37
Tabla 3. Coordenadas de ubicación en WGS-84.	41
Tabla 4. Vías de acceso para llegar al Proyecto Minero UTUNSA – Ruta 1	42
Tabla 5. Vías de acceso para llegar al Proyecto Minero UTUNSA – Ruta 2	42
Tabla 6. Operacionalización de variables.	44
Tabla 7. Estudio del mineral de cabeza por Au, Ag, Fe, Si, y otros del proyecto minero Utunsa.	58
Tabla 8. Características del mineral que ingresan a Pads de lixiviación	58
Tabla 9. Análisis granulométrico valorado	60
Tabla 10. Análisis granulométrico valorado	60
Tabla 11. Condiciones de lixiviación en la prueba experimental 1.	61
Tabla 12. Resultado de lixiviación de la prueba experimental 1.	62
Tabla 13. Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 1	64
Tabla 14. Condiciones de lixiviación en la prueba experimental 2.	65
Tabla 22. Resultado de lixiviación de la prueba experimental 4.	77
Tabla 23. Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 4	79



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Au	: Oro
NaCN	: Cianuro de sodio.
AgNO₃	: Nitrato de plata
KI	: Ioduro de potasio
g	: Gramo
GE	: Gravedad específica
Kg	: Kilogramo
Kg/m²	: Kilogramos por metro cuadrado
Oz	: Onza
Tn	: Toneladas
Tn/h	: Tonelada por hora
m³	: Metro cúbico
m³/h	: Metro cúbico / hora
L	: Litros
ml	: Mililitros
L/min	: Litros por minuto
g/cm³	: Gramos por centímetro cúbico
g/L	: Gramos por litro
%	: Porcentaje
pH	: Potencial de hidrógeno
ppm	: Partes por millón
µm	: Micrones
µ	: Micra
t	: Tiempo



°C	: Grados Celsius
h	: Hora
min	: Minutos
s	: Segundos
Fe	: Hierro
Ca	: Calcio
cm	: Centímetros
m	: Metros
Km	: Kilómetros



RESUMEN

El presente proyecto de investigación denominado “Influencia del tiempo de lixiviación in situ y concentración de cianuro de sodio sobre el % de recuperación de oro en la unidad minera Utunsa, de la empresa ANABI S.A.C. entre las regiones de Cusco y Apurímac”, se beneficia mineral aurífero en pads con una producción diaria de 15,000 Tn/día, con una ley de cabeza de 0.353 g/Tn de oro, su propósito es determinar en qué medida influye el tiempo de lixiviación in situ y la concentración de cianuro de sodio en el % de recuperación de oro; ante esto, nos hemos permitido sistematizar la investigación a mayor tiempo de lixiviación in situ en pad y la concentración de cianuro de sodio aumenta el % de recuperación de oro, utilizando la metodología cuantitativa y descriptiva con un diseño metodológico experimental, que consiste en tomar muestra y población, siguiendo el proceso metalúrgico de recuperación de oro; el logro de los resultados nos permitió determinar la influencia del tiempo de lixiviación in situ en un periodo de 21 días a 85 días, con una concentración de NaCN a 250 ppm, logrando un consumo de 0.210 a 0.55 kg/Tn de cianuro de sodio para obtener el mayor % de recuperación de oro de un mineral aurífero, esto nos lleva a concluir el tiempo de lixiviación y concentración de cianuro de sodio en la interacción de los dos parámetros que interactúan en la recuperación de oro. Por lo tanto, se recomienda continuar evaluando otros parámetros y variables en los pad de lixiviación.

Palabras Clave: Cianuro de sodio, Lixiviación, Minerales oxidados, Oro, Pad



ABSTRACT

The present research project called "Influence of in situ leaching time and NaCN concentration on the % recovery of Au in the Utunsa mining unit, of the company ANABI S.A.C. between the regions of Cusco and Apurimac", gold-plated ore is benefited in pad with a daily production of 15,000 Tn/día, with a head grade of 0.353 g/Tn of Au, its purpose is to determine to what extent leaching time influences in situ and sodium cyanide concentration in % gold recovery; Given this, we have allowed ourselves to systematize the investigation to a longer time of leaching in situ in pads and the concentration of sodium cyanide increases the % of gold recovery, using the quantitative and descriptive methodology with an experimental methodological design, which consists of taking a sample and population, following the metallurgical process of gold recovery; The achievement of the results allowed us to determine the influence of the in situ leaching time in a period of 21 days to 85 days, with a concentration of NaCN at 250 ppm, achieving a consumption of 0.210 to 0.55 kg/Tn of sodium cyanide for obtain the highest % gold recovery from a gold mine, this leads us to conclude the leaching time and sodium cyanide concentration in the interaction of the two parameters that interact in gold recovery. Therefore, it is recommended to continue evaluating other parameters and variables in the leach pad.

Keywords: Gold, Leaching, Oxidized minerals, Pad, Sodium cyanide



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Las empresas mineras de Perú buscan constantemente los mejores métodos para aumentar sus rendimientos de oro a partir de minerales que contienen el metal precioso además de otros elementos de valor, como cianuros y refractarios.

Se realizaron pruebas de exploración metalúrgica respecto a los componentes que interactúan en el proceso de lixiviación y las variables más significativas que intervienen en el mismo, como parte de una revisión global de los procesos tecnológicos de análisis y tratamiento de materiales refractarios en la "Unidad minera de Utunsa" de la empresa "ANABI S.A.C.", con el objetivo de lograr resultados óptimos y más rentables.

En particular, cuando el oro está encapsulado y disperso en minerales de sulfuro, donde se concentra en porcentajes elevados en diámetros inferiores a 20 μ m, surgen complicaciones durante el método de lixiviación del mineral de oro. Del mismo modo, se detecta oro submicroscópico, lo que añade complejidad al proceso de tratamiento.

Cuando se utiliza la lixiviación para procesar recursos auríferos, los minerales con concentraciones significativas de sulfuros de hierro, como marcasita, pirita y pirrotita, tienden a descomponerse en la solución de lixiviación. Del mismo modo, cuando se disuelven metales valiosos en minerales que contienen oropimente, rejalgá y arsenopirita, los productos de descomposición pueden tener efectos secundarios indeseables. Estos compuestos, conocidos como minerales refractarios, suelen incluir oro en forma encapsulada.

De esta forma, el estudio fue presentado y desarrollado con base en el objetivo y el fundamento de la propuesta, a saber, la necesidad de lograr la estabilidad de la



recuperación de oro, ya que se evaluarán los posibles efectos en la composición, no existen condiciones estables en la lixiviación del proceso para determinar la razón de la baja tasa de recuperación de oro.

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

En la Unidad Minera Utunsa de la Empresa ANABI S.A.C. cuyo proceso es por lixiviación de mineral aurífero, para la recuperación a partir de mineral oxidado con alto contenido de refractarios, digno a la baja recuperación de oro, generando perdidas, por lo tanto, el propósito es determinar en qué medidas el pedido de lixiviación in situ, la concentración de cianuro de sodio NaCN, afectan en la obtención de oro, siendo que estas variables se encuentran inserta a diferentes cambios y variaciones por diferentes circunstancias se llega a formular.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema general

¿En qué medida influye el tiempo de lixiviación in situ y la concentración de cianuro de sodio (NaCN) en el porcentaje de recuperación de oro (Au) en la Unidad Minera Utunsa, de la Empresa ANABI S.A.C. entre las regiones de Cusco y Apurímac?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿En qué medida influye el tiempo de lixiviación para obtener el mayor % recuperación de oro de un mineral aurífero?
- ¿En qué medida influye la concentración de cianuro de sodio para obtener el mayor % recuperación de oro de un mineral aurífero?



1.3 JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

La minería es parte de la historia y desarrollo económico del Perú, poseyendo una gran categoría ya que actualmente se conoce como uno de los primeros elementos productoras de ingreso para el país. Existen en el país un sin número de empresas mineras, por eso proponemos mejorar la recuperación de oro, aplicando lixiviación in situ con cianuro de sodio, persiguiendo las cuantificaciones y ordenamientos apropiados; con ello obviamos grandes pérdidas de materia prima y de insumos, también fingimientos a la salud humana y grandiosos deterioros ambientales, con la contaminación de ríos, suelos y otros, debido a que los restos artificiales son evacuados sin ningún procedimiento, peor aún los gases de óxidos nitrosos son expuestos a la atmosfera. El conocimiento de este trabajo diseña opciones para la perfección del porcentaje de recuperación de oro en función del tiempo de lixiviación del mineral oxidado con refractario y pad de lixiviación y el proceso de refinación de oro con cianuro de sodio (NaCN), este es un procedimiento que se basa en la separación por la precipitación de uno de los componentes en la mezcla, y esto admite que la separación sea perceptible poseyendo así mayor eficacia en el procedimiento.

1.4 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Hipótesis general

El tiempo de lixiviación in situ y la concentración de cianuro de sodio (NaCN) influyen positivamente en el porcentaje de recuperación de oro (Au) en la Unidad Minera Utunsa, de la Empresa ANABI S.A.C. entre las regiones de Cusco y Apurímac.



1.4.2 Hipótesis específica

- El tiempo de lixiviación influye positivamente en el porcentaje de recuperación de oro de un mineral aurífero, es decir, a mayor tiempo de lixiviación, mayor será el porcentaje de recuperación de oro.
- La concentración de cianuro de sodio influye positivamente en el porcentaje de recuperación de oro de un mineral aurífero, es decir, a mayor concentración de cianuro de sodio, mayor será el porcentaje de recuperación de oro.

1.5 OBJETIVOS

1.5.1 Objetivo general

Determinar en qué medida influyen el tiempo de lixiviación in situ y la concentración de cianuro de sodio en el % de recuperación de oro, en la unidad minera Utunsa, de la empresa ANABI S.A.C. entre las regiones de Cusco y Apurímac.

1.5.2 Objetivos específicos

- Determinar el tiempo de lixiviación para obtener la mayor % de recuperación de oro de un mineral aurífero.
- Determinar la concentración de cianuro de sodio para obtener la mayor % de recuperación de oro de un mineral aurífero.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES

Ramírez y Sánchez (2016) Llegaron a la conclusión de que una concentración de NaCN de 1000 ppm dio excelentes datos de recuperación de Au. Se determinó el periodo de lixiviación para la obtención de Au del mineral de Au mixto de Minera Danzing y se obtuvieron altas recuperaciones. De las interacciones de las variables, el periodo de lixiviación de 12 h y la concentración de NaCN de 1000 ppm fueron las mejores con una recuperación promedio de Au de 93.69%.

Rojas (2003) Se concluyó que el oro podría recuperarse completamente por cianuración a concentraciones de KCN de 0.06 g/L, pH 10,5, una T° de 75 °C y un periodo de lixiviación de casi 24 h. A temperatura ambiente (25°C), el tiempo de lavado fue de 96 horas y todavía se podía lograr la misma recuperación la concentración de reactivos sera la misma. El aumento de la temperatura durante la lixiviación es un factor importante en la cianuración porque reduce el tiempo requerido para el incremento significativo en la recuperación de oro de 72 horas al 86% (más del 90%). Solo 6 horas a temperatura ambiente. La temperatura es de 75 °C y la concentración del reactivo KCN es de 0.06 g/L.

Moscoso (2018) Se concluyó que las pruebas de desorción se pueden realizar con una concentración de 0.1 % de NaCN en comparación con 1.0 % de NaCN y 18 % de etanol (C₂H₅OH) utilizados en una unidad de desorción asistida por carbón, mostrando un consumo mínimo de reactivo (NaCN) y tiempos de ejecución más cortos. la tasa final de recuperación de oro disuelto aumenta ligeramente, lo que resulta en costos reducidos



y un ciclo optimizado. El proceso de desorción se optimizó para lograr una eficiencia de desorción del 96.22 % (equilibrio total) en 24 h a concentraciones de 1.0 % NaOH, 0.10 % NaCN y 18 % C₂H₅OH y la solución eluyente o desorbente. La variable más ilustrativa para determinar el eluyente o solución desorbente es el porcentaje de NaCN en el desorbente. Se observó que el consumo de NaCN en la prueba de concentración de NaCN al 0.1% fue significativo en comparación con el consumo en la prueba de concentración de NaCN al 1.0%, lo que corresponde a una reducción significativa en los costos operativos.

Rivera (2009) Las mismas condiciones se han encontrado en las prácticas de mineral de otras compañías mineras donde, en los peores casos, la lixiviación con tiosulfato fue necesaria para lograr recuperaciones de oro comparables a la cianuración. Estos escenarios de lixiviación más agresivos no ocurren al mismo tiempo que la resina en la composición de celulosa, debido a la adsorción competitiva de las altas concentraciones de politionatos dados durante el proceso de lixiviación.

Flores (2011) Los minerales fueron cianurados por agitación (N1, M2) durante 24 h con recuperaciones de oro de 86.6% y 69.1%, respectivamente. Tiene la mayor ventaja en la recuperación de oro durante la optimización de la agitación neumática. Las dosis óptimas de N1 y M2 durante transcurso de la cianuración fueron 7.88 kg/Tn, 7.13 kg/Tn NaCN, 8.5 kg/Tn y 8.5 kg/Tn CaO. Luego de diseñar un esquema de lixiviación dinámica para mineral de oro y plata, por el tamaño de partícula muy fino apto para la cianuración, se opera a la densidad de 1300 kg/m³ y se ve que la mayor tasa de obtención de oro es cuando su densidad de pulpa es de 1300 kg/m³ y se regenera en 24 horas. La tasa fue del 96% y la más baja fue del 94% después de 12 horas.



Arias-Lafarge et al. (s.f.) Según la cuantificación del proceso, la recuperación de oro (63 %) fue de 12.87 kg de Au y el 46.14 % (9,43 kg de Au) rindió 3.44 kg de Au. Mineral quebrado y aglomerado (gránulos) en minería aurífera, pH y concentración de cianuro CN^- , durante la lixiviación, liberación de oro durante la lixiviación. El cobre juega un papel en el proceso de lixiviación y su concentración aumenta significativamente de 100 g/m^3 a 160 g/m^3 debido a la cinética de disolución del Cu y el CN^- durante la recirculación de la solución. Era inevitable una concentración de CN^- de más de 0.69 kg/Tn de mineral, lo que resultó en una entrega de NaCN de 1.39 Tn, más de lo planificado y una entrega no planificada de 8,087.23.USD.

Ramirez (2016) Durante 18 horas, el pH promedio fue de 10.993 y la recuperación de oro fue del 79.87 %. Después de 24 horas, el promedio del pH fue de 11.025 y la recuperación de oro Au fue de 82.77%. El pH promedio durante 36 horas fue de 10.965 y la recuperación de oro Au varió de 86% a 85.50%. Según el valor de exposición, el valor de pH ha llegado a 10.7 a 11.3, el consumo de cianuro CN^- , está dentro de un rango razonable y el proceso de cianuración es factible. Se realizó el procesamiento de datos metalúrgicos y se encontraron las medidas adecuadas en la operación. Estas medidas son precisas para un viaje de 20 horas al día.

López (2014) En la concentración de NaCN tiene una directa relación con la liberación de Au y, al mismo tiempo, el CN^- concentrado de NaCN no es tan evidente como la densidad de proceso de lixiviación con agitación. Se puede obtener una buena recuperación de oro usando las concentraciones más bajas de cianuro de sodio para los que se procesan actualmente si se usa la densidad adecuada de la lechada.

Gutiérrez (2011) La ventaja de la lixiviación en pilas es que no se requiere una molienda fina, por lo que la energía de consumo es significativamente menor que el de la



lixiviación por agitación. Los costos en la instalación y la operación de lixiviación en pilas son 30% y 75% más bajos, respectivamente, que los de la lixiviación mixta. Los costos de procesamiento del mineral de oro por lixiviación dinámica oscilan entre 2.90 a 65.38 Mex/ Tn, para una planta de 600 a 6000 Tn, con una ley de corte de 1 g de Au/Tn.

Santos (s.f.) En términos de liberación de oro, los pretratamientos más efectivos son la biooxidación al 5% y alta energía demolienda, ambas tecnologías de elección frente al tostado porque no liberan gases contaminantes al medio ambiente, ya que en la biooxidación protege el As en solución, mientras que en la molienda solo redujo la liberación de Au. Sus partículas son de tamaño pequeño, pero no sufren la reacción química durante el periodo de la molienda. Su consumo de CN^- en la molienda ultrafina es inferior al 5 % para la biolixiviación y es comparable al tostado. Para ello, se recomienda un análisis más profundo para averiguar qué enfoque es económicamente más viable.

2.2 MARCO TEORICO

2.2.1 Cianuro de Sodio en la extracción de oro

La importante cualidad de este insumo químico es su gran capacidad de disolución del oro en el agua. Desde una perspectiva técnica y financiera, este insumo se emplea sobre todo en operaciones de disolución de oro, y está bien establecido que más del 90% del oro recuperado en todo el mundo es atribuible al uso de este componente químico.

Es una materia prima utilizada en un proceso que separa minerales ya identificados utilizando sustancias químicas o componentes hechos de carbono y nitrógeno. Tanto las bacterias como los insectos contienen este componente.



El cianuro de sodio (NaCN) y el cianuro de potasio (KCN) son dos de los productos químicos más utilizados en los procesos de extracción de oro.

2.2.2 Aspectos frecuentes de la química del cianuro

2.2.2.1 Concepto de la lixiviación

Es una colección de instrucciones para separar iones metálicos individuales de un mineral sólido en una solución acuosa.

2.2.2.2 Métodos de lixiviación

Cáceres (2007), explica que existen diversos métodos para llevar a cabo los procesos de lixiviación, entre ellos los que se enumeran a continuación:

- **Cianuración in situ:**

Cáceres (2007), La aplicación directa de soluciones a un mineral se denomina "lixiviación directa" y, aunque requiere pocos gastos de capital, permite recuperar valores metálicos que de otro modo serían irrecuperables. Debido a los bajos costes operativos, los procesos de extracción minera, incluidos el transporte, la gestión de residuos y la construcción de plantas de lixiviación, pueden simplificarse.

- **Cianuración en botaderos:**

Cáceres (2007), Las inversiones son mínimas, ya que las tecnologías incluyen el tratamiento por lixiviación de roca estéril y materiales auríferos de baja ley que no pueden manipularse con las técnicas tradicionales. El proceso consiste en depositar el material sobre



superficies relativamente impermeables para permitir la percolación de las soluciones por gravedad. A pesar de su envergadura, requieren un desembolso de capital muy reducido y proporcionan un rendimiento modesto, no superior al 60% como máximo. Estos escenarios exigen la aplicación de este método:

- Cuando el tema se presenta en un formato muy grande.
 - Cuando el flujo de aire dentro del vertedero está restringido.
 - Se requiere maquinaria pesada para comprimir la superficie.
 - Permeabilidad superficial débil.
 - Como la granulometría no es uniforme, abundan las canalizaciones.
- **Cianuración en Pilas (Pad):**

Vargas (2015), El mineral en bruto recogido mediante operaciones a cielo abierto o subterráneas debe ser tratado adecuadamente mediante molienda y trituración para obtener una granulometría aceptable con un buen grado de permeabilidad. Una vez determinada la altura óptima de irrigación en la solución de lixiviación, el material aurífero se dispondrá en agrupaciones de componentes trapezoidales. El agua utilizada en el proceso de percolación se reacondiciona y se devuelve a las pilas una vez que los líquidos enriquecidos se han recogido y transportado a las instalaciones del proceso de liberación del mineral. La adición de agua fresca es una solución práctica al problema de las pérdidas por gasificación en otras situaciones. (pág. 45).



- **Cianuración en Bateas Inundadas:**

Vargas (2015), Este método establece una conexión entre el lecho mineral y el recurso acuoso, lo que permite una rápida percolación dentro de la batea o estanque. La viabilidad de este método depende de que los minerales tengan un valor significativo o un coste elevado, lo que hace necesario un período de lixiviación de 13 a 14 días. Al garantizar una cantidad adecuada de minerales percolables, este método minimiza eficazmente la inversión inicial necesaria.

- **Cianuración por Agitación:**

Caceres (2007), La lixiviación mixta para minerales de mayor ley cuando el mineral produce finos valiosos durante la etapa de trituración o cuando se espera que el mineral esté tan bien disperso que deba triturarse para eliminar la exposición del producto a la solución de lixiviación. También es una tecnología utilizada para lixiviar calcinas tostadas y concentrados. La agitación, ya sea por formación de espuma o agitación mecánica, se usa para mantener la disgregación de la celulosa hasta que se disuelva por completo, con un tiempo de contacto con la solución sólida de unas horas, en comparación en el transcurso de lixiviación en pilas que lleva cierto tiempo. (pág. 63).

Tabla 1.

Esquema de diferentes técnicas de lixiviación de minerales.

Rangos de Aplicación	Botaderos	Pilas	Percolación	Agitación
Ley de mineral	Baja ley	Baja-Media	Media-Alta	Alta ley
Tonelaje	Grande	Gran o mediano	Amplio rango	Amplio rango
Financiamiento	Mínima	Media	Media-Alta	Alta

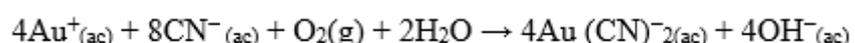


Granulometría	Corrido mina	Chancado grueso	Chancado Medio	Molienda húmeda
Recuperaciones típicas	40-50 %	50-70 %	70-80 %	80-90 %
Tiempo Tratamiento	Varios años	Varias semanas	Varios días	Horas
Calidad de soluciones	Diluidas	Diluidas	Concentradas	Medianas
Problemas principales en su aplicación	Obtención incompleta, re-precipitación de hierro y cobre, drenaje, evaporación, pérdida de solución muy diluida.	Obtención incompleta, requiere de mayores áreas, catalizaciones, precipitaciones, evaporación.	Bloqueo de finos, requieren mayor inversión, manejo de materiales, requieren mayor control sobre la concentradora.	Molienda, lavado a contracorriente, tranque de relaves, la inversión es muy alta, y el control en planta es más preciso

Fuente: Cáceres Arena Hidrometalurgia y E 2007, pág. 40.

2.2.2.3 Cianuración del Oro

Vargas (2015), La lixiviación prueba el oro disolviéndolo en una solución alcalina con NaCN y K disueltos en presencia de O₂. Pero en la industria, es famoso por el uso de cianuro de sodio "NaCN" porque su contenido efectivo por unidad de peso es tan alto como 53%, mientras que el contenido efectivo de cianuro de potasio "KCN" es 40%, y su peso afecta la comercialización y transporte. El cianuro de calcio (CaCN₂), a pesar de su alta proporción de iones CN⁻ activos (56.5%), no es muy utilizado porque suele venderse con una impureza indirecta superior a los otros dos. La resistencia a los disolventes que se produce durante el proceso lixivante de estos componentes con la solución de "NaCN" es de tipo electroquímico. Como resultado de la química de la reacción de

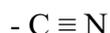




cianuración, se puede determinar mediante la ecuación, llamada como ecuación de Elsner:

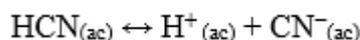
2.2.2.4 Química del cianuro en medio acuoso

Cáceres (2007), “como principal reactivo presenta ion cianuro CN^- , que tiene una sola valencia y cuyo enlace químico es el siguiente”:

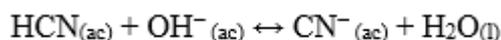


“Observamos que la ecuación matemática implica que este elemento es de libre valencia y cuando se junta con el sodio resulta el cianuro de sodio $NaCN$; en cambio cuando se une con el potasio resulta el cianuro de potasio KCN ”. En caso de una unión con el oro el resultado es $Au(CN)_2$, por lo que se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

Pérez (2008), “En el caso de que los cianógenos unen sus valencias libres con el hidrogeno, resulta el compuesto HCN , denominado ácido cianhídrico que tiene altos niveles de toxicidad y es de fácil reacción”.

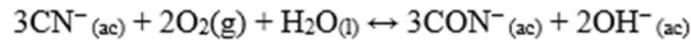
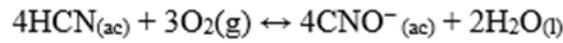


En el proceso mencionado, la presencia de iones hidroxilo es significativamente elevada en soluciones acuosas con un pH básico que contienen metales cianurados. Esto facilita la coordinación efectiva de los iones hidroxilo con el metal en la formación del complejo:



“Cuando se tiene un pH de 9.3, el 50% del CN^- se identifica como HCN , mientras que la otra parte se llama ion cianuro CN^- y, a pH 8.4 sobre 90% es como HCN ”.

Al mismo tiempo, en presencia de oxígeno y de un medio oxidante adecuado, la proporción de ácido cianhídrico como ion cianuro libre se oxida a cianato CNO^- según la siguiente ecuación:



Las reacciones inducidas son críticas para las operaciones de cianuración porque comprimen el CN^- disponible libre y el cianato formado no disuelve el Au. se ve en la figura.

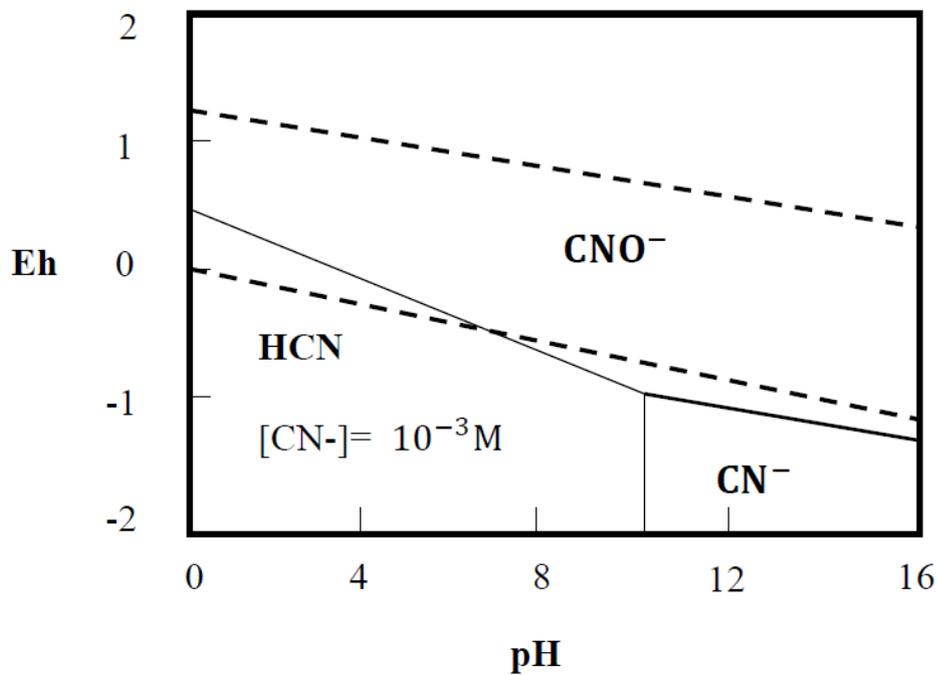


Figura 1. Comportamiento electroquímico del cianuro.

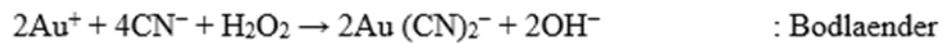
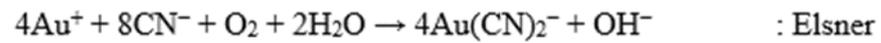
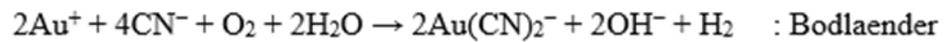
Fuente: Perez D. J., 2008, Ingeniería y Desarrollo pág. 24:67.

Perez (2008), Los procesos de oxidación en la práctica necesitan de combinados oxidantes muy eficaces al igual que el O_3 , el H_2O_2 , y el HCl

O que permita alcanzar la reacción para la eliminación de cianuro con una velocidad notable.

2.2.2.5 Disolvente del oro en soluciones cianuradas

Vargas (2015), La expresión más sencilla, la reacción referida a la disolvente de Au metálico en una muestra disuelta de CN^- es:



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

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

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

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

Por consiguiente, la fórmula de Elsner representa en términos reales la reacción de la disolvente del Au en las soluciones de cianuración

2.2.3 Termodinámica en proceso de cianuración

Misari (2010), Las Representación tradicionalmente en el esquema Pourbaix (Fig. 2 y 3) “que vinculan el nivel de oxidación, reducción (Eh) con el

pH del medio. se observa en el esquema los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, AuO_2 , HAuO_3^{2-} y también el ion Au^{3+} , que poseen fuerte indicativos redox más altos a los componentes del O_2 para formarse. Por lo tanto, la lixiviación del Au es muy difícil la solidos de este último compuesto.”

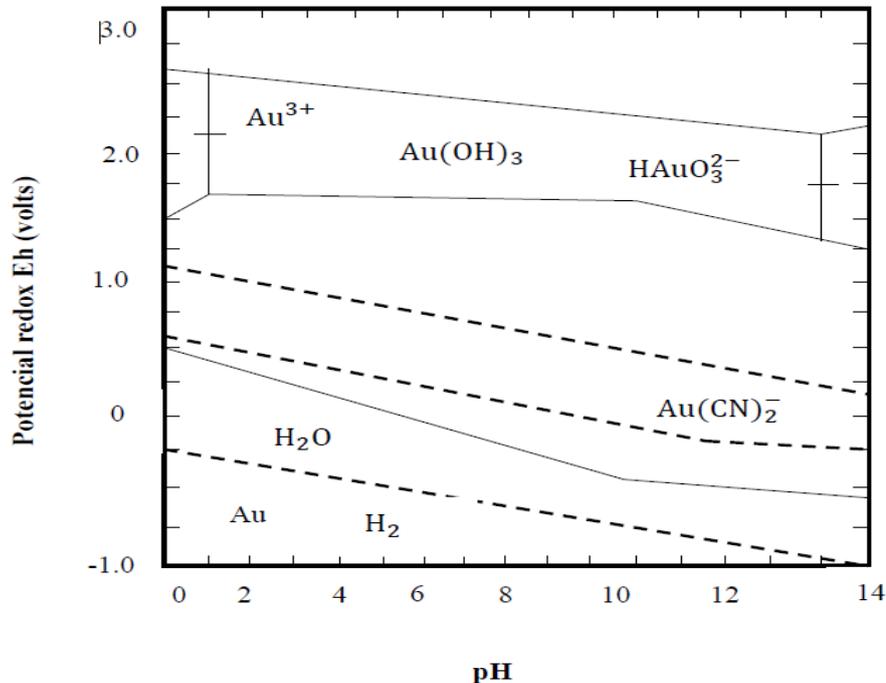


Figura 2. Esquema de nivel de estabilidad potencial – pH para el sistema $\text{Au} - \text{H}_2\text{O} - \text{CN}^-$ a 25°C .

Fuente: Misari, 2010.

Misari (2010), “En el esquema se muestra la curva de relación $\text{Au} - \text{H}_2\text{O} - \text{CN}^-$, la respuesta $\text{Au}(\text{OH})_2^- + \text{e}^- = \text{Au} + 2\text{CN}^-$, El proceso se lleva a cabo de acuerdo con los niveles de estabilidad del agua, en los que el complejo aurocianuro está delineado por una línea que presenta una pendiente significativa resultante de la deficiencia de hidrólisis al alcanzar un pH de 9. Posteriormente, la línea se transforma en una curva semihorizontal debido al efecto oxidante del oxígeno en un entorno alcalino. Esta transformación facilita la reacción de cianuración mediante la reacción de aurocianuros”. También se observa en las composiciones $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} , HAuO_3^{2-} se redicen por la acción del CN^- .”

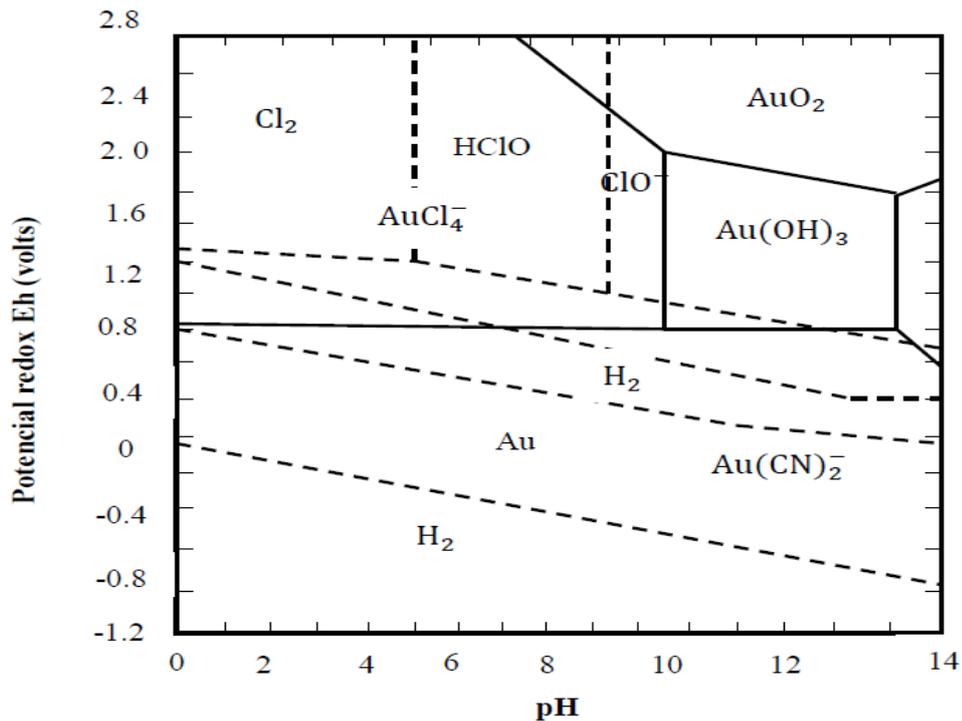


Figura 3. Esquema de estabilidad potencial – pH para el sistema $Au - H_2O - Cl$ a 25 °C.

Fuente: Misari, 2010.

2.2.4 Lixiviación por Agitación

Misari (2010), Para ejecutar estos procesos es necesario la presencia notable de liberación del mineral que permite tener buenas recuperaciones de oro, en tanto este mineral está sobre manera expuesto a las soluciones cianuradas, será mayor su recuperación. En el proceso de molienda se den alcanzar tamaños menores malla -325 μm micrones, por lo que los procedimientos de agitación se realizan entre 6 a 48 horas para ser que esta concentración de CN^- se ubique en el rango 0.15 g/L a 0.27 g/L el pH debe estar en 12, para así evitar la disminución de cianuro por la formación de gases como el cianuro de hidrogeno por hidrolisis, con el fin de lograr la neutralización de los elementos ácidos de los minerales piritizados, lo que se logra empleando soda caustica para evitar la acidez del pH.

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



la de carbón activado CIP. La desorción del carbón activado, la electrodeposición del oro Au, la fundición del Au y la electro-refinación del Au son los pasos posteriores necesarios para adquirir el Au en forma de lingote.

En términos de mezcla, esto significa mezclar líquidos y sólidos bajo presión del aire en contenedores circulares de capacidad suficiente para que permita que el Au, se disuelva en equilibrio con solución de cianuro. Las batidoras se fabrican de diversas formas, como las batidoras Brown o las jarras de Pachuca, cuya altura es igual a su diámetro, de manera que de ella depende el proceso de mezclado de la columna de aire que sube a la parte central del cono. La función del mezclador mecánico es inyectar aire al centro de elevador de aire para airear la pulpa mientras la pulpa en suspensión mediante la agitación mecánica.

Los beneficios en comparación con otros procesos de cianuración son:

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

Sus desventajas son:

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

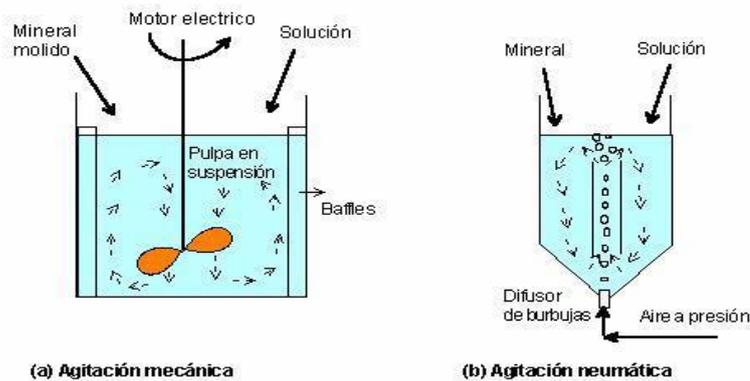


Figura 4. Tipos de agitación.

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

2.2.5 Principales factores que afectan la lixiviación por agitación

La disolución en celeridad del Au lixiviado puede depender de los siguientes factores:

2.2.5.1 Efectos de la Concentración de Cianuro

Blas & Vera (1935), La presencia de metal y metaloide en soluciones minerales de CN^- resulta la formación de complejos de cianuro metálico soluble. En existencia de un exceso de iones de CN^- , los metales de formación forman complejos estables con el CN^- ; en presencia de complejos estables y fuertemente coordinados con cationes, la formación de estos complejos puede degradar los compuestos de cianuro disponibles a iones de cianuro, dejando algunos cationes, y la formación de estos complejos puede consumir los iones de cianuro disponibles, dejando algunos cationes que se hidrolizan y precipitar como hidróxidos, (pág. 20).

“Existen complejos de cianuro que tienen la capacidad de disociarse y convertirse en ácidos débiles con pH que fluctúa a los 4.5 y $\log 465 K \leq 30$), lo cual genera notable concentraciones de cianuro libre



por lo que se llama complejos de 466 cianuro disociable en ácidos débiles”
(pág. 21)

2.2.5.2 Efecto del tamaño de partícula

Vargas (2015), Para extraer el oro de grano grueso se utilizan trampas gravimétricas de oro como paños, jigs y paños, entre otros. Sin el proceso de cianuración, las partículas no se disolverían por completo en el tiempo previsto. La molienda es otro procedimiento útil que tiene por objeto disminuir el tamaño de las partículas.

Es importante señalar que la partícula, su tamaño y su grado de liberación están relacionados con la velocidad de disolución del Au, que es inversamente proporcional al suelo expuesto de este mineral. Obsérvese que un menor tamaño de partícula aumenta la velocidad de disolución pero también la reactividad de otros elementos, por lo que debe calcularse un punto de equilibrio en función del tamaño de partícula, el porcentaje de Au extraído y la cantidad de CN- (Romero & Flores, 2010, pág. 135).

Se ha descubierto que las operaciones de disolución necesitan más de 48 horas para disolver completamente una partícula de oro con un grosor de 150 μm ., pero sólo se necesitan 12 horas para disolver una partícula con un grosor de 45 μm .. Disolver plata lleva el doble de tiempo que hacerlo con oro.

En la practica la granulometría más aceptada de las plantas CIP corresponde al 80% malla -200 μm .



2.2.5.3 Efecto del oxígeno

Romero & Flores (2010), mencionada que una “aglomeración de CN^- es fácil su control, lo cual no sucede con el O_2 , por su escala de solubilidad en agua, que a nivel de mar y a 25° centígrados es posible obtener una solución de 8.2 mg de O_2/L (0.082 g/L)”.

“Por lo que el procedimiento de cianuración puede ser evaluada a través de transporte, el CN^- es fácil de controlar, en el caso del O_2 es complicado relajar su control en una solución”.

Se ha logrado establecer en diversos ensayos experimentales que lo más aceptable corresponde a relación $[\text{CN}^-] / [\text{O}_2]$ cercana a 6, lo cual permite alcanzar la aceleración máxima de disolución del Au.

“Respecto a la concentración máxima de O_2 , en una solución se asume como parámetro aceptable 8 mg/L, lo cual implicaría que el máximo cociente de disolución de Au, en condiciones óptimas de agitación y aireación, corresponden a los valores 0.0098% de NaCN” (0.098 g/L) (pág. 135).

Dado que la tasa de recuperación de Au es proporcional al contenido de oxígeno del gas, se deduce que la tasa de disolución de Au con CN^- es igualmente proporcional a la presión del aire. El uso de oxígeno puro es caro, por lo que normalmente se utiliza aire en su lugar.

Sin embargo, es importante señalar que el consumo de CN^- es comparable al consumo de oxígeno, y que el consumo de oxígeno podría provocar la aceleración de la planta inducida por sulfuros y la síntesis de



tiocianatos y sulfocianuros. Unos tubos metálicos perforados conectados a un compresor de aire situado a unos 3 metros por encima de la base del tanque de agitación permiten inyectar aire a una presión suficiente en los tanques; esto es necesario porque la cianuración de los minerales de pirita y calcopirita requiere la acción de factores oxidantes como el oxígeno. Dado que no se pueden utilizar soplantes en un tanque tan grande, el oxígeno debe proceder del aire que está siendo desplazado por el agua. (Davenport, 2011).

2.2.5.4 Efecto de la alcalinidad

Perez (2008), La presencia de metal y metaloide en soluciones de minerales de cianuro CN^- se obtiene complejos de cianuro metálico soluble.

Para analizar el efecto del pH se obtuvo voltamogramas conservando una concentración fija de cianuro de sodio en la solución y variando el pH entre 11 y 12.5. Se observa una onda de adsorción típica en el voltamograma de potencial cerca de -0.95 V frente a sistema de casilla electrónica, para diferentes concentraciones de cianuro, por lo que el efecto del pH debe ser muy claro ya que los iones de cianuro libres compiten con los iones de hidróxido. Adsorbido en concentraciones de cianuro. En detalle, se observó que a medida que el pH aumentaba de 11 a 12.5, la densidad correspondiente se volvía menos negativa, lo que implicaba que se observaba competencia iónica la superficie de electrodo de carbón vítreo (GCE) (pág. 71). Siguiendo figura muestra los niveles de reacción para el proceso de disociación en equilibrio frente a un pH de 9.3,

donde la mitad de la cantidad total de CN^- se presenta en HCN y la otra mitad en ion CN^- .

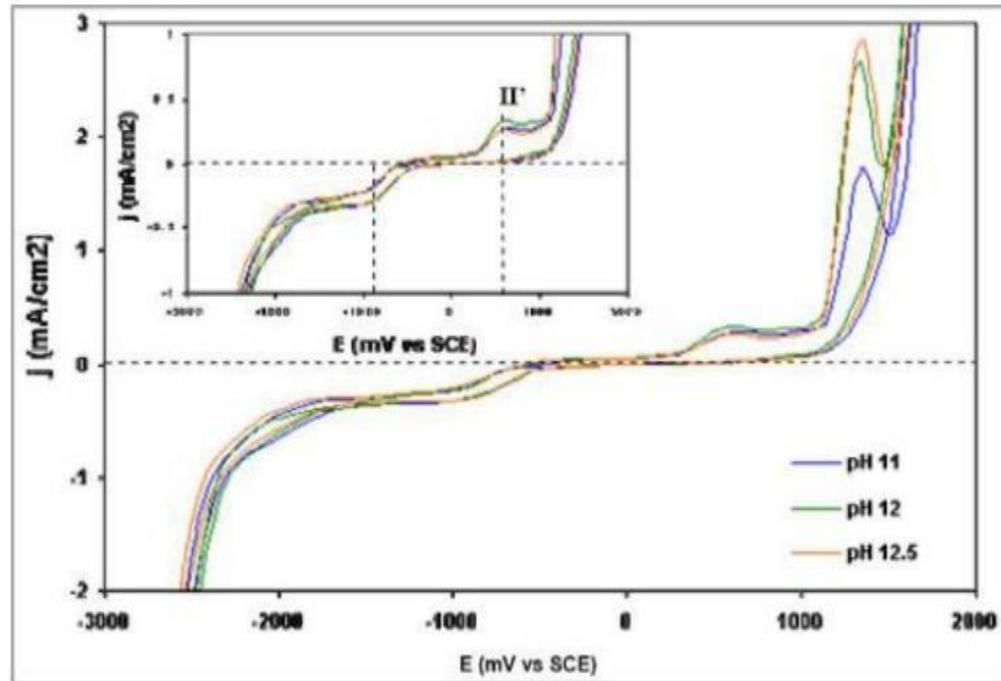


Figura 5. Efecto del pH sobre el comportamiento volumétrico para un electrodo de carbón vítreo GCE a 25 mV/s en solución cianurada aireada de cianuro de sodio = 0.1 M.

Fuente: Perez D. J.2008, pág. 62.

La proporción de HCN o ion CN^- que se observa en la solución de CN^- , está en función del pH, lo cual se detalla en la Tabla.

Tabla 2.
Contenido de HCN en función del pH.

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

Fuente: F. Misari Metalurgia del oro.

En la figura siguiente se observa la comodidad de laborar a pH mayor a 10:

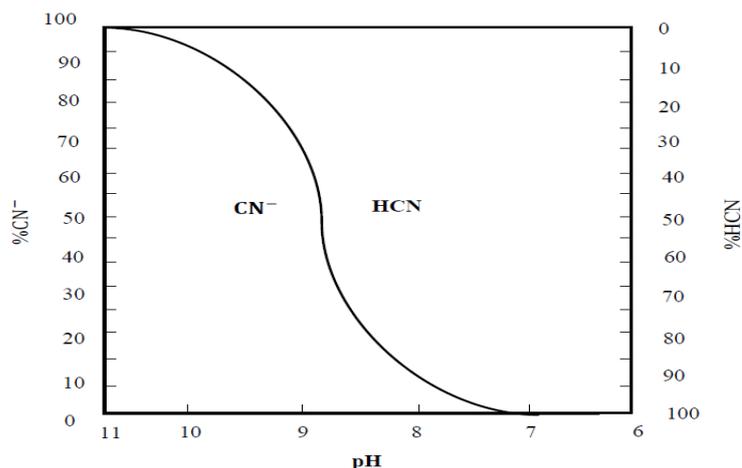


Figura 6. Formación de HCN y CN⁻ libre en soluciones acuosas en función del pH.

Fuente: Scott & Ingles J., 1991.

Misari (2010), En diversos experimentos se ha podido demostrar que, por encima de los 30° centígrados, el cianuro se descompone significativamente, por lo que conviene trabajar con temperaturas que varíen entre 15. 5° y 20° centígrados. De acuerdo con los señalado por Julián y Smart, la solubilidad del oro aumenta al máximo a los 85° centígrados cuando se trabaja con 0.25% de KCN, a pesar de que la cantidad de el O₂ a esta T° es menor que la mitad que presentaba a 25° centígrados. Asimismo, sostienen que a 100° centígrados la rapidez de disolución de oro es relativamente inferior a la máxima, Se observa en la Figura.

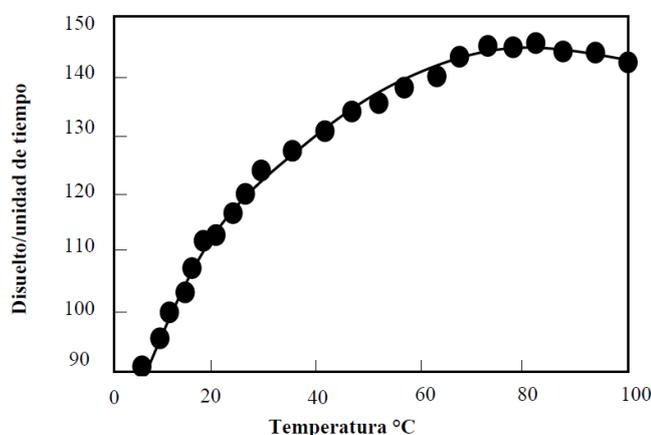


Figura 7. Efecto de la T° en la disolución de Au a 0.25% KCN.

Fuente: Misari, 2010.

2.2.5.5 Efecto de la celeridad de agitación

Cáceres (2007), La tasa de recuperación se mejora aumentando la velocidad de agitación en los tanques de lixiviación, lo que disminuye el grosor de las capas de fluido alrededor de las partículas y, por tanto, la cantidad de espacio que tienen estos iones CN^- y O_2 para alcanzar la superficie del elemento metálico. La velocidad de agitación debe ser lo suficientemente alta para evitar que los minerales se sedimenten, pero esto tiene un precio importante y requiere mucha energía. Sin embargo, cuanto mejor sea la movilización de la respuesta, mayor deberá ser la velocidad de agitación. Otra ventaja es que facilita la liberación de gas de los cristales minerales. La figura muestra las muchas variedades de agitadores disponibles.

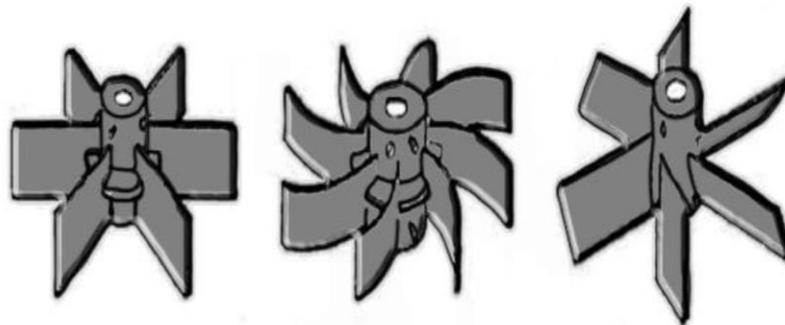


Figura 8. Tipos de Impulsores. Fuente: Cáceres Arena, 2007, página. 67.

2.2.5.6 Efecto de la densidad de pulpa

Cáceres (2007), Tiene una granulometría homogénea y se compone de agua líquida, que es el efecto matemático de una combinación de sólidos.

La gravedad específica, el peso y el volumen de la pulpa se proporcionan como una función del volumen y la masa en porcentajes.



Dado que actúa como un fluido, la densidad de la pulpa se mide en kilogramos por litro o gramos por mililitro.

El contenido máximo de sólidos en la solución de lixiviación es necesario cuando se busca una alta concentración de iones metálicos, y esto se traduce en menores costes de producción gracias a la menor capacidad volumétrica y dimensiones del proceso, que están ligadas a los gastos de espesamiento y filtración. El contenido en sólidos de la pulpa oscila entre el 36% y el 60%.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 ZONA DE ESTUDIO

3.1.1 Ubicación Geográfica

El estudio desarrollado por La Empresa ANABÍ S.A.C. del Proyecto Minero UTUNSA, está localizada en el lado oriental de la cordillera occidental del sur del territorio peruano, las cimas se extienden con rumbo regional Noroeste-Sureste aun alineamiento de estructuras volcánicas, separados por valles y planicies altoandinas. Cuyo lugar se denomina como:

Lugar - Paraje	: Utunsa
Distrito	: Haqira - Quiñota
Provincia	: Cotabambas - Chumbivilcas
Departamento	: Apurímac - Cusco

Se encuentra con el código 29-R, en la zona UTM 18, en la siguiente coordenada WGS-84.

Tabla 3.
Coordenadas de ubicación en WGS-84.

Coordenadas UTM WGS-84.	
Norte	8,404,989.30
Este	791,419.24
Altitud	3 671 m.s.n.m.

Fuente: Ingemmet

3.1.2 Vías de Acceso

Tabla 4.

Vías de acceso para llegar al Proyecto Minero UTUNSA – Ruta 1

Tramo	Clase de Vía	Trecho Km	Tiempo (hora)
Lima - Cusco	Aérea	1 104.	01:00.
Cusco – Santo Tomás	Carretera afirmada	300.	06:00.
Santo Tomás – Utunsa	Trocha Vehicular	84.	02:00.
Total		1 488	09:00

Fuente: MTC

Tabla 5.

Vías de acceso para llegar al Proyecto Minero UTUNSA – Ruta 2

Tramo	Clase de Vía	Trecho Km	Tiempo (hora)
Lima - Arequipa	Aérea	1 009.	01:00.
Arequipa - Yauri	Carretera Asfaltada - Afirmada	361	02:00
Yauri – Chumbivilcas	Carretera afirmada	128.	06:00.
Chumbivilcas – Utunsa	Trocha Carrozable	84.	02:00.
Total		1 582	11:00

Fuente: MTC

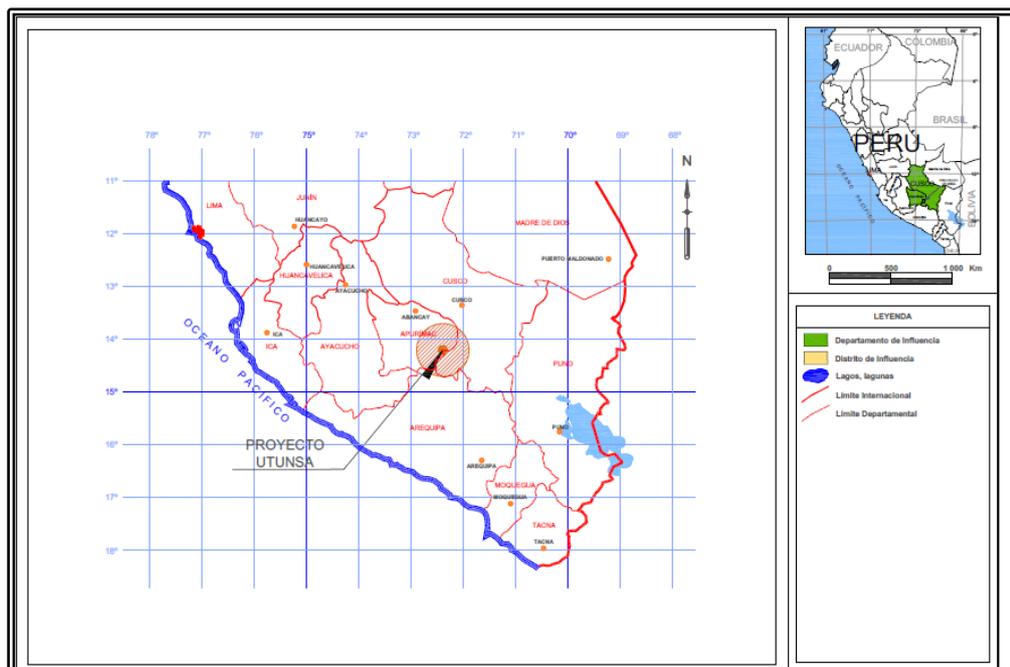


Figura 9. Ubicación del Proyecto Minero UTUNSA.

3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1 Población

Constituido las etapas de CN^- de la planta de beneficio de la compañía ANABI S.A.C del proyecto minero UTUNSA, por el cual pasan 15,000 Tn/día de mineral, acumuladas en la plataforma de lixiviación de mineral con solución de cianuro.

3.2.2 Muestra

En este estudio, considerando el proceso de producción de un día, las condiciones de salida son finalmente determinadas por la variación de las variables de entrada.

La muestra que se determino es de 3,950.40 kg, con una granulometría 6” a 7/8”, con una ley de cabeza de 0.644 g Au/Tn. Posteriormente a una acumulación en pad a 15,000 Tn de mineral por día.



Figura 10. Muestra llenada a pad



3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.3.1 Variables independientes

Lixiviación en pads in situ, la concentración de NaCN, y el tiempo que influye del Au recuperado en la planta beneficio UTUNSA.

3.3.2 Variable Dependiente

Recuperación de Au de los minerales en la planta de beneficio de UTUNSA

Tabla 6.
Operacionalización de variables.

Variables	Indicadores	Escala de medición
Variables independientes		
Concentración	NaCN	g/L
Tiempo	Días	h
Grado de acidez	pH	0 - 7 - 14
Variable dependiente		
Recuperación de oro	Porcentaje	%

3.4 TÉCNICAS DE RECOJO DE INFORMACIÓN

Los datos se recopilaron mediante la revisión de investigaciones relacionadas y pruebas de laboratorio con reactivos químicos; los cálculos pertinentes pueden encontrarse en la almohadilla de lixiviación.

3.5 METODOLOGÍAS PARA EL TRATAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

Se ejecutaron:

- Revisión de estudios previos
- Método de observación directa



3.6 INSTRUMENTOS DE RECOJO DE INFORMACIÓN

Materiales:

- Muestra de mineral.
- Botella de plástico.
- Agua (Destilada.)
- Recipientes de precipitación.
- Piseta.
- Probeta.
- Bureta.
- Malla 200 de 74 μm .
- Espátula.
- Papel filtro.
- Embudo.
- Piseta.

Equipos

- Bomba peristáltica
- Mangueras de riego.
- Balanza de pesaje
- Cronometro.
- pH-metro.
- Malla 200 de 74 μm .

Reactivos

- NaCN.



- AgNO_3
- KI
- Cal

3.7 REPRESENTACIÓN DEL PROYECTO METALURGICO UTUNSA

La descripción del procedimiento de Lixiviación metalúrgica en la “planta de beneficio de UTUNSA”, trata la capacidad de 15,000 Tn/día, es de acuerdo con las fases por las que pasa el mineral de Au para extraer el metal.

El desarrollo del proyecto Utunsa como parte del mejoramiento de minerales auríferos mediante el desarrollo de lixiviación en masa y extracción de Au en solución en la planta Merrill-Crow, cuyo mineral es procesado bajo el sistema de PERMANENT REMINDER TOOL, las últimas barras de metal disponibles para uso general llamadas DORE, hechas de una aleación de Au y Ag.

La actividad minero-metalúrgica de aprovechamiento de cielo abierto del proyecto Utunsa, las operaciones principales contemplan lo siguiente, estas se describen a continuación

- Aprovechamiento del mineral es a cielo abierto.
- El mineral se transportará es por camiones volquetes al pad.
- El proceso lixiviación es por método de cianuración del mineral en pad.
- La obtención del metal valioso, comprendidos en la solución procesándola en Planta Merrill Crowe.
- Preparación de precipitado.
- Fundición de precipitado.



3.8 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE LIXIVIACION DE UTUNSA

Las pruebas metalúrgicas de muestras de minerales han demostrado que la cianuración durante su proceso es adecuada para la recuperación de metal valioso en función de las propiedades de lixiviación del mineral.

Durante la lixiviación, la solución de NaCN pasa a través de la pila de minerales ROM. En su vía de percolación, la solución de CN^- penetra en el mineral esponjoso para alcanzar el oro libre y reacciona químicamente con él para formar NaCN y Au soluble en H_2O . La gravedad recolecta los pisos impermeables en el sitio y luego los drena en un estanque de solución rica donde los metales preciosos se recuperan utilizando el sistema Merrill Crowe.

3.8.1. Plan de procesamiento de beneficio

El proceso que se emplea metalúrgicamente para la recuperación de metal precioso posee las siguientes etapas:

- El riego de mineral apilado, el sistema de regadío es por goteo, donde la solución ingresa a la pila de mineral y se colecta por sistema de colección.
- Drenaje y recepción de las soluciones, en las pozas PLS (Poza de solución rica) e ILS (poza de solución intermedia).
- Procedimiento de recuperación de los valores de la solución por el proceso Merrill Crowe.
- Recirculación por bombeo de la solución pobre que sale de planta Merrill Crowe hacia el pad, para continuar con la lixiviación del mineral.
- Recirculación directa por bombeo de la solución intermedia hacia el pad, para continuar con la lixiviación y elevar su ley.



- Secado y fundición del producto de la planta Merrill Crowe, para obtener barras Doré.

3.8.2. Los componentes del proceso de lixiviación

3.8.2.1. PAD de lixiviación

El PAD es una propiedad diseñados en base a investigaciones geotécnicas para sostener el volumen de mineral a cargar. El piso consiste en una superficie de arcilla de 30 cm de espesor. Bien compactado, con muy baja permeabilidad, revestido de capa de geomembrana de polietileno tipo HDPE de 1.5 mm de espesor. Como la capa era gruesa (ver fig. 10) se protegía con capa de un material nombrado capa protectora con una altura mínima de 70 cm (ver fig. 11) para evitar su destrucción cuando se vertía el mineral sobre la superficie preparada. Hay tuberías subterráneas para desviar el agua subterránea y tuberías para recoger las soluciones que fluyen del sitio que conducen a las pozas.

La secuencia de relleno se realiza en los niveles inferiores: 1° y 2° Lift, hacia los niveles superiores: 3°, 4°, 5°, 6° Lift, disponiendo las áreas donde se apilará el mineral de manera planificada, ordenada y secuencial. Cada Lift tendrá una elevación máxima de 10 metros con una inclinación de gradiente de 35° y 4 metros de banqueta de seguridad para el llenado del siguiente Lift.



Figura 11. Capa de geomembrana de polietileno del tipo HDPE



Figura 12. Capa de material llamada over liner

El diseño de PAD, su construcción consiste en piso inclinado para que la solución drene con dirección a la salida (ver figura 12), protegido el Pad contra el escurrimiento de agua de precipitación lluviosa, la parte superior del Pad están rodeados con canales de coronación, esto es con objetivo de conducir el agua de las precipitaciones lluviosas, hacia la parte inferior del Pad de manera controlada y supervisada, evitando de esta forma la entrada de agua al interior del Pad.



Figura 13. Pad de piso inclinada para que la solución se drene en una sola salida

El tonelaje de mineral, y el de mineral trasladado al Pad es de 15,000 Tn de mineral por día. El orden de llenado es más bajo que los niveles inferiores: 1° y 2° Lift; hacia los niveles altos: 3°, 4°, 5°, 6°, etc., disponiendo de manera programada ordenada y sucesión las áreas donde se apilará el mineral.

La solución rica sale del Pad y se almacena en una poza de solución rica (PLS), que tiene un revestimiento de geomembrana doble. La solución se enviará desde este tanque a la planta de Merrill Crowe, donde se utilizará una bomba sumergible.

Estas soluciones son drenadas del Pad y provienen de las zonas desgastadas (con periodo de filtración), por lo que son bajas en Au, son redirigidas a la poza de solución intermedia (ILS), donde es recirculada por bombear directamente Pad, con el fin de mejorar y potenciar su calidad durante la lixiviación.

3.8.2.2. Técnica de bombeo para el riego del mineral

El método de bombeo al Pad lixiviación consta de bombas centrifugas de 350 HP, las cuales funcionan impulsando solución barren de Planta MC hacia el pad lixiviación, por líneas de tuberías de fierro de 12" Ø de diámetro, las cuales envían un flujo de bombeo aproximado de

600 m³/h, distribuido a todos los sectores, los cuales son manipuladas por válvulas de cierre de 12" Ø de diámetro para sectorizar los riegos.

3.8.2.3. Procedimiento de colección de soluciones drenadas

El pad Lixiviación cuenta con un sistema de colección independiente para cada sector, está instalada en el interior del pad de lixiviación (área de apilamiento de mineral). Para reducir la carga hidráulica se diseñó una red de tuberías de la solución del sistema de recubrimiento del pad de lixiviación, así mismo es para favorecer y agilizar la colección de la solución.

El área total de la instalación está delimitada según terreno llano y senderos; el objetivo es recolectar de forma independiente la corriente generada durante el proceso de lixiviación para cada sección. El lixiviado de cada segmento se descarga a través de tuberías laterales perforadas de HDPE de doble pared de 100 mm de calibre, a través de las cuales la solución se alimenta a una tubería principal perforada de doble pared de HDPE de 300 mm de calibre, y dispuestas según un esquema llamadas "espinas de pescado", como se muestra en la figura.



Figura 14. Tuberías laterales y principales perforadas de HDPE de doble pared de 100 a 300 mm Ø de diámetro.

La tubería principal y lateral son instaladas encima una geomembrana y con una gradiente mínima de 2% y están protegidas con materiales de grava para el drenaje envueltas en geotextil no tejido de 270 g/m² que son colocadas en las tuberías de recolección.

Las conducciones de los sectores principales de recolección conducen la solución hacia la parte inferior del pad y se conectan a tuberías sólidas de HDPE 21" Ø de diámetro de 300 mm de calibre mediante la instalación de especiales accesorios. Las líneas de procedimiento derivan solución pregnant hacia una caja de repartición de soluciones, situada al pie del pad, esta caja de distribución se divide en cajones separados e independientes para evitar que las soluciones pregnant de los sectores se mezclen o combinen.

3.8.2.4. Regadío de mineral

Se amontonará el mineral hasta alcanzar el tonelaje necesitado para formar una unidad que expande el área terminada de 2,500 m² y luego se recolecta para el método de riego utilizando tuberías de HDPE de 6" Ø equipadas con puertos apropiados (ver Figura 14), válvulas y Mangueras de 1/2" Ø, con racor de salida, para soluciones de riego por goteo, estas mangueras tienen una longitud de 50 metros por cada lado.



Figura 15. Armado del sistema de riego con tubería HDPE de 6" Ø como matriz con sus válvulas de compuerta y mangueras de 1/2" Ø

El caudal medio de irrigación fue de 10 L/h.m², de CN- concentrado en la solución de 250 ppm y el pH de 10.5. La celda serán protegidas durante 72 días con riego para obtener el porcentaje de recuperación. Poco después de completar el ciclo de riego, el programa de riego se cancela para dejar espacio para el nuevo relleno mineral, como se ve en la figura.



Figura 16. Terminado su ciclo de riego, se retira el sistema de riego para dar paso al llenado de nuevo mineral.

3.8.2.5. Tiempo de riego por celda

Las celdas se regarán durante 72 días, después de lo cual se retirará la manguera de riego del residuo y se depositarán los minerales para formar otro levantamiento (ver Figura 15). Una vez que el mineral se riega y ha pasado el tiempo de lixiviación (llamado relave), permanece en el mismo lugar en la plataforma y permanece hasta que se cierra la mina.

3.8.2.6. Sistema de conducción y distribución de soluciones drenadas

Durante la operación del pad, en esta caja se realiza monitoreo continuo de las soluciones colectadas, de acuerdo con sus particularidades, son derivadas posteriormente a la poza de solución rica (PLS- Pregnant Leach Solution) o a la poza de solución intermedia (ILS- solución de

lixiviación intermedia).

La conducción se lleva a cabo a través de conductos sólidos de HDPE SDR 21” Ø de diámetro de 450 mm de calibre, que son colocadas en base de un canal recubierto con geomembrana, nombrado Canal de Conducción de Tuberías de Solución (CCTS).

3.8.2.7. Esquema del proceso de lixiviación y recuperación de Au

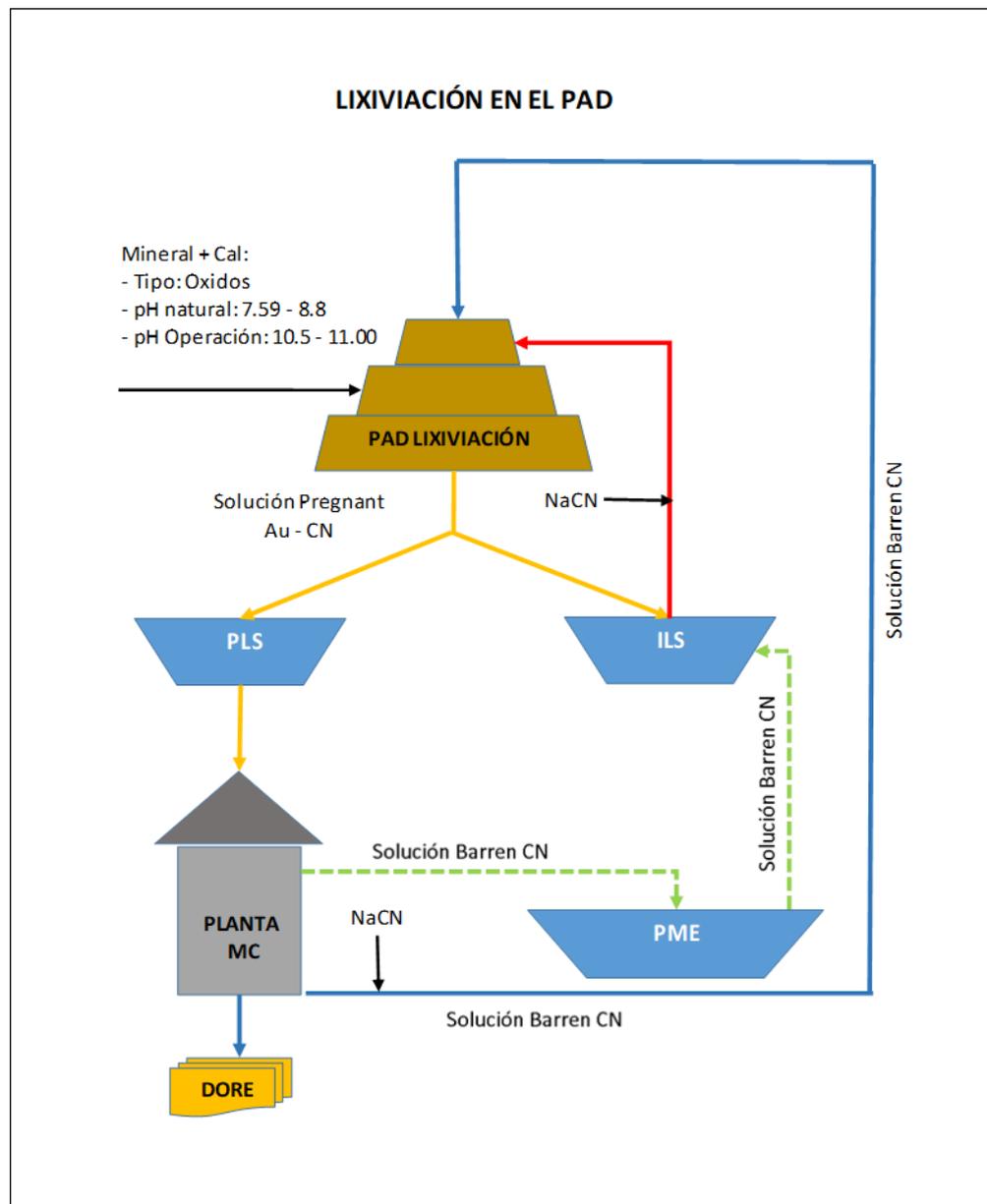


Figura 17. Diagrama de flujo o Flow Sheet: UTUNSA-ANABI S.A.C.



3.9 VARIABLES

Variable independiente

Influencia del periodo de lixiviación in situ y concentración de NaCN

Variable dependiente

Porcentaje de recuperación de Au en la unidad MINERA UTUNSA, de la empresa ANABI S.A.C. entre las regiones de Cusco y Apurímac.

3.10 ANÁLISIS DE LA PRUEBA

Durante el procesamiento, se utilizan varios métodos de extracción de metales útiles, como la cianuración. Este proceso abre nuevas estrategias de procesamiento para el beneficio, el proceso de operación se funda en disolver el Au en una solución de NaCN.

En estudios de la prueba obtenida son experimentos industriales en laboratorio, depende la muestra lograda, para la averiguación representa el mineral a ensayar, tanto química como mineralógica, es decir con el alcanzado de estos elementos que componen su contextura química, en cantidades de especies mineralógicas que contienen, como minerales de corporación, el estado de variación, grandes de asociación, etc.

Las particularidades indicadas dependen no solo de los procedimientos, sino también el tipo y dimensión del mineral depositado en pads, para ser utilizado en el proceso de lixiviación, ya que la planta lixivia minerales auríferos, previamente el mineral ha sido removido con maquinaria pesada para su procesamiento, pero que dominan cantidades significativas de oro y plata, debido a la complejidad del mineral; presenta los siguientes análisis:

- Granulometría: Se requiere 1 kg de material, determinado por el instrumento de medición. Se determinó mediante análisis granulométrico (Tabla 9). Tenga en cuenta el material tiene un periodo de residencia en el pads, al final del cual se producen características de tamaño de partículas uniformes. En el caso de las pruebas, se



ensayan muestras de 300 gramos en base al % de pasante a mallas 7/8", 1", 1 1/2", 2", 4" y 6", con un % de 60 %, 75 %, 85 % y 90 %.

- La concentración de CN^- y pH: pH establecido un rango de 10.5 a 11 es con utilización de (NaOH), para concentraciones de NaCN en porcentajes de 0.10%, 0.15% y 0.20%.
- Au recuperado: todo el tiempo, en onzas troy, obtenido por el porcentaje de recuperación está en función o base de las leyes de la materia prima o mineral.

Es momento de marcar que, por los lineamientos de política y gestión de la empresa, las muestras son enviadas en una cantidad mínima para asegurar su gestión, evitando demoras en el procesamiento de beneficio y sujetando gastos en la empresa, por el proceso deliberado de algunas de las muestras, ya que la producción como producto final es el Au y muy significativo a nivel económico (es valioso).



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADOS

4.1.1 Resultados de las pruebas experimentales

Se ejecutaron los procedimientos continuos con el propósito de lograr los resultados esperados y las condiciones adecuadas; como el periodo de lixiviación in situ, la concentración NaCN, para lograr el porcentaje % de recuperación de Au, logrando los objetivos planteados en el estudio.

Los descubrimientos se realizaron en base a los valores fijados en el proceso, y siguiendo las etapas de lixiviación en pads, en un periodo de 21 días a 85 días, registrando las condiciones todos los días. Para este efecto además se registra el consumo o gasto de NaCN y cal, en lixiviación. En las pruebas experimentales de este procedimiento de minerales auríferos, el principal consumo es el cianuro de sodio, el cual tiene como finalidad disolver el Au, y la cal para establecer la solución del mineral a tratar a un pH básico (Astucuri, 1979). Se determina un consumo de 0.210 a 0.548 kg de NaCN/Tn de mineral. Considerando su consumo de NaCN y cal varía según la composición del mineral, lo que significa que para un mineral con óxido se requiere menos cianuro de sodio, en comparación con los minerales sulfurados que consumen más cianuro.

4.1.2 Características del mineral

Se hace el tratamiento analítico de la ley de oro y la cantidad de azufre, cobre, plata y hierro para corroborar que se trata de un mineral de pirita, calcopirita aurífera que se analiza en el laboratorio químico.

Tabla 7.

Estudio del mineral de cabeza por Au, Ag, Fe, Si, y otros del proyecto minero Utunsa.

Fe (%)	Si (%)	Zr (%)	Ti (%)	Au g/Tn	Ag (g/Tn)
68.91	18.72	55.4	55.4	0.644	2.93

Fuente: Reporte de laboratorio UTUNSA-ANABI S.A.C.

La intención del estudio es representar el procedimiento de cianuración de mineral piritico aurífero, lo cual se trabajó con un contenido metálico en bruto, a esto se le conoce como ley de cabeza de oro de 0.353 g/Tn en promedio.

Tabla 8.

Características del mineral que ingresan a Pads de lixiviación

Orden	Código de Muestra	Resultados
		Au (g/Tn)
1	B4640P75-14144	0.230
2	B4640P75-14145	0.276
3	B4640P75-14146	0.278
4	B4640P75-14147	0.399
5	B4640P75-14148	0.224
6	B4640P74-14149	0.189
7	B4640P74-14150	0.184
8	B4640P75-14151	0.284
9	B4640P75-14152	0.330
10	B4640P75-14153	0.278
11	B4640P75-14154	0.388
12	B4640P75-14155	0.408
13	B4640P75-14156	0.584
14	B4640P75-14157	0.370
15	B4640P75-14158	0.336
16	B4640P74-14159	0.243
17	B4640P73-14160	0.544
18	B4640P73-14161	0.590
19	B4640P73-14162	0.492
20	B4640P73-14163	0.294
21	B4640P73-14164	0.312
22	B4640P73-14165	0.404
23	B4640P73-14166	0.306
24	B4640P73-14167	0.560



25	B4640P73-14168	0.573
26	B4640P73-14169	0.586
27	B4592P30-14170	0.328
28	B4592P30-14171	0.310
29	B4592P30-14172	0.344
30	B4592P30-14173	0.314
31	B4640P74-14174	0.296
32	B4640P74-14175	0.280
33	B4640P74-14176	0.252
34	B4640P74-14177	0.213
Promedio		0.353

4.1.3 Estudio de granulometría

Uno de los componentes importantes de tales operaciones metalúrgicas es la fracción de partículas conocida como tamaño de mineral a lixiviar. Su química mineral, dureza y su estructura cristalina varían, lo que dificulta proporcionar parámetros de rendimiento adecuados. La Tabla 9 muestra las disposiciones de tamaño de partícula de los minerales utilizados como materias primas para el estudio en las condiciones de estudio actuales.

Tabla 9.
Análisis granulométrico valorado

Malla	Peso Seco		Ley	Distribución (%)
	Kg	(%)	Au (g/Tn)	Au
+ 6"	458.40	11.60	0.325	5.85
+ 4"	309.20	7.83	0.621	7.55
+ 2"	324.80	8.22	0.440	5.61
+ 1 1/2"	187.60	4.75	0.642	4.73
+ 1 1/4"	30.00	0.76	0.583	0.69
+ 1 1/8"	81.60	2.07	0.650	2.09
+ 1"	70.00	1.77	0.573	1.57
+ 7/8"	134.00	3.39	0.672	3.54
- 7/8"	2354.80	59.61	0.739	68.37
TOTAL	3950.40	100.00	0.644	100.00

Tabla 10.
Análisis granulométrico valorado

Malla	Peso Seco		Ley	Distribución (%)
	(Kg.)	(%)	Au (g/Tn)	Au
+ 6 "	82.30	2.08	0.370	2.06
+ 4 "	602.30	15.24	0.388	15.83
+ 2 "	990.05	25.06	0.379	25.41
+ 1 1/2 "	246.50	6.24	0.455	7.60
+ 1 1/4"	25.20	0.64	0.368	0.63
+ 1 1/8"	39.05	0.99	0.356	0.94
- 1 1/8"	1965.90	49.75	0.357	47.53
TOTAL	3951.30	100.00	0.374	100.00

4.1.4 Determinación de la concentración de nacr para obtener un mayor % de recuperación.

La indagación metalúrgica se hubo que tomar muestras de minerales del proyecto minero Utunsa, ya que la planta de beneficio se encarga de procesar los minerales auríferos por lixiviación, extraídos del cerro Utunsa.

El desarrollo de minado del proyecto Utunsa contempla la producción diaria de 15,000 Tn/día de mineral, el promedio de ley es de 0.353 g de Au/Tn y con un stripping ratio de 2.6. El plan de excavado determina una orden de secuencia de explotación por 04 años.

El proyecto Utunsa está ubicado en el centro de una conversión hidrotermal en forma de cúpula formada por numerosas estructuras silíceas. La

falla de transferencia hidrotermal está cubierta por rocas coluviales cuaternarias. Para los estudios metalúrgicos, el muestreo se realizó durante un período de par de meses, teniendo en cuenta el contenido exacto de mineral. La Tabla 8 se describen los resultados de las muestras recolectadas y las calificaciones correspondientes que se les asignó.

4.1.5 Parámetros del proceso de cianuración

4.1.5.1 Experimento 1

Se trabajó en un periodo de 21 días, con una concentración de NaCN de 250 ppm, con un consumo de 0.548 kg/Tn, una densidad de 2.30 kg/m³, y un pH de 11.3.

Tabla 11.

Condiciones de lixiviación en la prueba experimental 1.

Detalle	Unidades
Tiempo de lixiviación	21 días
Ley de cabeza	0.662 g/Tn
Peso de mineral Húmedo	100.50 kg
% de Humedad	0.46 %
Peso de mineral Seco	100.04 kg
Altura inicial de mineral	0.980 m
Altura final de mineral	0.980 m
Volumen de agua	435.165 L
Tamaño de las partículas de mineral	68.37% - Malla -7/8"
Concentración de NaCN	250 ppm
Consumo Total de NaCN	0.550 kg/Tn
Gravedad específica	2.30 kg/m ³
Porcentaje de compactación	0 %
Velocidad de percolación	6.45 m/día
Porcentaje de saturación	5.95 %
Ratio de flujo	12 L/h*m ²
pH de cianuración	11.3
Adición inicial de cal	0.200 kg/Tn
Adición Total de Cal	0.67 kg/Tn

- Resultados de la prueba experimental 1.

Trabajando con los parámetros se alcanzó una recuperación de oro de 68.83%, lo que indica que se requiere de un mayor tiempo de lixiviación para lograr las condiciones más eficientes. Se aprecia en la Tabla 12.

Tabla 12.
Resultado de lixiviación de la prueba experimental 1.

Días de lixiviación	Cabeza Au (g/Tn)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
		Au	Ag	NaCN	Cal
21	0.662	68.83	0.00	0.55	0.67

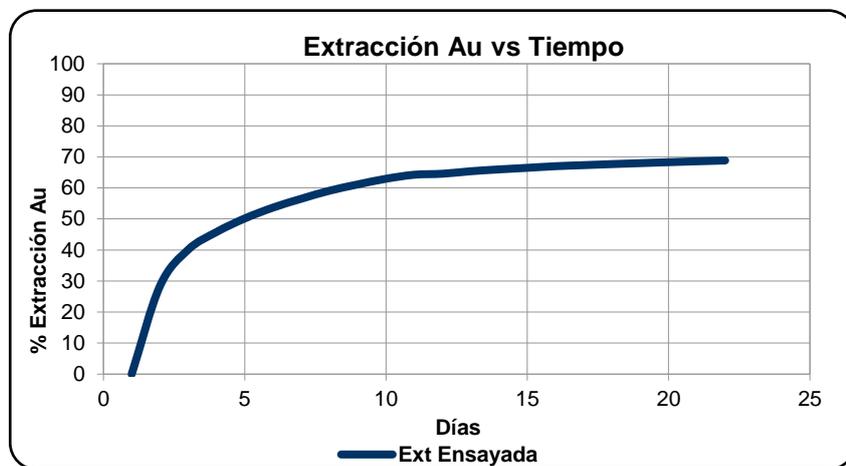


Figura 18. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

En la figura 18, indica de la cantidad 100.50 kg de mineral con una ley 0.662 g de oro/Tn de mineral, con concentración de 250 ppm de NaCN, en 21 días se logró una recuperación del 68.83 % de oro. Cómo se aprecia en la figura 18.

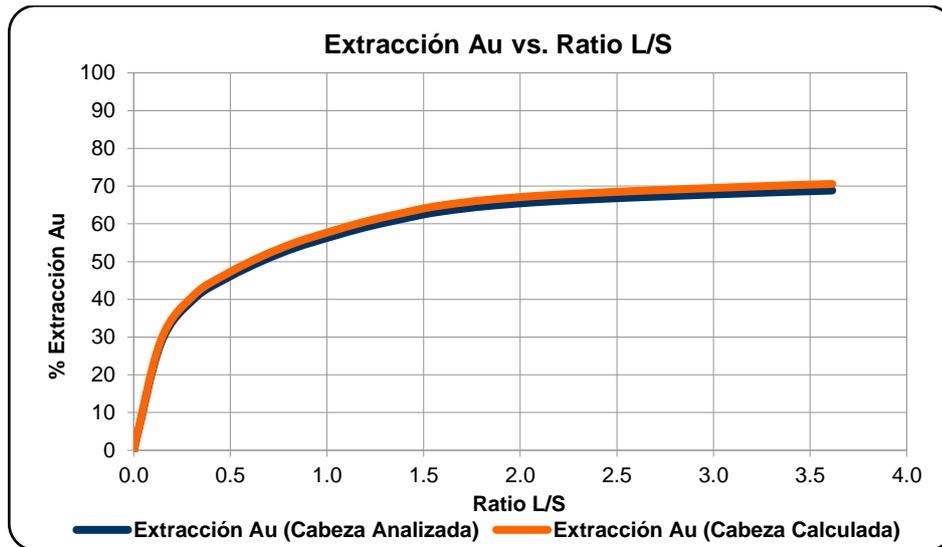


Figura 19. Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.

En la figura 19 compara, que la línea oscura cabeza analizada y la línea naranja es cabeza calculada, ambas alcanzan el mismo 68.83 % de extracción de oro con una relación de 2.8 (L/S).

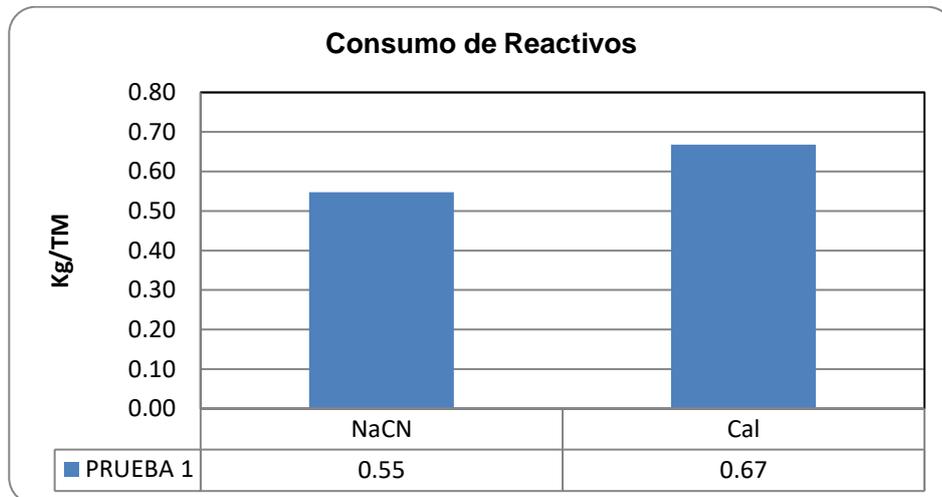


Figura 20. Consumo de NaCN y cal.

La figura 20 indica el consumo de NaCN es de 0.55 kg/Tn de mineral y de cal es de 0.67 kg/Tn de mineral para la cantidad mencionada en la tabla 12.

Tabla 133.*Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 1*

BALANCE METALURGICO				
Día	Riego	Pregnant	Extracción Au	
	Ratio L</S	Ratio L/S	Acumulado (mg)	Extracción Au (Cabeza Analizada)
0	0.20	0.00	0.00	0.00
1	0.40	0.14	18.78	28.37
2	0.60	0.31	26.55	40.10
3	0.80	0.49	30.31	45.78
4	1.00	0.66	33.20	50.15
5	1.20	0.83	35.52	53.65
6	1.40	1.02	37.41	56.50
7	1.60	1.20	39.13	59.10
8	1.80	1.37	40.46	61.12
9	2.00	1.55	41.67	62.94
10	2.20	1.74	42.53	64.24
11	2.40	1.80	42.74	64.57
12	2.60	1.98	43.28	65.37
13	2.80	2.16	43.67	65.96
14	3.00	2.35	44.00	66.47
15	3.20	2.59	44.35	66.99
16	3.40	2.76	44.58	67.33
17	3.60	2.93	44.80	67.67
18	3.80	3.10	45.00	67.98
19	4.00	3.27	45.21	68.29
20	4.20	3.44	45.39	68.57
21	4.40	3.61	45.57	68.83

4.1.5.2 Experimento 2

Se trabajó en un periodo de 24 días, con la “concentración de NaCN de 200 ppm”, con el consumo de 0.357 kg/Tn, una densidad de 2.405 kg/m³, y un pH de 10.7.

Tabla 144.*Condiciones de lixiviación en la prueba experimental 2.*

Detalle	Unidades
Tiempo de lixiviación	24 días
Ley de cabeza	0.374 g/Tn
Peso de mineral Húmedo	101.90 kg
% de Humedad	0 %
Peso de mineral Seco	101.9 kg
Altura inicial de mineral	1.02 m
Altura final de mineral	1.02 m
Volumen de agua	435.165 L
Tamaño de mineral	82% - Malla 1 1/8"
Concentración de NaCN	200 ppm
Consumo Total de NaCN	0.36 kg/Tn
Gravedad específica	2.405 kg/m ³
Porcentaje de compactación	0%
Velocidad de percolación	3.48 m/día
Porcentaje de saturación	4.51 %
Ratio de flujo	12 L/h*m ²
pH de cianuración	10.73
Adición inicial de cal	0.488 kg/Tn
Adición Total de Cal	0.66kg/Tn

- Resultados de la prueba experimental 2.

Trabajando con los parámetros se alcanzó una recuperación de oro de 49.02 %, lo que indica que se requiere de un mayor tiempo de lixiviación para lograr las condiciones más eficientes. Como se ve en la Tabla 15.

Tabla 15.*Resultado de lixiviación de la prueba experimental 2.*

Días de lixiviación	Cabeza Au (g/Tn)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
		Au	Ag	NaCN	Cal
24	0.374	49.02	0.00	0.36	0.66

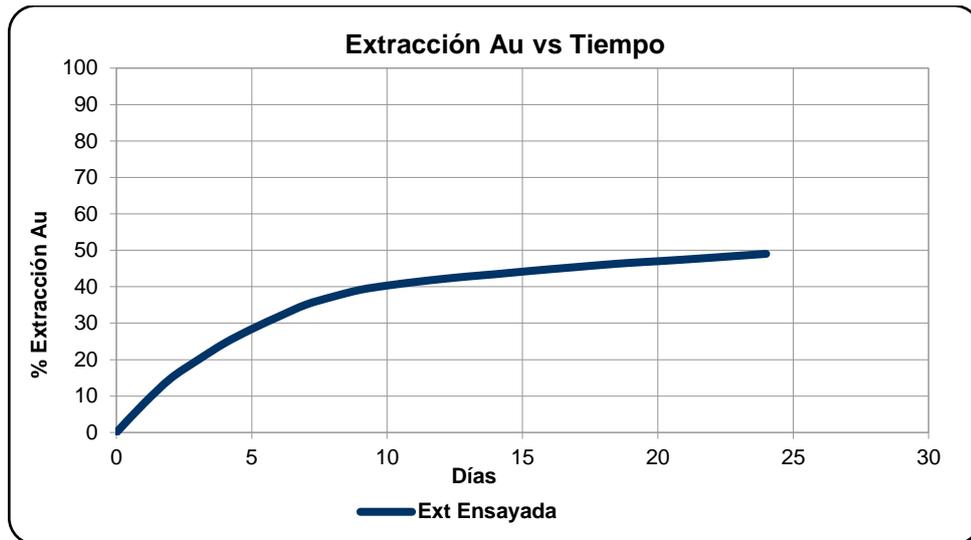


Figura 21. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 21 da los resultados de la tabla 15, que trata una ley inicial de 0.374 g Au/Tn de mineral después de 24 días y logro una recuperación de Au de 49.02%, lo que indica que se requiere más periodo de tiempo empleado en proceso.

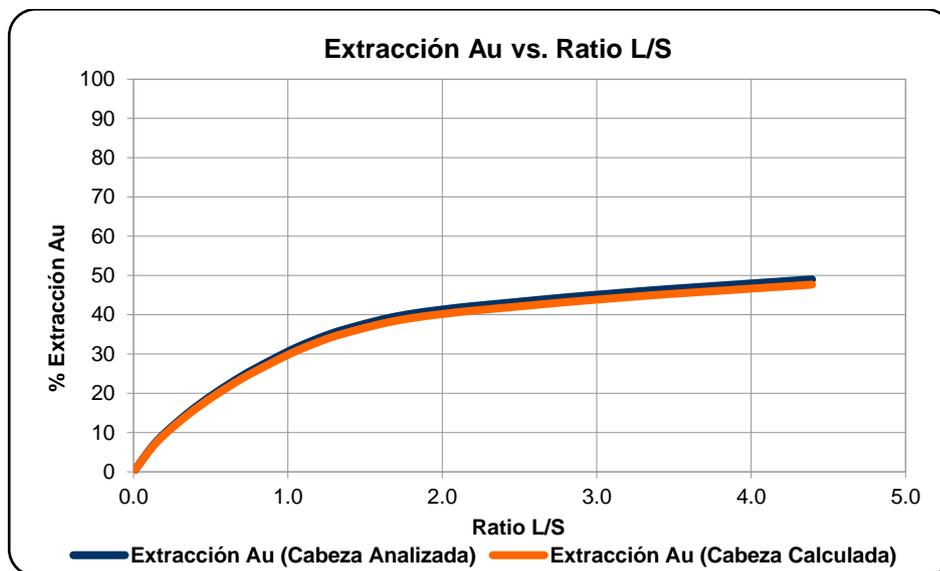


Figura 22. Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.

En la figura 22 muestra los resultados de recuperación, donde a los 24 días se trató una ley de cabeza calculada de 0.374 g de Au/Tn de mineral y se logró una recuperación de 49.02% de Au.

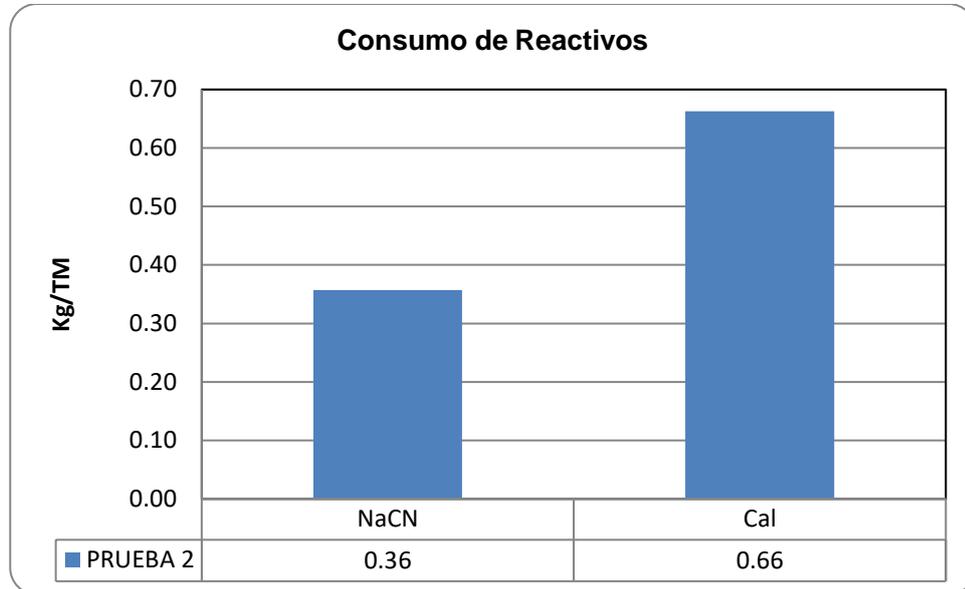


Figura 23. Consumo NaCN y cal.

La figura 23 de la tercera prueba, el gasto del NaCN es de 0.36 kg/Tn de mineral y de cal es de 0.66 kg/Tn de mineral para la cantidad mencionada en la tabla 15.

Tabla 16.*Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 2*

BALANCE METALURGICO				
Día	Riego	Pregnant	Extracción Au	
	Ratio L/S	Ratio L/S	Acumulado (mg)	Extracción Au (Cabeza Analizada)
0	0.20	0.00	0.00	0.00
1	0.40	0.15	2.99	7.83
2	0.60	0.35	5.65	14.80
3	0.80	0.52	7.57	19.84
4	1.00	0.71	9.36	24.52
5	1.20	0.89	10.83	28.38
6	1.40	1.06	12.14	31.83
7	1.60	1.27	13.38	35.07
8	1.80	1.46	14.22	37.26
9	2.00	1.65	14.94	39.14
10	2.20	1.81	15.38	40.32
11	2.40	1.99	15.75	41.27
12	2.60	2.17	16.06	42.10
13	2.80	2.37	16.34	42.83
14	3.00	2.53	16.58	43.44
15	3.20	2.72	16.84	44.14
16	3.40	2.90	17.09	44.79
17	3.60	3.10	17.33	45.41
18	3.80	3.29	17.56	46.03
19	4.00	3.47	17.77	46.57
20	4.20	3.64	17.93	47.00
21	4.40	3.81	18.12	47.48
22	4.60	4.00	18.31	47.98
23	4.80	4.20	18.51	48.51
24	5.00	4.39	18.71	49.02

- **Resumen de resultados de la prueba experimental 1 y 2.**

Al comparar los dos parámetros se lograron recuperaciones diferentes, lixiviando a los 21 días se obtuvo una recuperación de oro de 68.83% y a los 24 días se alcanzó una recuperación de oro de 49.02 %, esto indica que se requiere una evaluación de los demás parámetros de lixiviación, para lograr una recuperación más eficiente. Se puede ver en la tabla 15.

Tabla 17.

Resumen del resultado de lixiviación de las pruebas experimentales 1-2

Test	Malla	NaCN ppm	Días de lixiviación	Au (g/Tn)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
					Au	Ag	NaCN	Cal
Prueba 1	Rom	250	21	0.662	68.83	0.00	0.55	0.67
Prueba 2	Rom	200	24	0.374	49.02	0.00	0.36	0.66

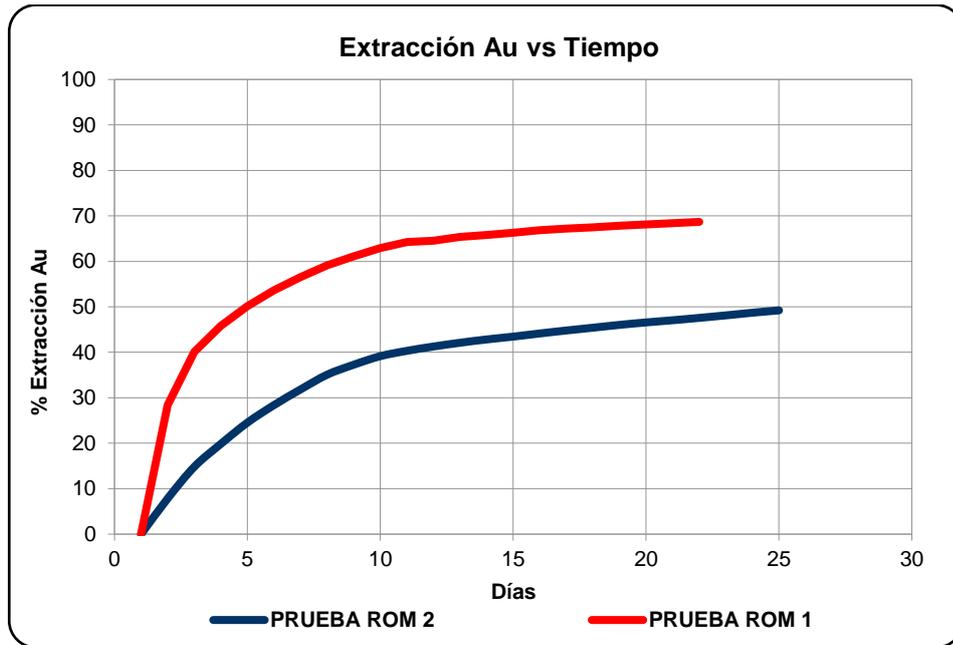


Figura 24. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 24, se describe el resultado de la tabla 17, donde se compara el resultado de 21 días se logra recuperar 68.83 % de oro, mientras que el de 24 días se logra obtener 49.02 % de Au, a mayor tiempo de lixiviación presenta mejor recuperación, esto implica seguir evaluando otros parámetros que influye en el proceso.

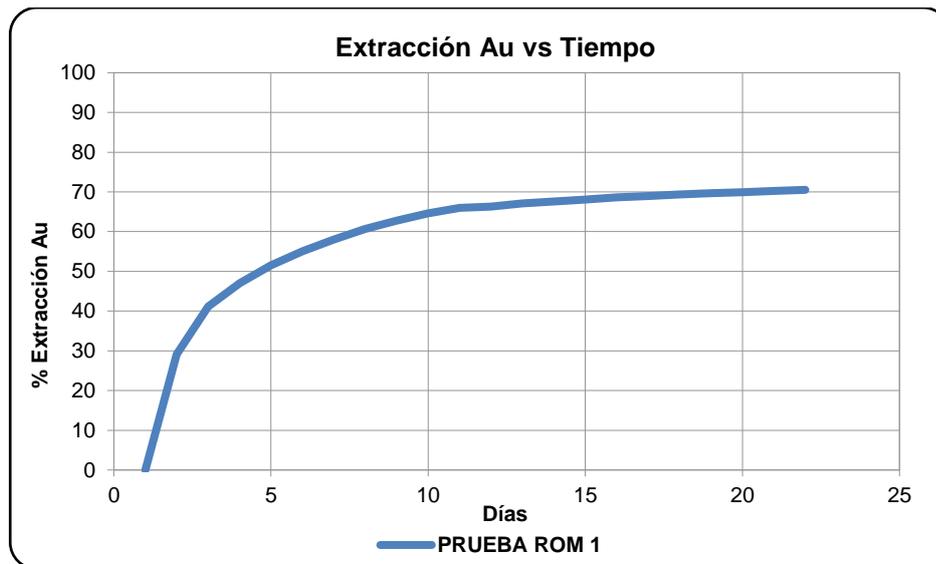


Figura 25. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 25, se describe el resultado de la tabla 17, donde se aprecia el resultado de 21 días se logra obtener 68.83 % de Au, a mayor tiempo de lixiviación presenta mejor recuperación, esto implica seguir evaluando otros parámetros que influye en el proceso.

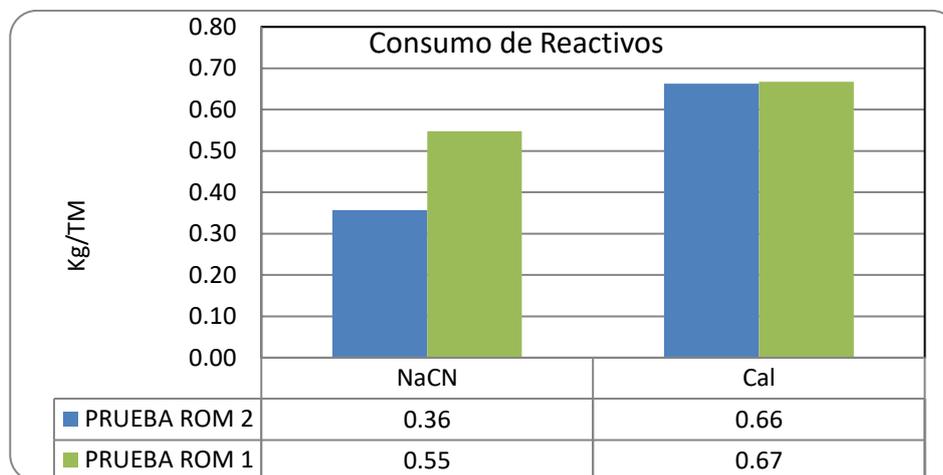


Figura 26. Consumo de Reactivos (NaCN y Cal).

En la primera prueba de la figura 26, se compara el consumo de NaCN es de 0.55 kg/Tn de mineral y cal es 0.67 kg/Tn de mineral, y en la segunda prueba es de 0.036 kg de NaCN/Tn de mineral y 0.66 kg de cal /Tn de mineral, se

menciona en la tabla 15, estos consumos nos indican en base a la cantidad de mineral tratada.

4.1.5.3. Experimento 3

Se trabajó en un periodo de 85 días, con la “concentración de NaCN de 250 ppm”, con el consumo de 0.417 kg/Tn, una densidad de 2.30 kg/m³, y un pH de 11.3.

Tabla 18.

Condiciones de lixiviación en la prueba experimentales 3.

Detalle	Unidades
Tiempo de lixiviación	85 días
Ley de cabeza	0.644 g/Tn
Peso de mineral Húmedo	3950.40 kg
Porcentaje de Humedad	0.46 %
Peso de mineral Seco	3932.00 kg
Altura inicial de mineral	5.70 m
Altura final de mineral	5.70 m
Volumen de agua	17136.4 L
Tamaño del mineral	82% - Malla 1 1/8"
Concentración de NaCN	250 ppm
Consumo Total de NaCN	0.417kg/Tn
Gravedad específica	2.30 kg/m ³
Porcentaje de compactación	0 %
Velocidad de percolación	3.03 m/día
% de saturación	4.20 %
Ratio de flujo	12 L/h*m ²
pH de cianuración	11.3
Adición inicial de cal	0.300 kg/Tn
Adición Total de Cal	0.643kg/Tn

- Resultados de la prueba experimental 3.

Trabajando con los parámetros se alcanzó una recuperación de oro de 73.44 %, lo que indica que se requiere de un mayor tiempo de lixiviación para lograr las condiciones más eficientes. Como se ve en la Tabla 19.

Tabla 19.

Resultado de lixiviación de la prueba experimental 3.

Días de lixiviación	Cabeza Au (g/Tn)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
		Au	Ag	NaCN	Cal
85	0.644	73.44	0.00	0.417	0.643

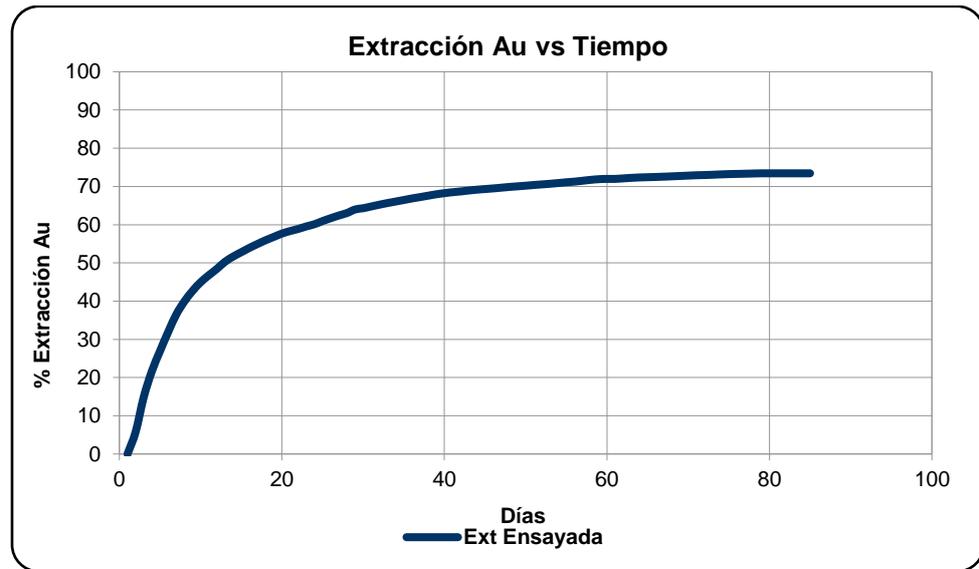


Figura 27. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

En la figura 27, indica de la cantidad 3950.40 kg de mineral bruto con una ley 0.644 g de oro/Tn de mineral, con concentración de 250 ppm de NaCN, en 85 días se logró una recuperación del 73.44 % de oro. Cómo se estima en la figura 27.

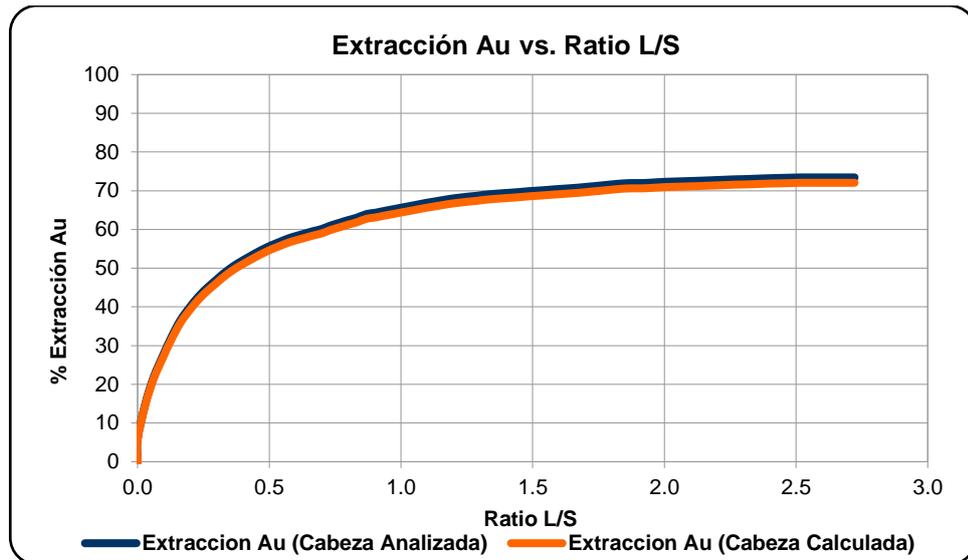


Figura 28. Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.

En la figura 28 compara, que la línea oscura cabeza analizada y la línea naranja es cabeza calculada, ambas alcanzan el mismo 73.44 % de extracción de oro con una relación de 2.75 (L/S).

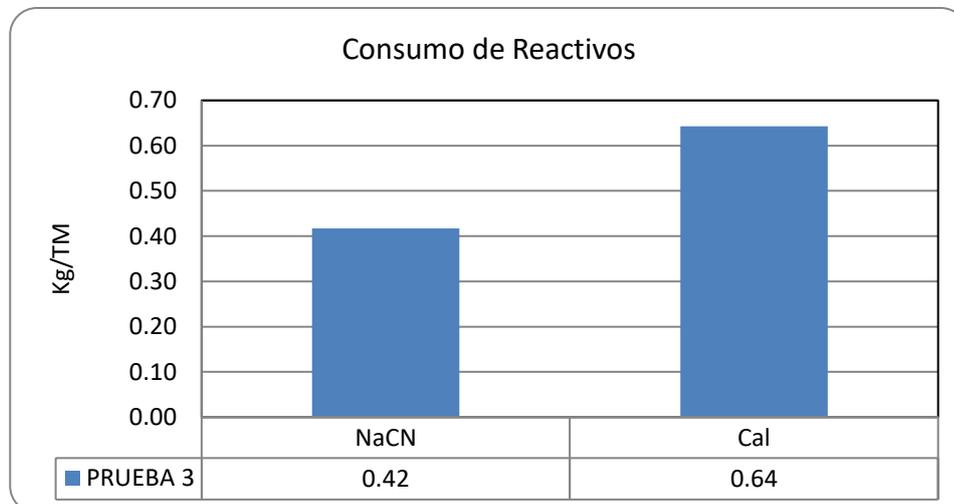


Figura 29. Consumo de reactivos (NaCN y Cal).

La figura 29 de la tercera prueba, el Consumo de NaCN es de 0.417 kg/Tn de mineral y de cal es de 0.643 kg/Tn de mineral para la cantidad mencionada en la tabla 19.

Tabla 20.

Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 3

BALANCE METALURGICO				
Día	Riego	Pregnant	Extracción Au	
	Ratio L/S	Ratio L/S	Acumulado (mg)	Extracción Au (Cabeza Analizada)
1	0.04	0.00	0.00	0.00
2	0.07	0.00	146.93	5.80
3	0.11	0.03	378.19	14.93
4	0.14	0.06	549.84	21.70
5	0.18	0.09	683.22	26.97
6	0.21	0.13	808.98	31.93
7	0.25	0.16	925.32	36.52
8	0.28	0.20	1011.62	39.93
9	0.32	0.23	1081.17	42.67
10	0.36	0.26	1138.68	44.94
11	0.39	0.29	1184.86	46.77
12	0.43	0.32	1227.43	48.45
13	0.46	0.36	1274.19	50.29
14	0.50	0.39	1308.84	51.66
15	0.53	0.42	1337.75	52.80
16	0.57	0.45	1366.26	53.93
17	0.61	0.48	1392.18	54.95
18	0.64	0.51	1417.11	55.93
19	0.68	0.54	1439.16	56.80
20	0.71	0.57	1461.33	57.68
21	0.75	0.60	1477.69	58.33
22	0.78	0.63	1491.93	58.89
23	0.82	0.67	1508.61	59.55
24	0.85	0.70	1523.18	60.12
25	0.89	0.73	1543.99	60.94
26	0.93	0.77	1563.04	61.69
27	0.96	0.80	1580.99	62.40
28	1.00	0.83	1597.22	63.04
29	1.03	0.87	1620.86	63.98
30	1.07	0.90	1629.28	64.31
31	1.10	0.94	1641.07	64.77
32	1.14	0.97	1652.69	65.23
33	1.17	1.00	1663.61	65.66
34	1.21	1.03	1673.57	66.06
35	1.25	1.07	1683.77	66.46
36	1.28	1.10	1694.05	66.86
37	1.32	1.13	1703.03	67.22
38	1.35	1.16	1712.41	67.59
39	1.39	1.19	1721.77	67.96
40	1.42	1.23	1729.06	68.25
41	1.46	1.26	1735.38	68.50
42	1.50	1.29	1740.59	68.70



43	1.53	1.32	1746.79	68.95
44	1.57	1.35	1752.19	69.16
45	1.60	1.38	1756.39	69.33
46	1.64	1.42	1760.59	69.49
47	1.67	1.45	1765.35	69.68
48	1.71	1.48	1770.33	69.88
49	1.74	1.52	1774.42	70.04
50	1.78	1.55	1778.64	70.20
51	1.82	1.59	1783.19	70.38
52	1.85	1.62	1787.24	70.54
53	1.89	1.66	1791.43	70.71
54	1.92	1.69	1796.11	70.89
55	1.96	1.72	1801.36	71.10
56	1.99	1.75	1805.56	71.27
57	2.03	1.78	1811.36	71.50
58	2.06	1.81	1817.30	71.73
59	2.10	1.85	1821.74	71.90
60	2.14	2.85	1823.72	71.98
61	2.17	3.85	1823.72	71.98
62	2.21	4.85	1827.02	72.11
63	2.24	5.85	1830.58	72.25
64	2.28	6.85	1833.10	72.35
65	2.31	7.85	1834.89	72.42
66	2.35	8.85	1836.50	72.49
67	2.39	9.85	1838.39	72.56
68	2.42	10.85	1840.68	72.65
69	2.46	11.85	1843.08	72.75
70	2.49	12.85	1845.33	72.84
71	2.53	13.85	1847.89	72.94
72	2.56	14.85	1849.29	72.99
73	2.60	15.85	1851.11	73.06
74	2.63	16.85	1853.43	73.16
75	2.67	17.85	1855.45	73.24
76	2.71	18.85	1856.77	73.29
77	2.74	19.85	1857.98	73.34
78	2.78	20.85	1859.36	73.39
79	2.81	21.85	1860.61	73.44
80	2.85	22.85	1860.61	73.44
81	2.88	23.85	1860.61	73.44
82	2.92	24.85	1860.61	73.44
83	2.96	25.85	1860.61	73.44
84	2.99	26.85	1860.61	73.44
85	3.03	27.85	1860.61	73.44

4.1.5.4. Experimento 4

Se trabajo en un periodo de 65 días, con la concentración de NaCN de 200 ppm, con el consumo de 0.210 kg/Tn, una densidad de 2.405 kg/m³, y un pH de 10.5.

Tabla 21.

Condiciones de lixiviación en la prueba experimental 4.

Detalle	Unidades
Tiempo de lixiviación	65 días
Ley de cabeza	0.374 g/Tn
Peso de mineral Húmedo	3951.30 kg
Porcentaje de Humedad	5.30 %
Peso de mineral Seco	3742.00 kg
Altura inicial de mineral	5.180 m
Altura final de mineral	5.150 m
Volumen de agua	435.165 L
Tamaño de mineral	80% - Malla 1 1/8"
Concentración de NaCN	200 ppm
Consumo Total de NaCN	0.210 kg/Tn
Gravedad especifica	2.405 kg/m ³
Porcentaje de compactación	0.58 %
Velocidad de percolación	3.17 m/día
Porcentaje de saturación	7.80 %
Ratio de flujo	12 L/h*m ²
pH de cianuración	10.5
Adición inicial de cal	0.540 kg/Tn
Adición Total de Cal	0.78 kg/Tn

Tabla 15.

Resultado de lixiviación de la prueba experimental 4.

Días de lixiviación	Cabeza Au (g/TM)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
		Au	Ag	NaCN	Cal
65	0.374	50.11	0.00	0.21	0.78

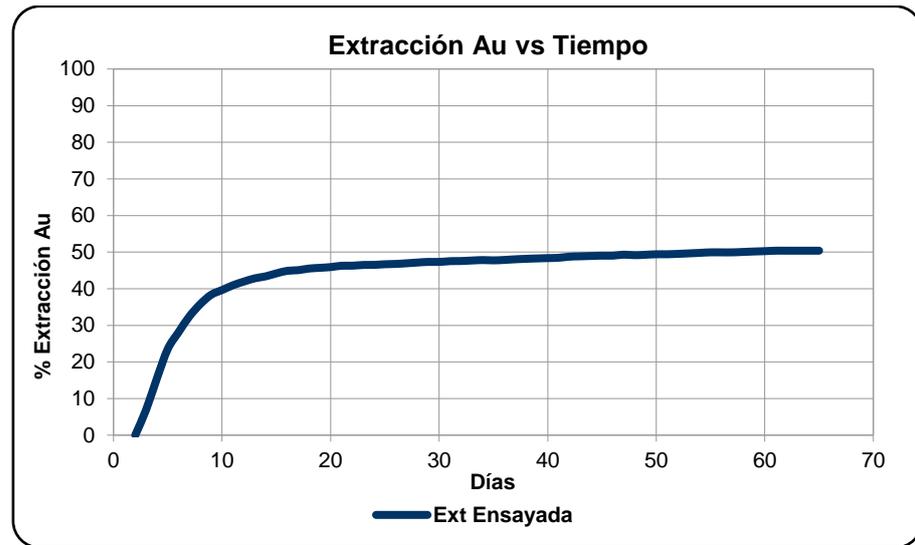


Figura 30. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 30 se da el resultado de la tabla 19, donde a los 65 días se trató con la ley de cabeza de 0.374 g de Au/Tn de mineral y se logró una recuperación de 50.11 % de oro, esto indica que se requiere más tiempo empleado en proceso y requiere una evaluación de otros parámetros que conforman en el proceso.

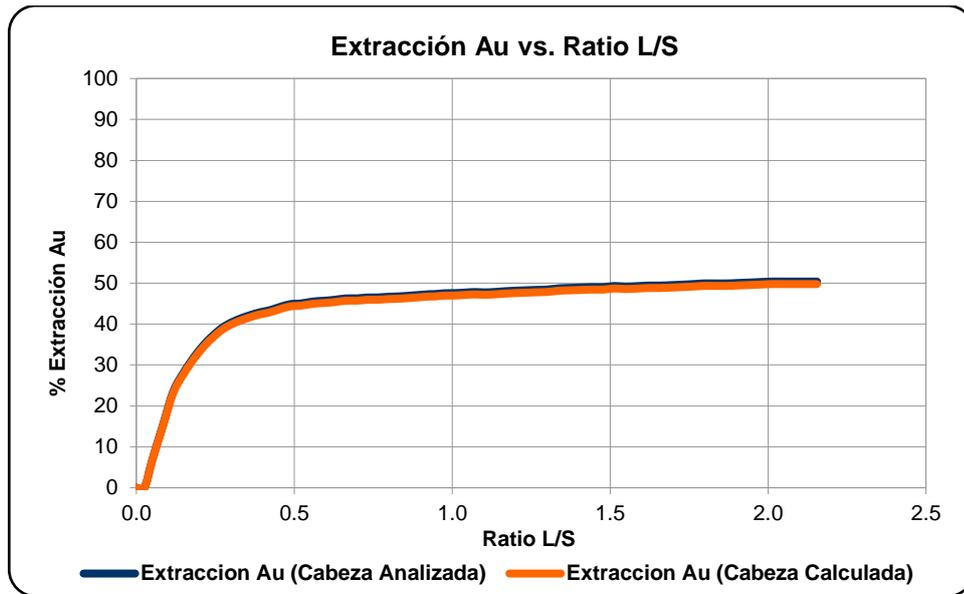


Figura 31. Ratio de flujo (L/S) y porcentaje de recuperación.

La figura 31 presenta resultado de ratio de recuperación, donde a los 65 días se trató con ley de cabeza calculada de 0.374 g de Au/Tn de mineral que se llegó a una recuperación de 50.11 % de Au.

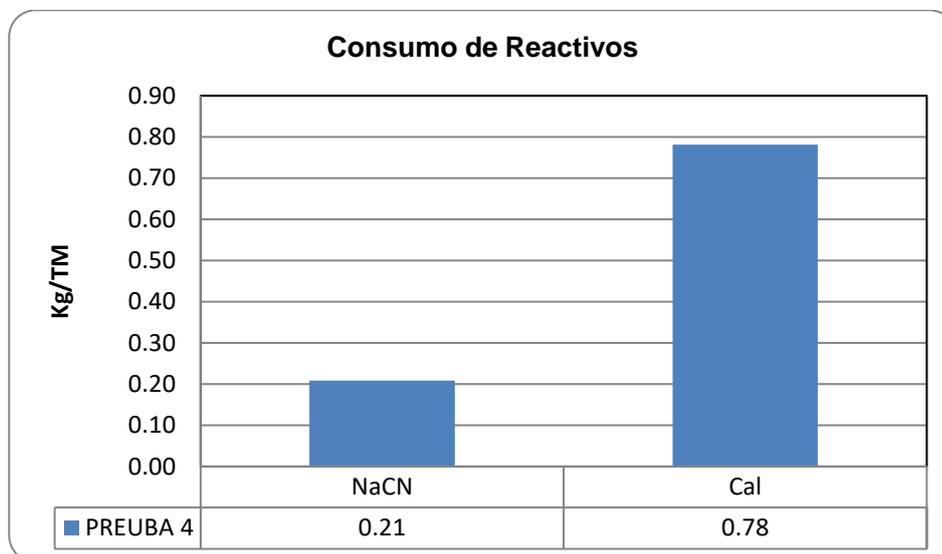


Figura 32. Consumo de reactivos (NaCN y Cal).

En la figura 32 de la cuarta prueba, consumo de NaCN es de 0.21 kg/Tn de mineral y de cal es de 0.78 kg/Tn de mineral para la cantidad mencionada en la tabla 22.



Tabla 2316.

Balance metalúrgico de lixiviación de la prueba experimental 4

BALANCE METALURGICO				
Día	Riego	Pregnant	Extracción Au	
	Ratio L/S	Ratio L/S	Acumulado (mg)	Extracción Au (Cabeza Analizada)
1	0.04	0.00	0.00	0.00
2	0.07	0.03	0.00	0.00
3	0.11	0.05	96.90	6.93
4	0.15	0.08	217.22	15.54
5	0.19	0.12	329.30	23.55
6	0.22	0.15	393.71	28.16
7	0.26	0.19	454.11	32.48
8	0.30	0.22	500.75	35.81
9	0.34	0.26	536.41	38.36
10	0.37	0.28	554.24	39.64
11	0.41	0.32	572.42	40.94
12	0.45	0.35	586.40	41.94
13	0.49	0.39	598.86	42.83
14	0.52	0.42	606.34	43.37
15	0.56	0.45	617.89	44.19
16	0.60	0.49	627.59	44.88
17	0.64	0.52	630.06	45.06
18	0.67	0.56	636.35	45.51
19	0.71	0.59	639.03	45.70
20	0.75	0.63	641.93	45.91
21	0.79	0.66	646.97	46.27
22	0.82	0.70	647.25	46.29
23	0.86	0.73	650.05	46.49
24	0.90	0.76	650.37	46.51
25	0.94	0.80	652.74	46.68
26	0.97	0.83	654.02	46.77
27	1.01	0.87	656.40	46.95
28	1.05	0.90	659.28	47.15
29	1.09	0.93	661.69	47.32
30	1.12	0.94	661.59	47.32
31	1.16	0.97	664.58	47.53
32	1.20	1.01	665.10	47.57
33	1.23	1.04	667.02	47.70
34	1.27	1.07	668.74	47.83
35	1.31	1.10	667.60	47.75
36	1.35	1.14	669.23	47.86
37	1.38	1.17	671.73	48.04



38	1.42	1.20	673.55	48.17
39	1.46	1.24	674.95	48.27
40	1.50	1.27	676.23	48.36
41	1.53	1.30	677.48	48.45
42	1.57	1.34	681.68	48.75
43	1.61	1.38	683.08	48.85
44	1.65	1.41	684.38	48.95
45	1.68	1.44	685.58	49.03
46	1.72	1.48	685.58	49.03
47	1.76	1.51	689.33	49.30
48	1.80	1.55	687.42	49.16
49	1.83	1.59	688.98	49.28
50	1.87	1.62	690.93	49.41
51	1.91	1.66	690.93	49.41
52	1.95	1.69	692.45	49.52
53	1.98	1.73	694.27	49.65
54	2.02	1.77	696.22	49.79
55	2.06	1.80	698.18	49.93
56	2.10	1.83	698.18	49.93
57	2.13	1.87	698.18	49.93
58	2.17	1.91	699.74	50.04
59	2.21	1.94	701.42	50.17
60	2.24	1.97	702.73	50.26
61	2.28	2.01	704.55	50.39
62	2.32	2.04	704.55	50.39
63	2.36	2.08	704.55	50.39
64	2.39	2.12	704.55	50.39
65	2.43	2.15	704.55	50.39

- **Resumen de resultados de la prueba experimental 3 y 4.**

Al comparar los dos parámetros se lograron recuperaciones diferentes, lixiviando a los 85 días se alcanzó una recuperación de oro de 73.44 % y a los 65 días se obtuvo una recuperación de oro de 50.11 %, esto indica que se requiere una evaluación de los demás parámetros de lixiviación, para lograr una recuperación más eficiente. Se puede ver en la tabla 25.

Tabla 24.

Resumen de resultado de lixiviación de las pruebas experimentales 3-4

Test	Malla	NaCN ppm	Días de lixiviación	Au (g/Tn)	% Extracción		Consumos (Kg. /Tn)	
					Au	Ag	NaCN	Cal
Prueba 3	Rom	250	85	0.662	73.44	0.00	0.55	0.67
Prueba 4	Rom	200	65	0.374	50.11	0.00	0.21	0.78

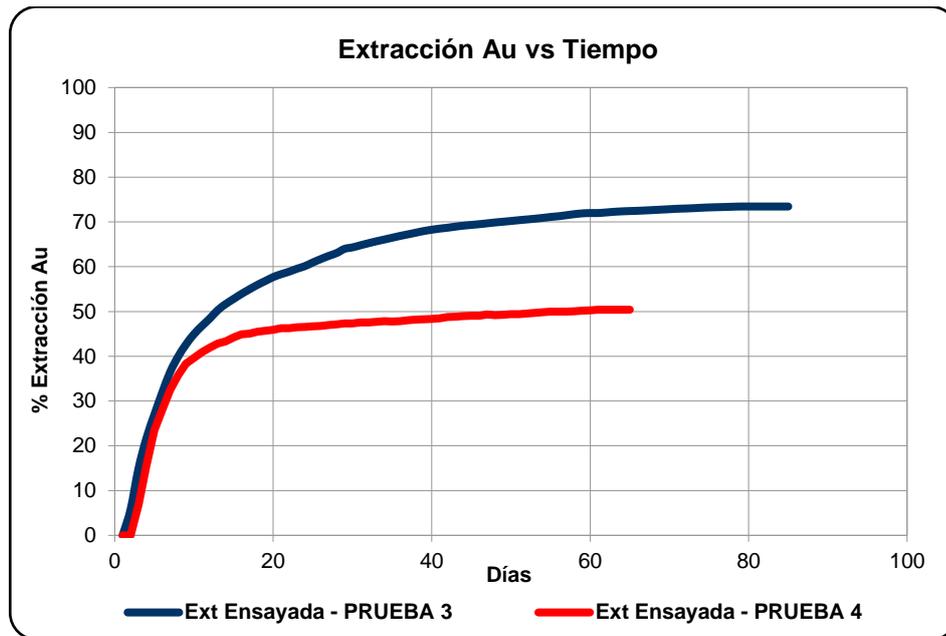


Figura 33. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 33, presenta el resultado de la tabla 20, donde se compara el resultado de 85 días se logra recuperar el 73.44 % de oro, mientras que el de 65 días se logra obtener el 50.11 % de oro. Con estos resultados, el tiempo empleado en el proceso de pads de lixiviación nos orienta con mayor importancia y requiere estudiar otros parámetros involucrados en el proceso.

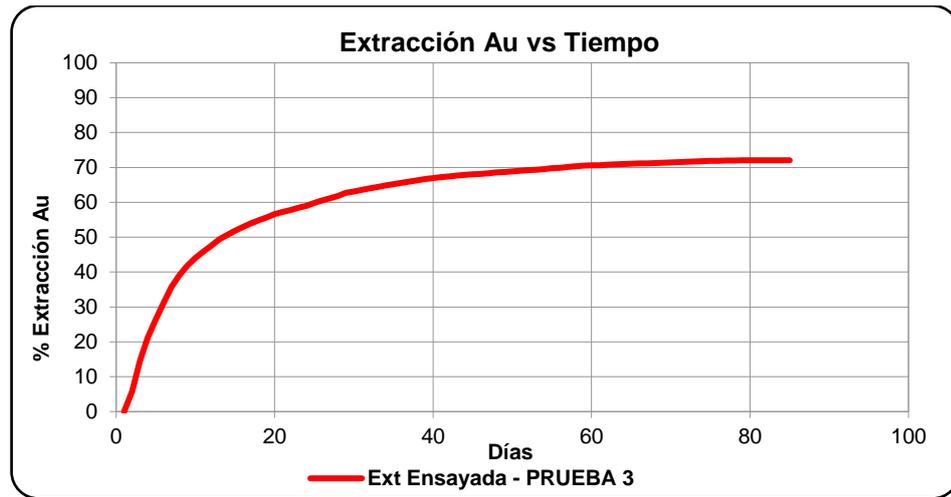


Figura 34. Tiempo (Días) y porcentaje de recuperación.

La figura 34, presenta el resultado de la tabla 20, donde presenta mayor tiempo y porcentaje de recuperación, consiste que el tiempo es de 85 días se logra obtener el 73.44 % de oro. Con esto resultado y el tiempo empleado en el proceso de pads de lixiviación nos orienta con mayor jerarquía y evaluar los otros parámetros involucrados en este proceso.

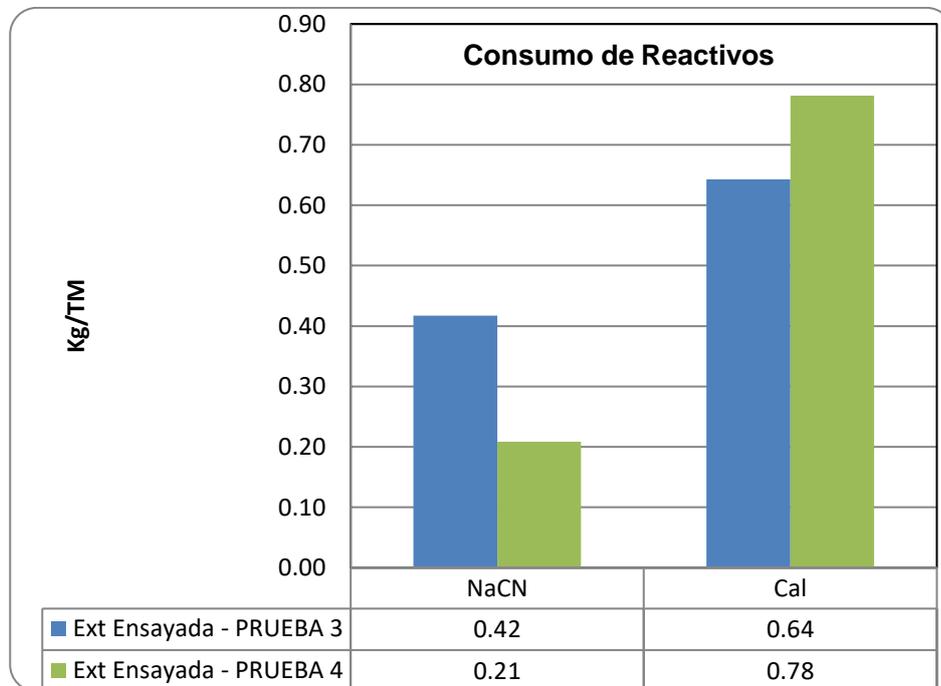


Figura 35. Consumo de reactivos (NaCN y Cal).



En la tercera prueba de la figura 35, se compara consumo de NaCN es de 0.42 kg/Tn de mineral y la cal es 0.64 kg/ Tn de mineral, y en la cuarta prueba es de 0.21 kg de NaCN/ Tn de mineral y 0.78 kg de cal /Tn de mineral, se aprecia en la tabla 20, estos consumos nos indican en función al tiempo, la concentración y consumo de cianuro de sodio del mineral tratada.

Trabajando con los parámetros determinados se lograron los objetivos planteados en la recuperación de oro, por lo que nos indica seguir evaluando los demás parámetros que se requieren en los pads de lixiviación, hasta llegar a parámetros óptimos en la recuperación.

Con estos resultados logrados se evalúa el tiempo de lixiviación para una recuperación óptima, pero se necesario estudiar más variables que influyen en este proceso para dicho mineral aurífero, y la concentración de cianuro de sodio para obtener la mayor % de recuperación de oro del mineral aurífero lixiviado.



V. CONCLUSIONES

- Se concluye con la determinación del tiempo de lixiviación en pads en un periodo de 21 días a 85 días para lograr el mayor % de recuperación de Au del mineral aurífero, de las cuatro pruebas la que tiene mejor recuperación es la de la prueba 3 de un tiempo de 85 días que alcanzó una recuperación del 73.44%, así mismo la optimización de los demás parámetros de lixiviación van de manera conjunta.
- Se concluye la determinación de la concentración de NaCN a 250 ppm y se logró determinar un consumo de 0.42 a 0.55 Kg/Tn de cianuro de sodio para obtener el mayor % de recuperación de Au de un mineral aurífero, de las cuatro pruebas, la tercera prueba tiene la mejor recuperación con un consumo de 0.42 Kg/Tn de cianuro de sodio, estos son parámetros que interactúan recíprocamente en el % recuperación de oro.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda continuar evaluando otros parámetros y variables como la granulometría, cinética de lixiviación, y pH, de acuerdo con los resultados obtenidos, ya que estas variables influyen significativamente en los procesos de disolución de oro que se realizan in situ en los pads de cianuración.
- Asimismo, se recomienda evaluar la presión y temperatura del aire en la cianuración de un mineral de Au para evitar un consumo excesivo de NaCN. También se recomienda la interacción de los otros parámetros que interactúan en el % recuperación de oro de un mineral aurífero.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Arias-Lafarge, T., Fernández-Compta, D., Sánchez-Rodríguez, Y., & Lassera-Portuondo, A. (n.d.). Influencia de la lixiviación en la recuperación de oro en la Mina Oro-Barita de Santiago de Cuba. 461–476. Retrieved February 16, 2021, from http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2224-61852017000300008
- Flores Calli, F. R. (2011). Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley - Minera ARUNTANI SAC [Universidad Nacional del Altiplano]. http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/4626/Flores_Calli_Fred_Rube284_n.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Gutiérrez García, J. P. (2011). Lixiviación de Oro en montones y recuperación por carbón 286 activado. [https://tesis.ipn.mx/bitstream/handle/123456789/25076/lixivacion de oro en montones y recuperacion por carbon 288 activado.pdf?sequence=1&isallowed=y](https://tesis.ipn.mx/bitstream/handle/123456789/25076/lixivacion_de_oro_en_montones_y_recuperacion_por_carbon_288_activado.pdf?sequence=1&isallowed=y)
- López Rosello, A. S. (2014). Efecto de la densidad de pulpa y de la concentración de cianuro de sodio en la lixiviación por agitación para la recuperación de oro en la planta de beneficio doble de Arequipa. Universidad Nacional del Altiplano.
- Moscoso Gambarini, H. (2018). estudio del proceso de desorción para mejorar la recuperación del oro en la planta de macdesa. Universidad Nacional de 294 San Marcos.
- Ramírez Mora, A. (2016). Estudio de implementación de una planta de cianuración de oro 296 para una capacidad de 20 tmd [UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN]. <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3369/IMramoa.pdf?sequence=298=1&isAllowed=y>



- Ramírez Moreno, C. A., & Sánchez Bustamante, Y. del R. (2016). Influencia del tiempo de lixiviación y concentración de NaCN sobre el porcentaje de recuperación de Au mediante agitación en pulpa de un mineral aurífero procedente de Minera Danzing - Ancash. Universidad Nacional de Trujillo.
- Rivera Briceño, L. G. (2009). Recuperación de oro refractario aplicando lixiviación con thiosulfato y resina en pulpa en la UEA Condestable. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Rojas Reyes, N. R. (2003). Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración [Universidad de Concepción].
<http://repositorio.udec.cl/jspui/handle/11594/1778>
- Santos Madrid, R. (n.d.). Evaluación de cuatro métodos para recuperación de oro a partir de un mineral refractario tesis que como requisito para obtener el grado de: maestría en ciencia y tecnología ambiental presenta: egresada del programa de maestría en ciencia y tecnología ambiental con reconocimiento de validez oficial de estudios de la sep. director de tesis: Dr. Erasmo orrantia borunda.
- Canahuirí, A. (2013). Recuperación de mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca-Puno. 1–155.
- Chambilla, J. F. (2015). Universidad Nacional del Altiplano de Puno Universidad Nacional del Altiplano de Puno. Análisis De La Estética Dentofacial Según El Análisis De Arnett Y Bergman En Los Alumnos Del Nivel Secundario De La Ies Industrial 32, Puno - 2018, 051, 144.
- Ramos, E. R. S. (2018). Universidad Nacional Del Altiplano Universidad Nacional Del Altiplano. *Tesis*, 1–168. http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/7104/Molleapaza_Mamani_Joel_Neftali.pdf?sequence=1&isAllowed=y



Nacional, U., Centro, D. E. L., Perú, D. E. L., Pacheco, P., & Jesús, C. (2009).

Universidad nacional del centro del Perú facultad de ingeniería metalúrgica y de materiales. 1–104.



ANEXOS

Anexo 1

Descarga de la solución cargada de Au del pad.



Anexo 2

Ratio de riego del mineral en el Pad dinámico



Anexo 3

Descarga del mineral en el Pad dinámico



Anexo 4

Tractor D6T ripeando el área para la instalación de riego



Anexo 5

Muestras de mineral embolsadas



Anexo 6

Descarga del mineral en el Pad dinámico



Anexo 7

Zona de descarga de mineral en el pad dinámico





DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Luis Aviles Cisneros Pino
, identificado con DNI 47070917 en mi condición de egresado de:

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

Ingeniería Metalúrgica

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

Título Profesional denominado:

"Influencia del tiempo de lixiviación in situ y concentración de NaOH sobre el porcentaje de recuperación de Au en la unidad minera utunsa, de la empresa andal sp. entre las regiones de Cusco y Arequipa."
"Es un tema original."

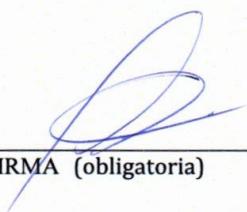
Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales,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

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

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

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

Puno 20 de setiembre del 2023


FIRMA (obligatoria)



Huella



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

Por el presente documento, Yo Luis Aviles Cáceres Pino
, identificado con DNI 47070917 en mi condición de egresado de:

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

Ingeniería Metalúrgica

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

Título Profesional denominado:

"Influencia del tiempo de lixiviación in situ y concentración de NaCN sobre el porcentaje de recuperación de Au en la Unidad Minera Atusa, de la empresa Andco SAC entre las regiones de Cusco y Apurímac."

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

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

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

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

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

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

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 20 de Setiembre del 2023

FIRMA (obligatoria)



Huella