



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO CIP PARA LA RECUPERACIÓN
DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO SMRL ACUMULACIÓN
LOS ROSALES LOCALIDAD HUANCASAYA VILQUE PUNO**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. FIORELA ENMA CHOQUEHUANCA MEDINA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2023



NOMBRE DEL TRABAJO

**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO CIP PARA
LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLA
NTA DE BENEFICIO SMRL ACUMULACIÓ
N.**

AUTOR

FIGRELA CHOQUEHUANCA

RECuento de palabras

22630 Words

RECuento de caracteres

106950 Characters

RECuento de páginas

106 Pages

Tamaño del archivo

1.9MB

Fecha de entrega

Oct 11, 2023 10:37 AM GMT-5

Fecha del informe

Oct 11, 2023 10:38 AM GMT-5

● 10% de similitud general

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

- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 3% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Cross

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)



Firmado digitalmente por HERRERA
CORDOVA Hector Clemente FAU
20145496170 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 11.10.2023 10:41:50 -05:00

V°B°

Firmado digitalmente por CARPIO
RAMOS Dianey Argelida FAU
20145496170 hard
Motivo: Soy V° B°
Fecha: 11.10.2023 11:29:31 -05:00



DEDICATORIA

A Dios

Principalmente a Dios padre todo poderoso por haberme guiado y permitido llegar hasta este punto, haberme dado salud para lograr mis metas propuesta.

A mis padres

Mi profundo cariño y mucho amor a mis queridos padres: Santos y Antonia, por todo el apoyo, esfuerzo, exigencia, sacrificio y constancia que todo padre y madre busca para un hijo.

A mi madre Antonia

Por haberme apoyado en todo momento,

Por haber confiado en mí, por todos sus consejos, por todas las desveladas y las promesas que le hice, por ser mi más grande motivación, por formarme una persona de bien. Por eso y por muchas cosas más, pero más que nada por su amor infinito.

A mis hermanos

Con mucho afecto, A mis hermanos, por estar siempre presentes y recordarme que son ellos quienes siguen mis pasos y por estar conmigo y por brindarme su apoyo moral. en especial a mi querido hermano Jhon Carlos, por el apoyo y motivación del deseo de superación.

A José Luis

Por haber sido una de las personas especiales en mi vida, por apoyarme en todo momento.



AGRADECIMIENTOS

- En primera instancia agradezco a Dios por guiar mis pasos y darme las fuerzas para crecer y lograr mis metas propuestas, ser mi principal fortaleza y apoyo en los momentos de dificultad y debilidad.
- Gracias a mis padres: Santos y Antonia y a mis hermanos Jhon Carlos y Sunmy, por ser los principales personajes en mi vida y ser mi inspiración, por creer en mí y apostar en mi deseo de superación y mejora.
- A todos los docentes de la Universidad Nacional del Altiplano de la escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica, que me compartieron sus conocimientos y experiencias durante toda mi permanencia en esta casa superior de estudios.
- A la planta de beneficio SMRL Acumulación Los Rosales, por haberme permitido realizar este trabajo, por su confianza y paciencia en especial al Dr. José Carneiro Arevalo, gerente general de la planta, así mismo al Geógrafo Oliver Huamán Soto, por darme la oportunidad de desenvolverme en el campo minero. Así mismo al ingeniero Darwin Delgado Mita por ser uno de mis mentores, por compartirme sus experiencias, y por brindarme su confianza.
- También agradezco infinitamente a todos los trabajadores de dicha planta por su apoyo constante y desinteresado durante el desarrollo de mi trabajo de investigación.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	12
ABSTRACT	13
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	15
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	15
1.2.1. Problema general.....	15
1.2.2. Problemas específicos	16
1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.3.1. Hipótesis general	16
1.3.2. Hipótesis específicas	16
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.5.1. Objetivo general	17
1.5.2. Objetivos específicos	17



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES	18
2.2.	MARCO TEÓRICO	23
2.2.1.	Proceso metalúrgico del oro	23
2.2.2.	Definición de la lixiviación	25
2.2.3.	Proceso de lixiviación	26
2.2.4.	Lixiviación mediante la agitación mecánica	26
2.2.5.	Cianuración de minerales con contenido de oro	26
2.2.6.	Química de la cianuración del oro.....	27
2.2.7.	Principales variables en la cianuración del oro	28
2.2.8.	Adsorción de oro con carbón activado.....	37
2.2.9.	Factores que afectan la adsorción.....	40
2.2.10.	Procesamiento de Carbono en Pulpa (CIP).....	42
2.2.11.	Factores que afectan el proceso CIP	43
2.2.12.	Proceso descripción de la sección de adsorción CIP	44
2.3.	MARCO CONTEXTUAL.....	46
2.3.1.	Descripción de la planta	46
2.3.2.	Descripción del proceso	47
2.3.2.1.	Recepción y almacenamiento.....	47
2.3.2.2.	Circuito chancado.....	47
2.3.2.3.	Circuito molienda	51
2.3.2.4.	Circuito de lixiviación.....	57

CAPÍTULO III



MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO.....	60
3.2.	PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO	60
3.3.	PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO	60
3.4.	POBLACIÓN Y MUESTRA DEL ESTUDIO	60
3.5.	DISEÑO ESTADÍSTICO	61
3.6.	PROCEDIMIENTO.....	61
	3.6.1. Metodología.....	61
	3.6.2. Desarrollo del procedimiento de investigación	62
	3.6.2.1. Procedimiento de la prueba experimental del proceso de lixiviación en laboratorio metalúrgico	63
	3.6.2.2. Preparación de reactivos	65
	3.6.2.3. Procedimiento para correr las pruebas metalúrgicas.....	66
	3.6.2.4. Datos de la prueba corrida	68
	3.6.2.5. Cálculos y formulas aplicativas en las pruebas metalúrgicas	68
	3.6.3. Técnicas y procedimientos de recolección de datos.....	71
3.7.	VARIABLES	72
3.8.	ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS	72

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD DE PULPA DEL PROCESO CIP.....	74
-------------	-----------------------------------------------------------------------	-----------



4.1.1. Pruebas de lixiviación de relaves auríferos para determinar la densidad de pulpa	75
4.1.2. Análisis estadístico de las pruebas de densidades	79
4.2. DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE RESIDENCIA EN LOS TANQUES DE LIXIVIACIÓN DE ORO.....	81
4.3. EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE ADSORCIÓN DE ORO EN EL CARBÓN MEDIANTE LA REACTIVACIÓN QUÍMICA.....	88
4.3.1. Reactivación química	88
4.3.2. Prueba de adsorción del carbono desorvido y reactivado químicamente	89
4.3.3. Preparación de solución rica	92
4.3.4. Determinación de la eficiencia del carbón desorvido y reactivado químicamente	93
V. CONCLUSIONES.....	97
VI. RECOMENDACIONES.....	98
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	99
ANEXOS	104

Área : Metalurgia Extractiva.

Tema : Hidrometalurgia.

Fecha de sustentación: 13/10/2023



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Efecto de la Concentración de Cianuro en la Conversión de Oro	30
Figura 2. Efecto de la Concentración de Cianuro en la Lixiviación: pH 11,2; 8 ppm O ₂ ; 100 g/t Pb(NO ₃) ₂ ; 12 h; cianuro: pH 11,2; 10 ppm O ₂	32
Figura 3. Efecto del pH en la Extracción de oro. 20 % sólido; 0,6 MPa, 300 min, 80 °C, 1 % NaCN, 1 h.	33
Figura 4. Efecto del pH sobre el consumo de Cianuro.....	34
Figura 5. Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de Oro en aireada 0,25 % solución KCN.....	35
Figura 6. La Concentración de oro residual en función del tamaño de partícula del mineral	36
Figura 7. Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros	39
Figura 8. Factores en el proceso CIP (Lixiviación carbón en pulpa)	43
Figura 9. Esquema de un proceso de carbón en pulpa de tres tanques que muestra la criba entre etapas (IS), la criba a la salida del primer tanque (S) y el bombeo del carbón (P).....	45
Figura 10. Tolva de gruesos	47
Figura 11. Chancadora de martillos	48
Figura 12. Faja transportadora N°1	49
Figura 13. Tolva de finos	50
Figura 14. Tiempo vs corte de faja.....	55
Figura 15. Diagrama de flujos para el proceso CIP a nivel de laboratorio	62
Figura 16. % de recuperación de oro a diferentes densidades.....	80



Figura 17. Determinación del tiempo de retención en la extracción de oro.....	87
Figura 18. Flujograma de evaluación del % de eficiencia del carbón.....	88
Figura 19. Laboratorio químico reporte de leyes	90
Figura 20. % de adsorción de oro con carbón desorvido y reactivado químicamente .	91
Figura 21. Laboratorio químico leyes de soluciones.....	94
Figura 22. Laboratorio químico análisis de carbono	94
Figura 23. Prueba de eficiencia en carbón activado	95
Figura 24. Determinación de la eficiencia del carbón.....	95



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Cuadro de producción semanal.....	52
Tabla 2. Balance de circuito molienda.....	55
Tabla 3. Cálculo del tiempo de agitación de los tanques	58
Tabla 4. Operacionalización de variables e indicadores	72
Tabla 5. Prueba de cianuración por agitación en botellas sin carbón a una densidad de 1200 Kg/L.....	75
Tabla 6. Prueba de cianuración por agitación en botellas con carbón a una densidad de 1200 Kg/L.....	76
Tabla 7. Prueba de cianuración por agitación en botellas sin carbón a una densidad de 1250 Kg/L.....	77
Tabla 8. Prueba de cianuración por agitación en botellas con carbón a una densidad de 1200 Kg/L.....	78
Tabla 9. Resumen de pruebas de agitación en botella a diversas densidades para evaluar su % de recuperación	79
Tabla 10. Prueba de cianuración por agitación en botellas en 24 horas	82
Tabla 11. Prueba de cianuración por agitación en botellas en 30 horas	83
Tabla 12. Prueba de cianuración por agitación en botellas en 40 horas	84
Tabla 13. Prueba de cianuración por agitación en botellas en 48 horas	85
Tabla 14. Resumen de tiempos de residencia y su % de extracción del oro.....	86
Tabla 15. Parámetros para pruebas de adsorción CIP.....	89
Tabla 16. Resultado de la prueba de adsorción con carbón desorvido	90
Tabla 17. Resultado de la prueba de adsorción con carbón químicamente reactivado	91



ÍNDICE ACRÓNIMOS

%	:	Porcentaje
%	:	Porcentaje
% Extracción	:	Porcentaje de extracción
°C	:	Grados Celsius
Au	:	Oro
C*	:	Carbon
CaO	:	Oxido de Cal
g	:	Gramos
g/Tms	:	Gramos por Tonelada metrica seca
h	:	Horas
Kg	:	Kilogramos
kg/L	:	Kilogramos por Litro
Kg/Tms	:	Kilogramos por Tonelada metrica seca
L	:	Litros
m.s.n.m.	:	Metros sobre el nivel del mar
ML	:	mililitros
NaCN	:	Cianuro de Sodio
Ph	:	Variación de hidrogeno
W	:	Masa depositada o liberada



RESUMEN

El presente estudio de investigación se ha desarrollado en la Planta de Beneficio Acumulación Los Rosales en la localidad de Huancasaya - Vilque, Puno; empresa que realiza el reaprovechamiento de pasivos ambientales (relaves) mediante el proceso CIP (carbón en pulpa) con una ley promedio de 2.009 g/Tm, la ley de oro no es alta debido a que se procesa relaves donde el porcentaje de recuperación de oro no es la adecuada debido a que su porcentaje llega en un aproximado de 61% generando una pérdida del 39% razón por la cual se ha realizado el presente estudio cuyo objetivo es optimizar el proceso CIP para recuperar oro y para cumplir con los objetivos específicos propuestos fue necesario realizar pruebas metalúrgicas y con ello obtener resultados satisfactorios, que ayudaron a establecer parámetros adecuados en el proceso CIP para la recuperación de oro, aplicándose el método de investigación experimental y aplicativa. Las conclusiones obtenidos trabajando a una densidad de 1250 Kg/L con carbón fue de 74.69 % de recuperación de oro, el tiempo de agitación óptima es de 48 horas debido a que el % de extracción presenta un valor alto de 75.70 % versus el 61 % de extracción del oro antes de la ejecución del presente proyecto, demostrándose el incremento en un 14.7 % en el porcentaje de extracción de oro finalmente se presenta un valor óptimo de adsorción con carbón químicamente reactivado igual a 78.05 % versus el 60.89 %; demostrándose una diferencia de 14.16 % de adsorción del oro.

Palabras clave: Adsorción, optimización, proceso CIP, recuperación de Oro.



ABSTRACT

This research study has been developed at the Los Rosales Accumulation Benefit Plant in the town of Huancasaya - Vilque, Puno; company that performs the reuse of environmental liabilities (tailings) through the CIP process (coal in pulp) with an average grade of 2,009 g/mT, the gold grade is not high because tailings are processed where the percentage of gold recovery It is not adequate because its percentage reaches approximately 61%, generating a loss of 39%, which is why the present study has been carried out, the objective of which is to optimize the CIP process to recover gold and to meet the specific objectives proposed. It was necessary to carry out metallurgical tests and thus obtain satisfactory results, which helped to establish adequate parameters in the CIP process for gold recovery, applying the experimental and applicative research method. The results obtained working at a density of 1250 Kg/L with coal were 74.69% gold recovery, the optimal stirring time is 48 hours because the extraction % presents a high value of 75.70% versus 61%. of gold extraction before the execution of this project, demonstrating an increase of 14.7% in the percentage of gold extraction, finally an optimal value of adsorption with chemically reactivated carbon equal to 78.05% versus 60.89% is presented; demonstrating a difference of 14.16% of gold adsorption.

Keywords: Adsorption, optimization, CIP process, gold recovery.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis describe la problemática situación existente en el proceso metalúrgico operacional de la planta, el material de relaves es más dificultoso de procesar debido que este material ya ha pasado por las etapas de un primer proceso, por lo cual su tratamiento genera deficiencias y pérdidas en la recuperación del oro.

Realizando un tipo de investigación de método experimental, que se basa en pruebas realizadas en el laboratorio metalúrgico y químico, donde los resultados de estas pruebas nos brindan condiciones convenientes para buscar resultados óptimos.

En el desarrollo del presente trabajo se efectúa análisis de pruebas; para optimizar el proceso de estos relaves, se realizaron pruebas metalúrgicas en diferentes densidades, tiempo de residencia en los tanques agitadores; y se han realizado pruebas eficiencia y reactivación en el carbón.

Estas pruebas metalúrgicas se realizaron por el método de agitación en botellas en los rodillos, en una escala de nivel laboratorio, estas pruebas se realizaron a diferentes condiciones como: cambio de densidades y tiempos, así también se hizo usos de reactivos químicos como el cianuro de sodio, soda caustica, cal, entre otros. Así mismo también se efectuó pruebas de eficiencia de carbón realizando una reactivación química.

Obteniendo como resultados, una buena recuperación, manteniendo a una densidad de over de 1250 g/L así también el tiempo de residencia influye bastante por ello es necesario la implementación de un tanque 25" x 25" al igual también es conveniente la reactivación de carbón en el proceso para poder mejorar la adsorción de oro en el carbón.



1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La planta de beneficio SMRL Acumulación Los Rosales, actualmente está procesando pasivos ambientales (relaves), alrededor de 180 Tm/día con una ley promedio de 2.009 g/Tm.

El tratamiento de estos relaves se realiza a través del proceso CIP obteniendo un porcentaje de recuperación de oro de 61%, al ser un proceso CIP se debe evaluar los tiempos de agitación y la adsorción de oro en el carbón, estableciendo parámetros correctos e implementando un tanque más lograremos una mejor recuperación de oro.

Debido a la baja recuperación de oro nos planteamos la siguiente pregunta: ¿Cómo obtener una mejor recuperación de oro con la optimización del proceso CIP en la planta de beneficio SMRL Acumulación los Rosales?

El problema de la disolución de oro es debido a la densidad en la cual se opera en el proceso CIP juntamente influye el tiempo de residencia de la pulpa en los tanques de agitación esto condicionara la adsorción de oro en el carbón.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Será posible la optimización del proceso CIP para incrementar la recuperación de oro en la planta de beneficio SMRL Acumulación los Rosales localidad Huancasaya Vilque Puno?



1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influirá la densidad de pulpa en la recuperación de oro?
- ¿Cómo mejorara el tiempo de retención en los tanques de lixiviación de oro?
- ¿Cómo influirá la reactivación química del carbón para alcanzar la optimización?

1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Hipótesis general

Optimizando el proceso CIP para la recuperación de Oro en la planta de beneficio SMRL acumulación los Rosales en la localidad Huancasaya, Vilque Puno se incrementará la recuperación de oro a partir de los pasivos ambientales.

1.3.2. Hipótesis específicas

- La densidad de pulpa influye positivamente en la recuperación de oro.
- El tiempo de agitación influye en la residencia en los tanques de lixiviación de oro.
- La reactivación química del carbón influye en la adsorción del oro.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El desarrollo de esta investigación se justifica en proponer una mejor recuperación de oro en la adsorción de oro en carbón de la planta a través del proceso CIP, minimizando las pérdidas de oro, lo cual a su vez conllevará a una optimización del proceso que permitirá mejorar la productividad de la empresa. En esta tesis se desarrollará el



diagnóstico del proceso de recuperación de oro actual a través de la identificación de la causa principal de su baja recuperación, seguidamente se realizará una evaluación del proceso CIP mediante pruebas experimentales y un estudio de tiempo, comparando esta propuesta con el proceso de recuperación convencional.

Para optimizar la recuperación en el proceso CIP, realizaremos pruebas metalúrgicas los cuales nos diagnosticaran la deficiencia que existe en el proceso; a raíz de ello, es oportuno la optimización de recuperación de oro en la planta de beneficio SMRL Acumulación Los Rosales aplicando las tecnologías y estudios comprobados, en la misma. Al llevar a cabo esta investigación se podrá entender la evaluación de la absorción de carbón activado para la recuperación de oro a nivel experimental, nos permitirá recuperar oro en un tiempo adecuado de acuerdo los objetivos planteados.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Optimizar el proceso CIP para recuperar oro en la planta de beneficio SMRL acumulación los Rosales localidad Huancasaya, Vilque Puno.

1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar la densidad de pulpa del proceso CIP.
- Determinar el tiempo de residencia en los tanques de lixiviación de oro.
- Evaluar la reactivación química del carbón en la adsorción del oro.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Zarate (2022) en su tesis Estudio de la eficiencia del carbón activado en el proceso CIP y su influencia en la recuperación de oro mediante pruebas a nivel de laboratorio, debido a la baja recuperación de oro en el proceso CIP, realizó pruebas CIP a nivel de laboratorio utilizando diferentes tipos de carbones activados Norit Ro y Calgon, y también realizó análisis de varianza con un diseño factorial 2^k utilizando la variable densidad. También vió la importancia de las variables utilizadas y sus efectos en la recuperación de oro, por la cantidad de pulpa, pH y contenido de carbón semilla ya mencionados para mejorar la eficiencia de adsorción del carbón activado. Después de que se realizaron las pruebas CIP a nivel de laboratorio, se optimizó el proceso. Se logró una extracción de hasta un 92,3 % de Au para el carbón tipo RO de Norit y una extracción de hasta un 94,6 % de Au para el carbón tipo Calgon. Esto significa que, con respecto al tipo de mineral procesado, el carbón tipo Calgon mejora la extracción de Au en los procesos CIP, mejora la recuperación máxima y más óptima de Au a escala de laboratorio, y debería abordarse: sugiere. Parámetros: La densidad de la pulpa debe ser de 1300 g/L. Mientras tanto, se debe mantener el pH en 10,5 y finalmente el carbón tipo Calgon en 200 gramos.

León (2022) en su tesis, estudió el proceso del cianuro variando la fuerza del cianuro libre, el pH y la temperatura, y agitando 10 muestras de minerales sulfurados con 27 tratamientos específicos. Simuló el proceso CIP para recuperar oro de los minerales de grado de Au más finos. En cuanto a la adsorción de oro, se determinó el tratamiento



óptimo del proceso CIP en la mina Santa Bárbara de Trujillo en Buldibuyo-Pataz. Contiene los siguientes valores óptimos: contenido de cianuro libre 0,05%, pH 11,50, temperatura 40°C, correspondiente al tratamiento T15 con muestras minerales CIP-10. En estas condiciones de operación, se logró una recuperación de oro de hasta el 99,09 % en 12 horas, y la recuperación de carbón en la pulpa fue del 99,67 %. Después de la caracterización de los minerales de ley de oro más finos, se obtuvieron los siguientes valores para los elementos específicos presentes. Au (111,60 g/TM). plata (32,8 g/TM), cobre (0,5 %), bP (0,7 %), zinc (0,4 %) y arsénico (0,08 %). La caracterización del carbón granular comercial utilizado en el proceso CIP reveló las siguientes propiedades fisicoquímicas: humedad (6,12 %), volátiles (18,23 %), ceniza (3,82 %), carbón sólido (77,95 %), índice de yodo (998,75 mg. I₂/g), densidad aparente (0,48), tamaño de partícula (máximo 3%, +3,5 mm), dureza (98) y pH (9,41). Se logró una tasa de recuperación de oro del 95,67% para el proceso CIP.

Huaranga (2021) como meta de su trabajo de investigación se propuso mejorar la técnica del proceso de cianuro y utilizar el método de carbón en pulpa (CIP) para calcular la recuperación de oro en Minera Titan S.A. y determinar las condiciones óptimas para el tratamiento de residuos minerales y auríferos en molinos, tanques agitados continuos y carbón en pulpa (CIP). El autor concluye que la optimización del circuito (CIP) hace que los problemas existentes en el procesamiento de minerales de oro sean significativamente más viables económicamente, mientras que al mismo tiempo hace que el procesamiento metalúrgico de minerales de oro y el control de los parámetros operativos sean más eficientes. Por esta razón, se realizaron pruebas a escala de laboratorio para determinar las condiciones óptimas para procesar el mineral de manera económica y eficiente. Los resultados de las pruebas realizadas para determinar los parámetros apropiados de cianuro indican que se requiere una concentración de cianuro de 0,075% como porcentaje óptimo.



La relación solución-mineral es 1:3, la muestra consta de partículas de 90 micras de diámetro, pH 11, velocidad de agitación 500 rpm, tiempo 2 horas, tamaño de malla ~200. Una muestra de 250 g produciría un aumento del 11,72 % en la recuperación de oro.

Machaca (2019) el principal objetivo de su trabajo fue optimizar el procesamiento de minerales auríferos en los tanques de cianuro de una planta y cómo la recuperación basada en el tiempo de residencia en tanques agitados afecta el proceso de cianuración. En su trabajo demostró que las etapas de molienda y remolienda jugaron un papel muy importante para llegar al 85% a malla 200 (parámetro mínimo controlado) y que las variaciones de densidad llevaron a pruebas de optimización, la variación de densidades le permitió realizar pruebas de optimización, la pulpa regulada a un pH 11 -12 con un depósito de agua de 150 m³, 200 kg CN⁻ y 100 kg NaOH por día. Esta extensión de tiempo optimizará el proceso de recuperación de oro al 94% en beneficio de NEAL. Determinándose que la optimización de la planta es factible en base a las pruebas realizadas.

Susanibar (2019) en su trabajo evaluó a nivel experimental la adsorción de carbón activado para la recuperación de oro. Destinado a la adsorción y recuperación de oro experimental, que fue un estudio experimental, predictivo, cuantitativo, la muestra que utilizó fue una solución rica de cianuro áurico de 50 litros de solución de oro que contiene un 11.88 ppm (0.1188%) de Au. y 14 ppm (0.140 %) de Ag. con carbón activado de malla entre -6 y +12 en un rango de 15 g. (0.392g/L), 30g. (0.6g/L), 45g, (0.9g/L), 60g. (1.2 g/L), y 90g (1.8g/L). llegando a adsorber 8,43 g Au/kg de carbon en 10 horas y en 35 horas adsorbiendo 9,60 g Au/kg de carbón. La recuperación de oro sobre 90 g de carbón (1,8 g/L) fue del 74,58 % a las 10 horas y del 89,90 % a las 35 horas, alcanzando un 95% de confianza en agregar el carbón activado (g/L (+10,89), con una correlación de 0. 9856 que es altamente significativa. El tiempo, T de Student es 5.57, que es inferior a 2,064, es



decir, inferior a 0,05 p, que es útil para la adsorción de oro sobre carbón activado.

Piscoya (2018) en su tesis, estudió el proceso de carbón en pulpa (CIP) para la recuperación de oro, siguiendo un proceso de agitación con cianuro. Esto se debe a que es apto para la mediana minería por su fácil control y bajos costos de inversión para su instalación. Realizó pruebas de agitación con cianuro y simuló el proceso CIP para recuperar oro del mineral almacenado en vertederos en la mina Eco-Cori. Durante las pruebas de cianuración, se recuperaron 94,6 % de oro y 34,8 % de plata en 24 horas, lo que confirma la resistencia del mineral a la lixiviación con cianuro de sodio. Cuando la solución de cianuro resultante se introdujo en un proceso de carbón en pulpa (CIP), se lograron cargas de hasta 3600 kg de oro por tonelada de carbón, con recuperaciones de adsorción de oro de más del 99 % del oro.

Del Carpio (2018) centró su investigación en el análisis de las condiciones de operación pertenecientes a una técnica conocida como carbón en pulpa (CIP). Su contenido de sólidos varía entre 35-45% y es el oro extraído de la pulpa agitada durante el contacto con la pulpa agitada. El carbón activado (CIP) es el mismo que adsorbe el oro en su superficie, seguido de procesos de desorción (Zadra) y electro obtención.

Del Carpio ha determinado que 1300 kg/m^3 es una buena densidad para trabajar. Las densidades por encima y por debajo de este rango no permiten que el carbón haga un buen contacto con la pulpa y, por lo tanto, conducen a una pobre recuperación de oro. así mismo, se debe mantener un PH de al menos 10,5 para evitar la formación de cianuro de hidrógeno. La formación de cianuro de hidrógeno genera pérdidas de cianuro en el proceso y aumenta los costos del proceso.

Flores (2016) en su trabajo de investigación, se planteó como objetivo proporcionar los márgenes técnicos apropiados y necesarios para optimizar el proceso de



lixiviación de minerales de oro de baja ley dentro del área de Aruntani. El objetivo fue determinar varios parámetros involucrados en la recuperación de oro y establecer un modelo de optimización empírica con los siguientes resultados. Cuando el mineral fue cianurado por agitación (N1, M2), la recuperación de oro fue del 86,6% y la recuperación del 69,1%, por ejemplo, en un período de 24 horas. El bajo rendimiento de oro en el proceso de agitación se debe a la presencia de consumidores de cianuro elemental y oxígeno. Los parámetros óptimos para probar N°1, M °2 en el proceso de cianuro son 7,88 Kg/t, 7,33 kg/t Cianuro⁻, 8,5 Kg/t, 8,5 Kg/t Cal. También concluyó que ambas pruebas mostraron una extracción satisfactoria después de 24 horas.

Villegas (2015) un estudio sobre la optimización del procesamiento de minerales auríferos mediante el proceso de carbon en pulpa (CIP) en la planta de procesamiento doble 'D' de Minera Colibrí abordó los siguientes objetivos: Optimizar el Tratamiento de los Minerales Auríferos por el Método Carbón En Pulpa (CIP) a través de la reducción del consumo de cianuro y aumentar las velocidades de lixiviación. Las conclusiones a las que llegó fueron: Se logró la optimización en la mina Colibrí, recuperando hasta un 95% de oro y un 94% de plata. En las pruebas, se logró una reducción significativa de cianuro en la lixiviación de oro, con un aumento del 6% en la velocidad de lixiviación en comparación con la mina. La velocidad anterior optimizó los parámetros de sulfuros y relaves y alcanzó recuperaciones de oro de hasta 93,97%.

Otazu (2014) en su trabajo Optimización del proceso de cianuración del proceso CIP en la unidad de producción de la empresa minera Laytaruma SA, llegó a las siguientes conclusiones: Las sugerencias para reducir aún más el tamaño de malla de corte de las partículas serían buenas para lograr mejores recuperaciones dentro de límites aceptables, como la sugerencia del 85 % en malla 200.



- La aplicación de esta propuesta mejoró la tasa de recuperación al 89% tanto para óxidos como para sulfuros.
- La aplicación de información teórica, reglas generales y sentido común ha permitido desarrollar más revistas sobre procesamiento de minerales, las cuales se comunicaban a través de reuniones diarias.
- Para lograr el tamaño de malla de eyección correcto y la mejor eyección de partículas de oro posible, era práctico instalar un nuevo molino en la etapa posterior a la molienda.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Proceso metalúrgico del oro

Debido a la diferencia entre la gravedad específica del oro, $19,3 \text{ g/cm}^3$, y la de la ganga (alrededor de $2,6 \text{ g/cm}^3$), el oro puede extraerse del polvo de oro por concentración gravimétrica.

El oro compuesto químicamente o que se encuentra en partículas más finas dentro del mineral no se recupera fácilmente. Las características mineralógicas de los yacimientos en los que se encuentra el oro y la forma de unión del oro con otros minerales determinan los requisitos específicos del proceso de recuperación metalúrgica. En general, los minerales se procesan mediante chancado, trituración, lixiviación con cianuro, adsorción con carbón activado, precipitación de oro por electrólisis o cementación con zinc, fusión de estos para obtener oro, y para obtener barras de oro, se pasa por el proceso de refinación final hasta la obtención de oro formado de al menos 99,9% de pureza (Ros, 2017).



Muchos de los métodos utilizados hoy en día para extraer oro se basan en técnicas conocidas o establecidas durante siglos. Entre estas técnicas se pueden mencionar la concentración gravimétrica, la amalgamación, la lixiviación con cianuro, la cloración, la cementación con zinc y la adsorción con carbón activado, formando la combinación de estas técnicas la base del diagrama del proceso de recuperación de oro. El oro y el cobre estuvieron entre los primeros metales utilizados por los humanos porque existían en su estado prístino y su maleabilidad y ductilidad los hacía fáciles de trabajar con herramientas primitivas (Ros, 2017).

Al desarrollar reacciones de cianuro, se prestó mucha atención a la recuperación de metales preciosos a partir de soluciones de cianuro. Los métodos de extracción iniciales incluían cementación con zinc (proceso MacArthur) y celdas electrolíticas (procesos Siemens Halske y Teinton).

En 1950, se desarrolló una técnica para extraer oro del carbón activado por lixiviación. Se obtuvo así una solución concentrada de oro, que ahora podría ser procesada por electrodeposición. La solución utilizada para la elución contenía sulfuro de sodio cáustico, que no logró recuperar la plata, seguido de una solución de cianuro de sodio e hidróxido de sodio. Así, se logró un proceso más eficiente al combinar el proceso de adsorción con carbón activado seguido de elución.

El cianuro continúa siendo el principal reactivo utilizado para la lixiviación de oro debido a su amplia aplicabilidad a una variedad de minerales y bajo costo.

Además, la cianuración utiliza el oxígeno suministrado por el propio aire como oxidante, lo que hace que el proceso sea más atractivo. En contraste con estas ventajas, el cianuro es tóxico para el medio ambiente, no es selectivo, forma



complejos con varios iones metálicos, tiene una velocidad de reacción relativamente lenta y no se puede usar en ambientes ácidos.

En resumen, los esfuerzos recientes se han centrado en mejorar la recuperación de oro, reducir costos y desarrollar procesos más amigables con el medio ambiente. Por lo tanto, se han investigado nuevos agentes de lixiviación, pero hasta el momento ninguno puede mejorar el consumo, el costo y la selectividad del oro en comparación con otros metales, incluidos los cianuros (Ros, 2017).

Hay varios procesos metalúrgicos que se utilizan o se han utilizado para extraer oro. Entonces hay un proceso para extraer y recuperar el oro en una solución de cianuro. Uno de los procesos hidrometalúrgicos más utilizados para recuperar oro puro es la cianuración. Esto implica disolver metales preciosos como el oro y la plata en soluciones alcalinas. Básicamente, el proceso requiere un agente complejante (NaCN en este caso) y un agente oxidante, que es oxígeno suministrado por aire.

Existen otros medios para disolver el oro, como cloruros, bromuros y tiosulfatos, pero los complejos resultantes son menos estables y requieren condiciones y oxidantes más fuertes que estos. Además, estos reactivos son costosos y peligrosos para la salud y el medio ambiente (Ros, 2017).

2.2.2. Definición de la lixiviación

La lixiviación es el proceso selectivo de disolución de metales de especies minerales sólidas utilizando extractantes contenidos en soluciones acuosas (Domic, 2001). Dado que la lixiviación de los minerales de interés está sujeta a



condiciones técnicas y económicas, el estudio debe realizarse bajo dos posibles condiciones.

2.2.3. Proceso de lixiviación

Este es el proceso de extracción de elementos de minerales utilizando agentes que se disuelven en un medio acuoso. Esto se puede realizar mediante los siguientes métodos: lixiviación en el mismo lugar (gravedad y lixiviación forzada), lixiviación en canchas, lixiviación en pilas, lixiviación en pozas y lixiviación agitada (mecánica y neumática) (Domic, 2001).

2.2.4. Lixiviación mediante la agitación mecánica

En el proceso de lixiviación por agitación mecánica se deben respetar ciertas condiciones tales como la agitación constante, la granulación más fina posible, suficiente densidad de pulpa para permitir un movimiento constante y que los minerales interactúen con el extractante, la agitación se realiza mediante paletas que implementan un movimiento turbulento adecuado para el movimiento de las partículas (Ballester *et al.*, 2000).

2.2.5. Cianuración de minerales con contenido de oro

En el proceso de disolución de oro, para su disolución hay muy pocos reactivos debido a su alta estabilidad, uno de los extractantes más utilizados para el oro y la plata es el cianuro de sodio ya que es un reactivo que cumple con todas las condiciones posibles para su aplicación. Sin embargo, se debe de tomar las precauciones en términos de seguridad porque es un reactivo muy peligroso para humanos y animales (Mardden y Lain, 2006).



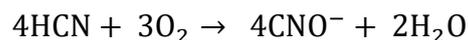
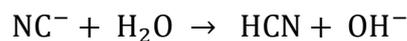
2.2.6. Química de la cianuración del oro

La química de cianuración de oro es un método de extracción de oro que ha estado en uso desde finales del siglo XIX. El cianuro se usa en todo el mundo para disolver oro debido a su bajo costo y alta actividad. Aunque existe cierta ambigüedad acerca de la toxicidad del cianuro, se puede utilizar con poco riesgo para la salud o el medio ambiente (Misari, 2010).

El cianuro es una sal como el cianuro de sodio (NaCN), el cianuro de potasio (KCN) y el cianuro de calcio [Ca (CN)₂], que se utilizan como fuentes de lixiviación de cianuro. Se disuelve en agua y se ioniza para formar cationes metálicos y liberar iones de cianuro (CN⁻) tal como se puede ver a continuación.

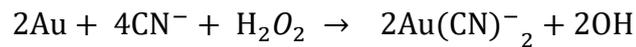
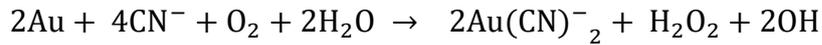


Los iones de cianuro se hidrolizan en agua formando ácido cianhídrico (HCN) e iones de hidroxilo (OH⁻), elevando el pH a 9,3. La mitad del cianuro es hidrógeno y la otra mitad de los iones es cianuro total. A un pH más alto, el cianuro existe con iones de cianuro libres. Pueden ocurrir reacciones indeseables durante la lixiviación, ya que el cianuro libre y el cianuro de hidrógeno se oxidan para convertirse en cianato (CON⁻). El cianato (CON⁻) no disuelve el oro y reduce la concentración de cianuro libre (Marsden y House, 1992).

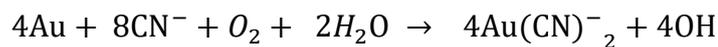




La oxidación de oro es un requisito para que se disuelva en solución de cianuro alcalino. Reduce el oxígeno y el peróxido de hidrógeno y se convierte en un agente oxidante en el segundo paso, que lleva a las siguientes reacciones químicas que proceden en paralelo (Habashi, 1999).



La suma de dos reacciones parciales se encuentra en la ecuación 7, propuesto por Elsner:



Esta es la ecuación de Elsner. Sin embargo, no describe totalmente las reacciones catódicas asociadas a la disolución (Habashi, 1999).

2.2.7. Principales variables en la cianuración del oro

Los parámetros de lixiviación se han estudiado ampliamente para optimizar el rendimiento del proceso de cianuración. El rendimiento del proceso depende de variables como el oxígeno disuelto, el cianuro libre, las concentraciones de compuestos reactivos con cianuro, el pH, el tamaño de las partículas y las condiciones de operación. Estos parámetros afectan la tasa de disolución de oro, la recuperación de oro y el consumo de cianuro. Se han llevado a cabo varios estudios bajo ciertas condiciones experimentales para investigar los efectos de los parámetros de lixiviación y obtener condiciones óptimas de proceso. Algunos de ellos se muestran a continuación.

A) Densidad de Lodo (Pulpa)



La proporción de líquido a sólido dentro de la pulpa debe ser óptima para permitir un mejor contacto y facilidad de uso. La lixiviación ocurre típicamente con una consistencia de pulpa de entre 35 y 50 por ciento de sólidos por peso. Esto depende de factores como la gravedad específica del sólido, el tamaño de las partículas y la presencia de minerales que afectan la viscosidad de la pulpa, así como la arcilla. Los fenómenos de transferencia de masa se maximizan cuando la densidad de la pulpa es baja. Sin embargo, el aumento de la densidad de la suspensión puede aumentar el tiempo de residencia de los sólidos en el reactor. Además, densidades de suspensión más altas pueden reducir el consumo de reactivos, ya que se puede usar menos volumen de solución por unidad de masa de material para lograr concentraciones de mezcla (Marsden y House, 1992).

B) Agitación

La agitación es uno de los factores clave en la lixiviación de oro, ya que la velocidad de disolución del oro depende del espesor de la capa de difusión y de las propiedades de mezcla de la solución a granel (Marsden y House, 1992). Por lo tanto, la agitación debe ser suficiente para mantener suspendidas todas las partículas en la suspensión. La agitación vigorosa reduce el espesor de la capa de difusión, mejorando en gran medida las tasas de transferencia de masa de cianuro y oxígeno, permitiendo la saturación de oxígeno de la suspensión, logrando altas concentraciones de oxígeno disuelto y aumentando la velocidad de agitación (Ellis y Senanayake, 2004).

C) Concentración de Cianuro

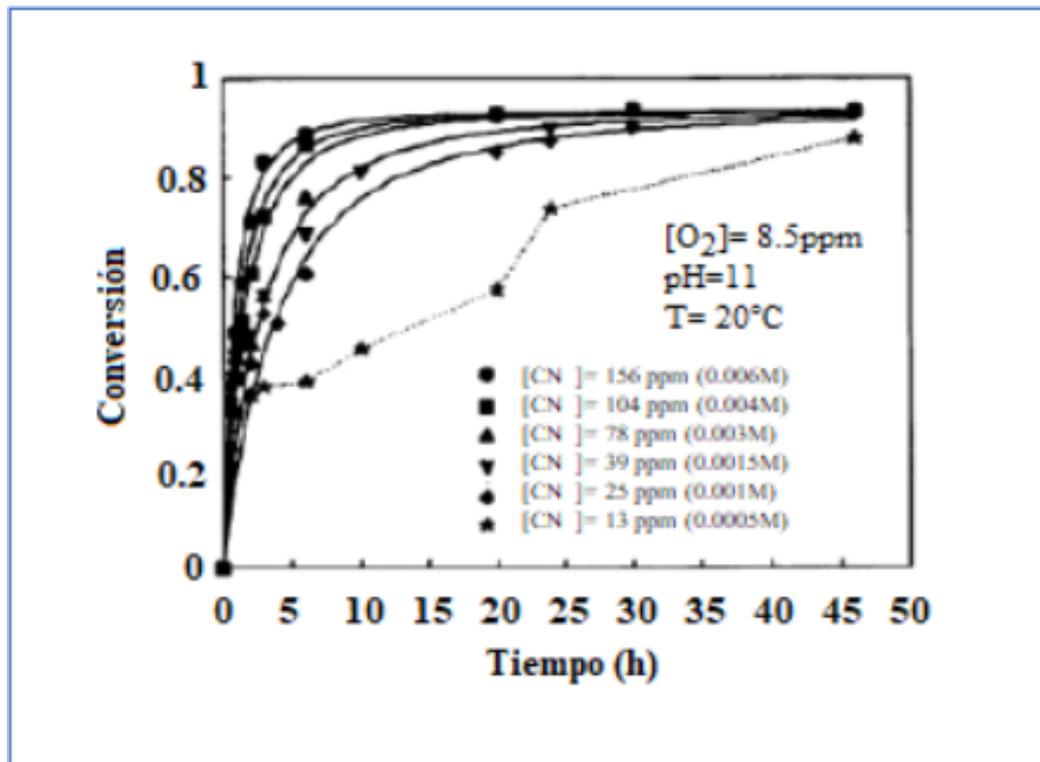


Se han publicado varios estudios que muestran que la recuperación de oro aumenta con concentraciones más altas de cianuro (Marsden & House, 1992; Wadsworth *et al.*, 2000; Deschenes *et al.*, 2003). Lynn *et al.* (1996) encontraron que la velocidad de disolución del oro no es muy sensible. Ellis y Senanayake (2004) encontraron que la tasa de disolución de oro aumentaba con el aumento de la concentración de cianuro, pero se independizaba cuando la concentración de cianuro superaba el 0,075 % de KCN o el 0,06 % de NaCN (correspondiente a 18.600 ppm). El uso de exceso de cianuro es innecesario y no tiene un impacto positivo en la extracción de oro. El exceso de cianuro consume más cianuro a través de la formación de complejos de ciano impuros. Sin embargo, la competencia de otras especies, como los minerales que contienen sulfuros solubles, puede requerir altas concentraciones de cianuro (Marsden & House, 1992). Además, la reducción de la concentración de cianuro reduce el consumo de cianuro. El uso de un contenido de cianuro más bajo puede reducir el costo del tratamiento de aguas residuales a escala de planta (Ling *et al.*, 1996; Deschênes *et al.*, 2003). Por lo tanto, reducir la concentración de cianuro más allá del nivel óptimo puede afectar negativamente el proceso de lixiviación del oro.

La Figura 1 muestra el efecto de la concentración de cianuro en la disolución (conversión) de oro. Lynn *et al.* (1996) encontraron que la velocidad de disolución del oro a altas concentraciones de cianuro era menos sensible a los cambios en la concentración de cianuro. Esto también fue confirmado por Deschênes *et al.* (2003) que muestran en la Figura 1 que entre 400 a 500 ppm de NaCN producen recuperaciones de oro similares.

Figura 1

Efecto de la Concentración de Cianuro en la Conversión de Oro



Fuente: (Ling *et al.*, 1996).

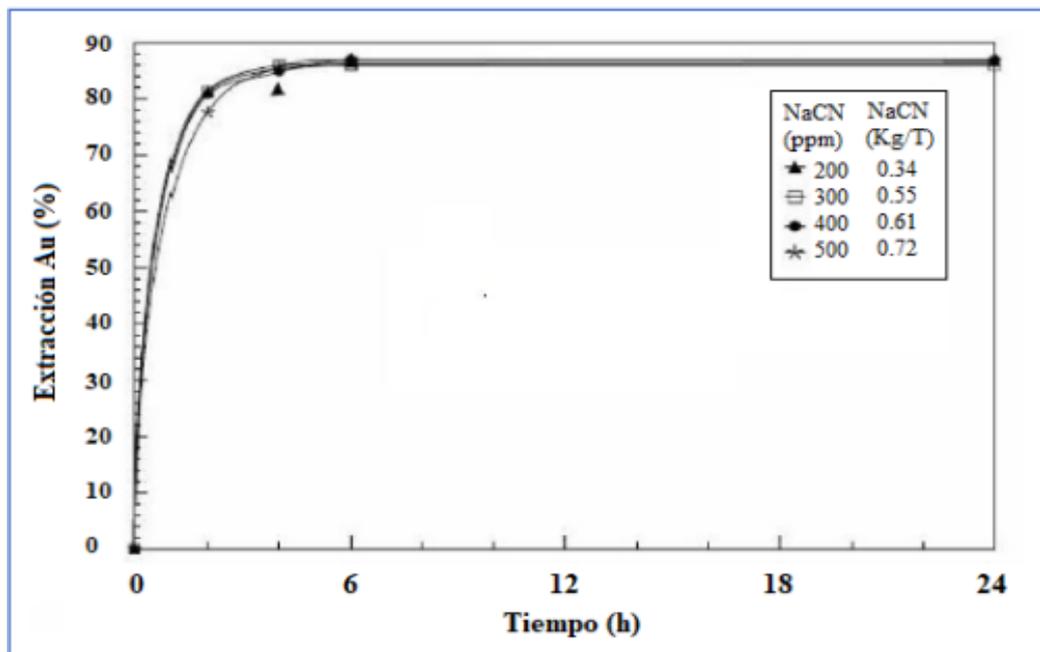
Srithammavut (2008) indica que Ellis y Senanayake (2004) encontraron que la velocidad de disolución del oro aumenta con el aumento de la concentración de cianuro, pero se vuelve independiente cuando la concentración de cianuro supera el 0,075 % de KCN o el 0,06 % de NaCN (que corresponde a 600 ppm).

Srithammavut (2008) afirma que el uso de cianuro en exceso es innecesario y no tiene un impacto positivo en la recuperación de oro. El exceso de cianuro consume más cianuro a través de la formación de complejos de ciano impuros. Sin embargo, la competencia de otras especies, como los minerales que contienen sulfuros solubles, puede requerir altas concentraciones de cianuro (Marsden & House, 1992). Además, la reducción de la concentración de cianuro reduce el consumo de cianuro. El uso de un contenido de cianuro más bajo puede reducir el costo del tratamiento de aguas residuales a escala de planta (Ling *et al.*, 1996; Deschênes *et al.*, 2003). Por lo tanto, reducir la concentración de cianuro

más allá del nivel óptimo puede afectar negativamente el proceso de lixiviación del oro. La concentración de cianuro utilizada para cianurar el mineral de plata siempre es mayor en el mineral de oro, y es común mantener la solución entre 0,20 y 0,40 % de NaCN libre.

Figura 2

Efecto de la Concentración de Cianuro en la Lixiviación: pH 11,2; 8 ppm O₂; 100 g/t Pb(NO₃)₂; 12 h; cianuro: pH 11,2; 10 ppm O₂.



Fuente: Deschenes *et al.* (2003).

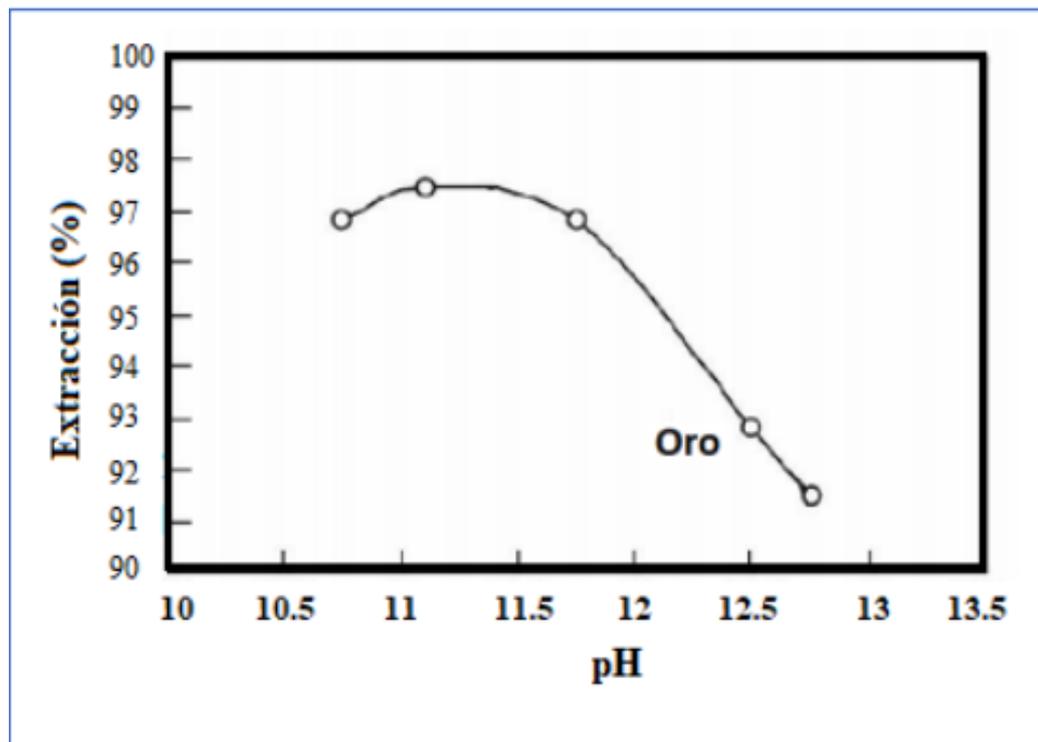
Galarza (1991) señala que las pérdidas mecánicas y químicas (debido a la acción del agente cianídico) hacen que la concentración de la solución utilizada aumente proporcionalmente.

D) Valor pH

La adición de cal (CaO) se usa comúnmente para mantener el pH en los circuitos de lixiviación de oro (Ling *et al.*, 1996; Ellis y Senanayake, 2004). Se espera que la tasa de disolución del oro disminuya con el aumento del pH debido a que la adsorción de iones OH en la superficie del oro reduce el área superficial disponible para la lixiviación con cianuro (Kondos *et al.*, 1995; Ling *et al.*, 1996). Esto también se debe al aumento de las tasas de reacciones competitivas, como la disolución de sulfuros y otras especies reactivas (Marsden & House, 1992). Parga *et al.* (2007) muestran el efecto del pH en la recuperación de oro, como se muestra en la Figura 3. También se ha observado que la recuperación de oro en sistemas de alta presión disminuye al aumentar el pH (Parga *et al.*, 2007).

Figura 3

Efecto del pH en la Extracción de oro. 20 % sólido; 0,6 MPa, 300 min, 80 °C, 1 % NaCN, 1 h.

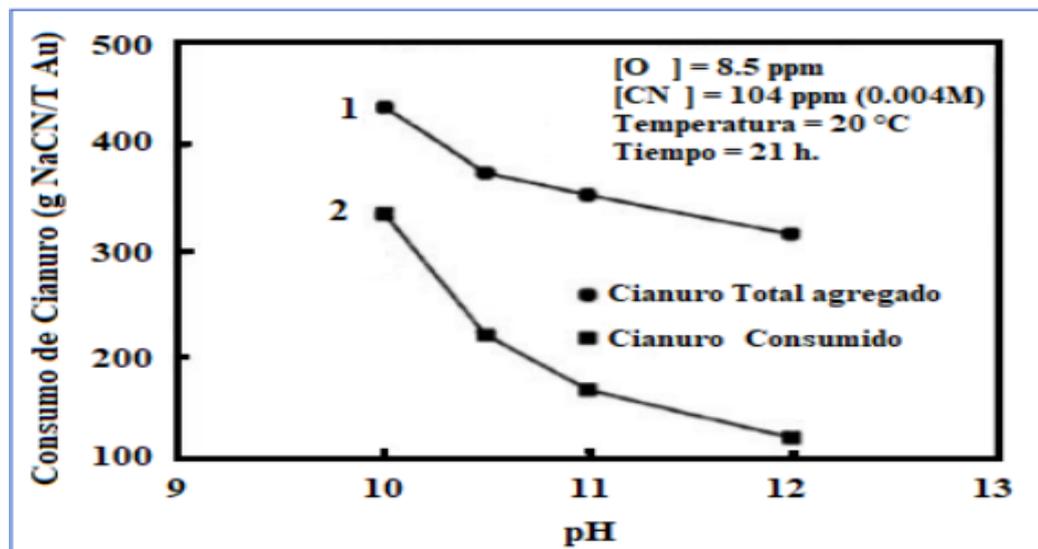


Fuente: (Parga *et al.*, 2007).

Ellis y Senanayake (2004) informaron que la lixiviación con cianuro a un pH alto minimiza la formación de cianuro de hidrógeno que conduce a la pérdida de cianuro como gas HCN. Un pH más alto también conduce a un menor consumo de cianuro, como se muestra en la Figura 4 (Ling *et al.*, 1996). Sin embargo, el pH óptimo para la lixiviación de oro debe ser independiente para cada tipo de mineral y lixiviación (Marsden y House, 1992).

Figura 4

Efecto del pH sobre el consumo de Cianuro



Fuente: (Ling *et al.*, 1996).

E) Tiempo de cianuración

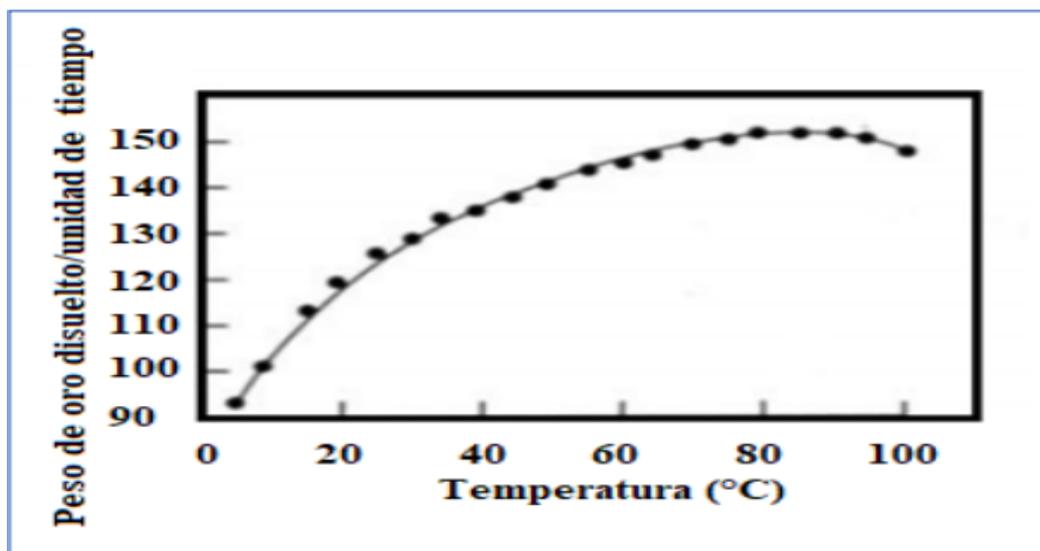
Galarza (1991) afirma que el tiempo de cianuración del mineral de plata es más prolongado que el del mineral de oro, pero como se mencionó anteriormente, la aireación constante, la molienda fina del mineral y el uso de soluciones pueden acelerar el tiempo de cianuración hasta cierto punto con una mayor concentración de cianuro que la utilizada para el oro. El tiempo de cianuración del mineral de plata suele ser superior a 48 horas, pero este valor es una guía, ya que está regulado por otras variables.

E) Temperatura

La temperatura tiene un gran efecto sobre la disolución del oro y la solubilidad del oxígeno. Cuanto mayor sea la temperatura, más rápida será la velocidad de reacción del metal en el disolvente. A altas temperaturas, la viscosidad del líquido es baja y la velocidad de difusión es alta. Por lo tanto, la disolución de oro incrementa con el aumento de la temperatura, como se muestra en la Figura 5 de Marsden y House (1992). La figura 5 muestra que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza su punto máximo alrededor de los 358,15°K. Contrariamente, la solubilidad de los gases tiende a disminuir al aumentar la temperatura. Además, una temperatura demasiado alta dará como resultado una lixiviación excesiva de minerales no deseados. Por lo tanto, generalmente se usa la temperatura ambiente (Marsden & House, 1992). Sin embargo, se pueden usar temperaturas de alta presión para mejorar la extracción de oro.

Figura 5

Efecto de la temperatura sobre la tasa de disolución de Oro en aireada 0,25 % solución KCN



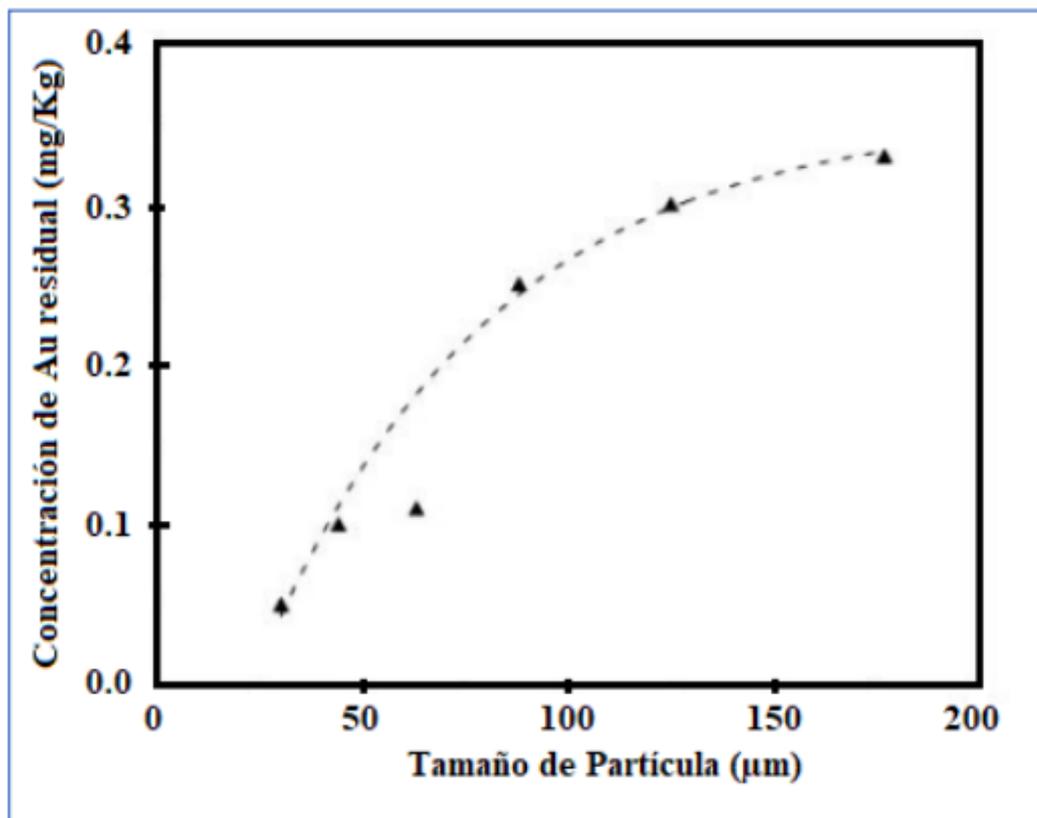
Fuente: (Marsden & House 1992).

g) Tamaño de partícula

Ling *et al.* (1996) estudiaron el efecto del tamaño de partícula en la conversión de oro y encontraron que un tamaño de partícula más pequeño podría mejorar la velocidad de disolución del oro. Esto se debe a que cuanto menor es el tamaño de partícula, mayor es el área de contacto entre el sólido y el líquido, aumentando la velocidad. De Andrade y Hodouin (2007) obtuvieron resultados similares, quienes trazaron la concentración de oro residual en las partículas de mineral en función del tamaño de las partículas de mineral, como se muestra en la Figura 6.

Figura 6

La Concentración de oro residual en función del tamaño de partícula del mineral



Fuente: (De Andrade and Hodouin, 2005).



2.2.8. Adsorción de oro con carbón activado

En la tercera etapa, el adsorbato se adhiere a la superficie del adsorbente presentándose la adsorción propiamente dicha (Barazorda & Lima, 2019).

La adsorción de plata y oro con carbón activado a partir de disoluciones cianuradas es el método aceptable en las últimas décadas que el sistema convencional de precipitación con zinc (Merrill-Crowe), debido a la mayor eficacia de recuperación de metales preciosos, iniciando de disoluciones de lixiviación de minerales de baja ley, con capital y costos de operación bajos (De la Torre & Guevara, 2006).

Este es el fenómeno de transferencia de masa de un adsorbente (gas líquido) sobre la superficie de un sólido (adsorbente). Este proceso tiene lugar en tres etapas secuenciales en el área de interfaz.

Primero (difusión externa), cerca de la superficie exterior del sólido, el adsorbedor es típicamente menos del 1% de la resistividad total de la superficie presente externa e interna.

En la segunda etapa, denominada difusión interna, los adsorbentes se desplazan a través de la porosidad del sólido.

En el tercer paso, el adsorbato se adhiere a la superficie del adsorbente y se lleva a cabo la adsorción propiamente dicha (Barazorda & Lima, 2019).

La adsorción de plata y oro por carbón activado a partir de soluciones de cianuro se ha convertido en un método más aceptable durante los últimos tiempos el sistema tradicional de precipitación de Zinc Merrill-Crowe debido a la eficiencia de extracción de metales preciosos a partir de soluciones de oro y plata.



Minerales de baja ley con bajos costos de capital y operación (De la Torre & Guevara, 2006).

El carbón activado se puede hacer a partir de cualquier compuesto que contenga carbón. Por lo general, se utilizan madera, cáscaras de coco, carbón, antracita, granos de frutas y cáscaras de nuez. La naturaleza de la materia prima y su proceso de activación determinan ciertas propiedades físicas como dureza, resistencia a la abrasión, tamaño de poro, grupos funcionales superficiales y pH (Díaz & Guevara, 2002).

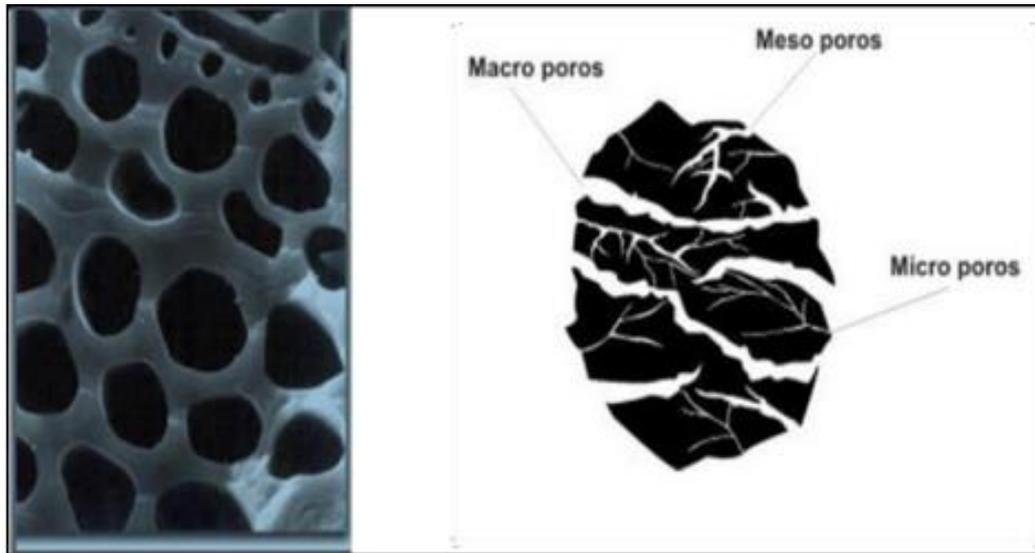
Las propiedades más resaltantes para la extracción de carbono son el diámetro y la naturaleza de los poros. Los poros se dividen en tres grupos según su tamaño.

- Microporos.
- Poros medianos.
- Macroporos.

Los microporos tienen un área superficial grande y una alta capacidad de retención de carbono, mientras que los mesoporos y macroporos sirven para retener moléculas grandes como colorantes y coloides, lo que permite el acceso de las moléculas a la superficie interna del sólido y permite una rápida difusión (Pazmiño, 2007).

Figura 7

Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros



Nota. Tomado de (Pazmiño, 2007).

Las principales propiedades del carbón que se deben considerar al extraer oro de soluciones de cianuro son:

- Dureza = de 95 a 99,5 %
- Resistencia a la abrasión en pulpa > 99%
- Alta capacidad de adsorción: “K value” = 20 a 24 Kg Au/ton C.A
- Alta velocidad de adsorción $R = 0,06 - 0,08 \text{ mgAu/g CA / min}$
- Alta superficie específica: $700 - 1\,200 \text{ m}^2 / \text{g CA}$
- Posible reactivación térmica.
- Tamaño de partícula (uniforme y grueso)

Los tamaños de carbón activado entre $1,2 \times 2,4 \text{ mm}$ y $1,7 \times 3,4 \text{ mm}$ (malla de 8×16 y 6×12) se consideran aceptables. No es práctico usar carbones



activados más pequeños que este tamaño, ya que puede ocurrir una pérdida de oro de grano fino, es que debido a la fractura estos pueden ser muy altos (Gómez *et al.*, 2010).

2.2.9. Factores que afectan la adsorción

a) Temperatura

Este es un proceso exotérmico (liberación de calor). A medida que aumenta la temperatura, la capacidad de adsorción disminuye.

Una mayor concentración de oro en solución gana una mayor tasa de absorción y una mayor capacidad de oro en la carga de carbono. Según (Díaz & Guevara, 2002) los valores que se presentan durante la adsorción de oro por carbón activado en procesos industriales son:

- Velocidad de adsorción: 10 - 100 g Au / h / t CA
- Carga: 5 - 10 Kg Au/t CA

b) Concentración de cianuro libre

Las concentraciones más altas de cianuro de sodio (NaCN) reducen la tasa de carga y la capacidad del oro en el carbón. Las condiciones de operación son de 0,1 a 2 g/L de NaCN (Misari F.S., 1993).

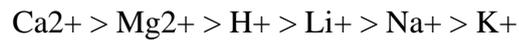
c) Valor pH

La adsorción de oro a un pH más bajo se considera favorable. No se recomiendan valores de pH por debajo de 10 ya que evitan problemas de hidrólisis del cianuro y producen ácido cianhídrico altamente tóxico (Misari, 1993).



d) Presencia de otros iones

Se ha demostrado que la capacidad de carga del oro en el carbono aumenta al aumentar la concentración de iones complementarios en solución, centrándose en el siguiente orden (Misari, 1993).



Por el contrario, la capacidad de carga del oro en el carbono disminuye al aumentar la concentración de aniones complementarios en el siguiente orden (Misari, 1993):



e) Oxígeno Disuelto

La presencia de oxígeno en solución provoca la oxidación del cianuro, y una disminución en su concentración promueve la adsorción de oro sobre el carbón activado (Misari, 1993).

f) Adsorción de otras especies de cianuro

La adsorción del carbón activado es selectiva, pero se pueden adsorber algunas especies de cianuro. Esto depende de su concentración y pH en solución (Misari, 1993).

El orden de prioridad en el proceso de adsorción es el descrito anteriormente.





La adsorción de plata es beneficiosa, pero la adsorción de mercurio es perjudicial y causa problemas en etapas posteriores, especialmente durante la refinación.

A bajas concentraciones de cianuro y bajo pH, el $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ se adsorbe fácilmente en carbono, lo que reduce la capacidad de carga del oro. A mayores concentraciones de cianuro y mayor pH, la especie $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-} > \text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ se vuelve más preferencial y la menor proporción se adsorbe en el carbón (Misari, 1993).

g) Tipo de carbón

Los carbones producidos usando una variedad de métodos o materiales exhiben muchas propiedades que afectan la cinética de adsorción y la capacidad de carga. El carbón altamente activo es más blando porque su estructura es más porosa y expandida, lo que reduce la resistencia mecánica del carbón. Un proceso particular requiere un tipo de carbón que depende de muchos factores, incluido el tipo de proceso de adsorción, la concentración, la tasa de flujo de la solución/lechada, la tasa de formación de oro, la tasa de adsorción de carbón y la severidad de las condiciones del proceso (Tómala, 2016).

2.2.10. Procesamiento de Carbono en Pulpa (CIP)

Este proceso recupera el valor del oro y la plata al introducir carbón activado directamente en la solución rica sin refinar la pulpa. Al igual que en el caso del proceso de decantación a contracorriente conocido como CCD (contracorriente decantación), la compleja mineralización en la decantación y posterior filtración hace que los minerales sean difíciles de procesar, lo que hace

de este proceso un gran desafío frente a los procesos convencionales, presentando ventajas (Misari y Franco, 1993).

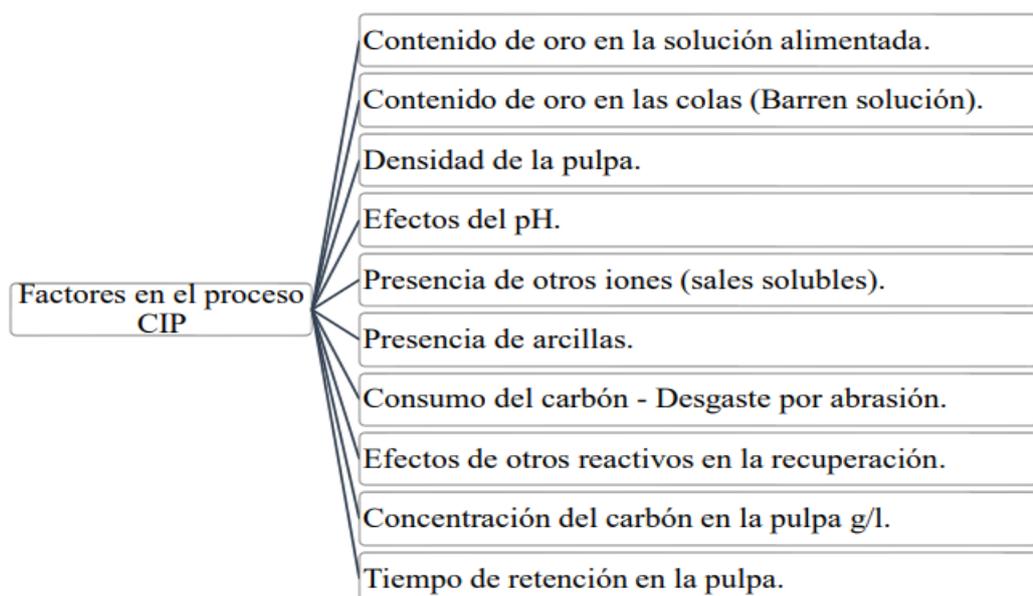
El proceso CIP consiste en alimentar una solución de cianuro que contiene valores de oro disueltos en un tanque con carbón activado, donde la solución entra en contacto con el movimiento mecánico del tanque y se produce la adsorción de oro, después de lo cual la lechada se transforma en enviada al tanque. Hasta el último tanque, la solución en cada tanque se vuelve menos aurífera, dejando una mala solución de limpieza con desechos sólidos que van a los relaves (Vargas, 1995).

2.2.11. Factores que afectan el proceso CIP

Durante el proceso de recuperación de oro en el proceso de carbón en pulpa (CIP), los factores clave que afectan el proceso de adsorción son: (Misari y Franco, 1993).

Figura 8

Factores en el proceso CIP (Lixiviación carbón en pulpa)



Fuente: Vargas (1995).



2.2.12. Proceso descripción de la sección de adsorción CIP

Srithamavut (2008) afirma que después de la lixiviación, la pulpa se introduce en el proceso de adsorción CIP. El CIP consta de tres fases principales (Marsden y House, 1992; De Andrade Lima, 2007).

- a) **Adsorción:** El oro disuelto en la pulpa se adsorbe sobre carbón activado.
- b) **Elución:** El oro se extrae del carbón en una solución alcalina de cianuro.
- c) **Electroobtención:** El oro se extrae de una solución alcalina de cianuro mediante un proceso eléctrico y se deposita en electrodos. El proceso de adsorción CIP se lleva a cabo en una cascada continua de grandes tanques agitados, cada tanque contiene alrededor de 6 reactores con un tiempo de residencia de alrededor de 1 hora. Los componentes de tanques convencionales incluyen mezcladores mecánicos, lodos, entradas y salidas filtradas. Un componente no convencional del tanque es un borboteador en el fondo del tanque que introduce oxígeno para mejorar la eficiencia de adsorción en el carbón activado (Marsden y House, 1992). Otro tanque no convencional consiste en un sello en la parte superior del tanque para mantener una atmósfera de oxígeno a una presión bastante alta. La pulpa se agita y fluye por gravedad de tanque a tanque a través del rebosadero. La solución primero entra en contacto con el carbón activado en el primer tanque. El carbón vegetal fresco o carbón vegetal reactivado se agrega al final y aguas arriba del proceso y se transporta de forma continua o intermitente a la pulpa. El carbón en cada etapa se carga y se forma un pseudo-equilibrio dependiendo de la concentración de oro en la solución en cada etapa. En la primera etapa, el carbón contiene la mayor cantidad



permitir que la mezcla fluya libremente entre las etapas, normalmente de 0,6 a 0,8 mm. Se ha prestado mucha atención a la eficiencia del tamiz interfacial, ya que se considera uno de los principales desafíos en las aplicaciones de adsorción de carbono. El carbón activado está disponible en diferentes tamaños. Por lo general, 1,7 x 3,4 mm, 1,2 x 3,4 mm, 1,2 x 2,4 mm. Los tanques suelen contener de 10 a 25 gramos de carbono (0,5 a 1,2 % de carbono p/v) por litro de pulpa. Las cargas de carbón en varios molinos oscilan entre 300 y 20 000 gramos de oro por tonelada de carbón.

2.3. MARCO CONTEXTUAL

2.3.1. Descripción de la planta

La planta de beneficio SMRL Acumulación Los Rosales utiliza infraestructura que ya existía en tiempo anteriores, construido por otra empresa minera que operaba allí, el material que trata la planta de beneficio son esencialmente los relaves, este material está compuesto por sulfuros de cobre (calcopirita y bornita), así también existe la presencia de arsenopirita, pirita aurífera, gangas de pirita y entre otros.

El volumen estimado de la reserva de estos relaves, se ha calculado teniendo en cuenta las dimensiones las canchas de relave antiguas, estos datos fueron obtenidos mediante la razón topográfica obtenida en el mismo terreno.

La planta de beneficio realiza su tratamiento de relaves mediante el proceso CIP.

La planta de beneficio, tiene canchas de relaves estos fueron muestreados y se estima que tiene una ley de promedio de 2.009 g/Tm.

2.3.2. Descripción del proceso

2.3.2.1. Recepción y almacenamiento

El material procede de las antiguas canchas de relave, este material es almacenado en la cancha superior de la planta, precisamente al costado de la tolva de gruesos, el material es descargado y respectivamente codificado donde indica la ley y las toneladas descargadas para su tratamiento.

2.3.2.2. Circuito chancado

a) Tolva de gruesos

Este equipo tiene como objetivo almacenar el material recién descargado en la cancha de recepción, la parte superior de la tolva tiene un modelo cubico y en la parte inferior termina en forma piramidal permitiendo la descarga del material y así poder dar inicio en el circuito chancado.

Figura 10

Tolva de gruesos



Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales.

Volumen de la tolva = Vol. del cubo + Vol. de la piramide truncada

$$\text{Vol. del cubo} = 4 * 6 * 4.8 = 115.2 \text{ m}^3$$

$$\text{Vol. del piramide truncada} = 3.8 * 6 * 4 * \frac{1}{2} = 54.72 \text{ m}^3$$

$$\text{Vol. de la tolva} = 115.2 + 54.72 = 170.32 \text{ m}^3$$

Capacidad de la tolva teniendo en cuenta que G. e. = 2.5

$$\text{Capacidad de la tolva} = 170.32 / 2.5 = 68.128 \text{ TM}$$

b) Chancadora de martillo

El material descargado de la tolva de gruesos pasa a la siguiente etapa, que es la reducción de tamaño mediante la chancadora de martillo, este tipo de chancadoras por lo general es usado en plantas que procesan material que no tienen alta dureza, la chancadora martillo facilita la trituración del material compactado, el cual es de muy beneficioso para los relaves.

Figura 11

Chancadora de martillos



Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales.

c) Faja transportadora N°1

Este equipo cumple una estricta función de transportar material de forma continua hacia la tolva de finos, con la finalidad de abastecer dicha tolva.

Figura 12

Faja transportadora N°1



Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales

Faja N°1

Longitud de la faja = 15.60 m

Ancho de la faja = 17 cm

Motor = SSIEMENS

d) Tolva de finos

Este equipo principalmente cumple la función de acumular el material descargado por la faja transportadora N°1, nos permite asegurar la alimentación continua del material hacia los molinos, posibilitando el arreglo eficaz de algún desperfecto en el circuito chancado.

Figura 13

Tolva de finos



Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales

Volumen de la tolva de finos:

Altura de la tolva = 3.6 m

Diametro de la tolva = 5.30 m

Volumen de la tolva = 79.42 m³

Cap. de la tolva = 120 TM



2.3.2.3. Circuito molienda

a) Faja transportadora N°2

Esta faja se encuentra debajo de la tolva de finos, la carga que proviene de la tolva de finos tiene un cajón regulador donde realiza la descarga del material a la faja, de aquí imparte el material hacia los cajones alimentadores, al ser la faja principal o directa encargada de transportar material hacia los molinos, es de suma importancia debido a que de esta faja obtenemos el factor requerido para determinar la cantidad exacta de tonelaje procesado, el factor de faja dependerá principalmente de tres variables, lo obtendremos de acuerdo a la velocidad en que tarda al dar un giro completo, así también influye la longitud de la faja y por último la distancia del corte de faja.

El corte de la faja variara dependiendo a la operación que exige los parámetros también influye la gravedad específica del material, al ser una operación dedicada al tratamiento de relaves varia constantemente la gravedad específica.

b) Factor de faja

Para determinar el factor de faja se tomará en cuenta la distancia recorrida, distancia del corte de faja, y el tiempo exacto en la que dará un giro completo.

El corte de faja lo realizamos mediante un cortador de fierro, este equipo cumple con la función de tomar una muestra puntual y



representativa de la faja, el peso de este corte de faja permitirá determinar los tonelajes exactos durante el tiempo de operación que se ejerce.

Determinación del factor teórico de la faja:

Long. de faja = 11.5 m Corte de faja = 30.4 cm Tiempo de giro = 54.5 min

$$F.F = \frac{\text{Kg.}}{(\text{dist corte})\text{m}} * \frac{\text{tiempo de giro m/x}}{5} * \frac{3600\text{s}}{\text{hr.}} * \frac{\text{Tm}}{1000}$$

$$F.F = 2.49 \text{ TM}$$

c) Molienda

Tabla 1

Cuadro de producción semanal

Cuadro de producción semanal						
Día	Turno	Corte - Faja Kg.	Horas Trabajadas	Factor	TMHD	TMH Acumulado
1	DIA	3.56	12	2.49	106.8	106.8
	NOCHE	3.72	11	2.29	102.3	209.1
2	DIA	3.456	11	2.49	95.03	304.13
	NOCHE	3.479	11	2.49	95.67	399.8
3	DIA	4.1	12	2.49	123	522.8
	NOCHE	3.9	12	2.49	117	639.8
4	DIA	3.45	11	2.49	94.88	734.67
	DIA	3.824	12	2.49	114.72	849.39
5	NOCHE	3.639	12	2.49	109.17	958.56
	DIA	3.717	12	2.49	111.5	1070.06
6	NOCHE	3.664	11	2.49	100.76	1170.82
	DIA	3.892	10	2.49	97.3	1268.12
7	NOCHE	3.749	12	2.49	112.47	1380.59
	DIA	4.033	12	2.49	120.99	1501.58

Fuente: SMRL Acumulación los Rosales.



El material previamente chancado, que se encuentra almacenado en la tolva de finos, es transportada mediante una faja primaria donde el material es direccionado hacia el primer molino en este caso el molino de bolas 5 x 10.

El material descargado por la faja transportadora, alimenta al molino de bolas 5 x 10 y ahí juntamente es adicionado con solución barren, esta solución es recuperada de las relaveras con el fin de apoyar la dosificación requerida, los reactivos necesarios son previamente son preparados en tanques de distintas capacidades, el cianuro de sodio es preparado en un tanque de $12.82 m^3$, el tanque de la soda caustica tiene capacidad de $2.60 m^3$ y como otro agente regulador del pH tenemos el óxido de calcio el cual es almacenado en una tolva de $1.73 m^3$ el cual va dosificando de acuerdo al parámetro requerido.

Al ingresar todos juntos estos componentes al molino, conforman la pulpa y dan inicio al proceso de molienda, la descarga del molino tiene como resultante una densidad de 1450 a 1485 g/L y se busca un tamaño de reducción de un 87 a 92% en la malla -200.

Esta pulpa ya condicionada es descargada hacia un cajón de lodos, dicho cajón está conectado con una bomba 4 x 3 sello seco el cual impulsa la pulpa hacia un clasificador de partículas, en este caso un hidrociclón D – 6, este equipo utiliza una fuerza centrífuga para acelerar la velocidad de clasificación de partículas.

La pulpa pasante de la malla deseada denominada over es descargada hacia una zaranda DCM, donde esta zaranda se encarga de



limpiar cualquier tipo de ganga que no sea pulpa y finalmente llega hacia el tanque de lixiviación N°1, y la pulpa no pasante denominada under retorna hacia una remolienda al molino secundario en este caso a un molino de bolas 6 x 8 manteniendo un circuito cerrado.

Para tener y manejar un control exacto, se realizan muestreos puntuales cada cierto tiempo.

En la etapa de la molienda el material debe de ingresar constantemente hacia los molinos y así mantener una densidad casi promedio a lo establecido para que se pueda efectuar la liberación de las partículas finas del oro; ya que si sobre pasamos la densidad esta no permitirá la reducción deseada tampoco será bueno para la dilución que se busca, el proceso bajaría su recuperación ya que es bien sabido que para tener una buena recuperación de oro debemos centrarnos en una buena molienda ya que de esto dependerá lo demás.

En los Acumulación los Rosales el material que se procesa es de los relaves, su comportamiento de este material es muy inestable debido que estos ya han sido procesados con diferentes tipos de reactivos y aceites, encontrar sus parámetros es más investigativo ya que se debe evaluar todas las condiciones en las que esta, al tratar este material se puede observar los cuadros de densidad alcanzada de cada punto de molienda-clasificación, que la densidad varía de acuerdo al material ingresado.

Tabla 2

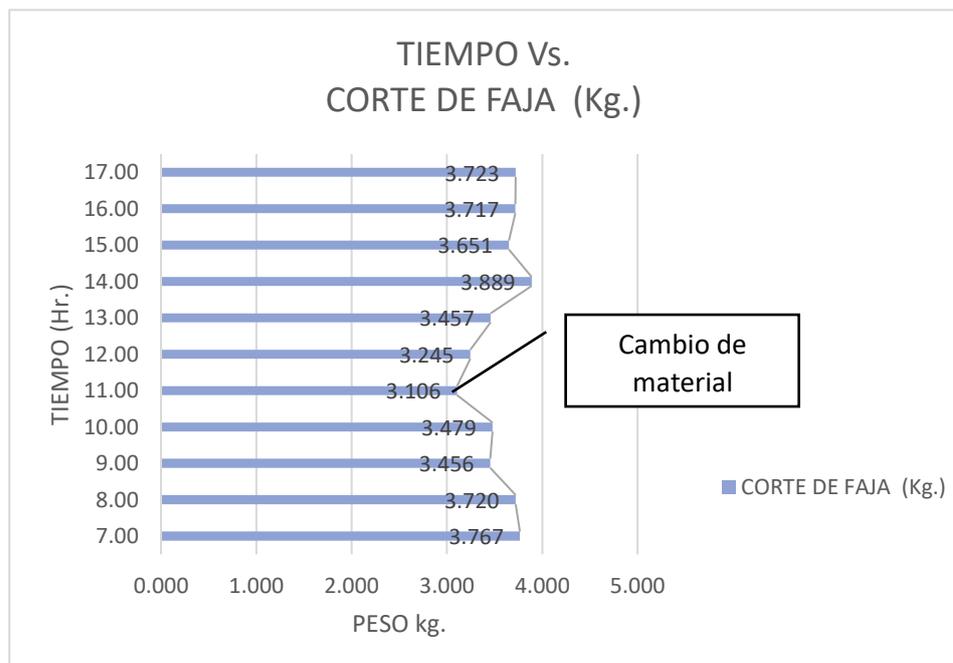
Balance de circuito molienda

Horas	Corte de Faja (Kg.)	Densidad Kg/L		OVER FLOW	UNDER FLOW	# MALLA -200
		M - 5 X 10 ‘	M - 6 X 8 ‘			
	3.767	1430	1880	1300	2100	88.30%
08:00:00	3.72	1440	1890	1310	2110	
09:00:00	3.456	1420	1860	1310	2090	
10:00:00	3.479	1430	1880	1300	2110	
11:00:00	3.106	1440	1890	1310	2100	88.70%
12:00:00	3.245	1440	1910	1310	2120	
13:00:00	3.457	1430	1900	1320	2110	
14:00:00	3.889	1450	1910	1310	2100	
15:00:00	3.651	1390	1900	1300	2060	
16:00:00	3.717	1430	1920	1290	2100	
17:00:00	3.723	1420	1900	1320	2090	89.00%
18:00:00	3.856	1430	1910	1310	2110	

Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales.

Figura 14

Tiempo vs corte de faja



Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales.



Debido a que el material cambia de acuerdo a la alimentación de la tolva suele aumentar su densidad sobre todo cuando pasa un material sulfuroso al no ser homogenizado suele variar su densidad, su pH suele ser constante, si este material no es continuo y cambia a un óxido suele disminuir su densidad generando un desbalance en todo el proceso, siempre dependerá del buen blending al inicio.

En el recorrido de la pulpa por el circuito de molienda – clasificación, suele haber problemas en el hidrociclón debido a que la carga circulante varía de acuerdo al material que se trata.

Con el transcurso de las horas se puede apreciar el cambio de la densidad en la descarga del over, después de un tiempo determinado se debe de realizar cambios ya sea aumentando el flujo de solución o la disminución de carga, todo ello con la finalidad de estabilizar la malla, la densidad, así también evitar el espesamiento en los tanques de agitación

Al realizar algunos cambios en el circuito molienda – clasificación como: el aumento o disminución de caudal del agua, dosificación del cianuro y la estabilidad del pH requerido, se logra evitar la formación de espuma, espesamiento y el rebalse de los tanques, todo esto dependerá del material alimentado en los molinos, se logrará estabilizar una descarga de densidad promedio de over hacia los tanques agitadores.



2.3.2.4. Circuito de lixiviación

a) Lixiviación

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico donde se efectúan diversas reacciones fisicoquímicas las cuales permiten la disolución de los metales de acuerdo a los concentración, parámetros y reactivos utilizados, en la lixiviación de oro uno de los factores más importantes es la agitación de la pulpa ya que de esto dependerá la velocidad de la disolución de oro, la agitación debe de ser constante y turbulenta esto permitirá alcanzar la recuperación de oro.

Otro de los factores más importantes en la lixiviación es el tiempo de residencia ya que esto permite una buena disolución de oro al estar en constante agitación a un tiempo determinado se logra una buena adsorción en el carbón.

En la planta SMRL Acumulación los Rosales cuenta con circuito de lixiviación conformado por 4 tanques de agitación, los dos primeros tanques tienen una dimensión de 10" x 10" el cual en el tanque N°1 es donde se realiza la descarga del over dando inicio la etapa de lixiviación, el primer tanque agitador está en calidad de lixivador ya que esto permite mejorar la adsorción de oro en el carbón, a partir del segundo tanque los demás se encuentran en calidad de carbonero donde se inicia o se les conoce como proceso CIP, los dos últimos tanques tienen una dimensión de 20" x 20", en estos tanques es donde ocurre el proceso de adsorción de carbón, para obtener y llevar un control de los parámetros, se sacan muestras puntuales cada determinada hora.



- **Cálculo del volumen de los tanques:**

$$\text{Vol TK} - 10 \times 10'' = \frac{3.1416 * 3.04^2 * 3.65}{4} * 0.95$$

$$\text{Vol TK} - 10'' \times 10'' = 20.96\text{m}^3$$

$$\text{Vol TK} - 20'' \times 20'' = \frac{3.1416 * 6.08^2 * 6.08}{4} * 0.95$$

$$\text{Vol TK} - 20'' \times 20'' = 167.70\text{m}^3$$

Tabla 3

Cálculo del tiempo de agitación de los tanques

Tiempo de residencia de los tanques					
Nº Tanque	Medida de tanque (pies)	Volumen Total (m ³)	Volumen Operación (m ³)	Densidad de Pulpa (Kg/L)	Tiempo de Lixiviación (Horas)
TQ -1	10 x 10	26.69	24.019	1300.00	1.42
TQ -2	10 x 10	26.69	24.019	1300.00	1.42
TQ -3	20 x 20	177.92	160.128	1300.00	9.46
TQ -4	20 x 20	177.92	160.128	1300.00	9.46
Tiempo total de lixiviación en Horas =					21.75

Fuente: SMRL Acumulación Los Rosales.

b) Carbón activado

El proceso CIP, se lleva a cabo con una materia prima, principalmente carbón vegetal, se utiliza en su mayor parte de la industria procesadora de metales; el carbón de la cascara de coco, el cual al ser sometidas a altas temperaturas obtiene una activación, y se crea una superficie porosa, el carbón de la cascara de coco ha demostrado un comportamiento eficiente ante la adsorción del oro en soluciones acuosas.



En la planta los rosales se realiza la cosecha de carbón cada determinado tiempo, este carbón al ser utilizado continuamente tiende a saturarse debido que el material de todo proceso contiene silicatos y carbonatos el cual obstruyen los poros del carbón y así evitan la adsorción de oro.

Para poder regenerar el carbón, existen diversos tratamientos de los cuales se realizó pruebas de regeneración o reactivación química del carbón a diferentes temperaturas para comprobar la regeneración se ha efectuado pruebas de eficiencia.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO

El estudio se desarrolló en los laboratorio químico y metalúrgico de la Planta concentradora Los Rosales, que está ubicado geográficamente en el distrito Vilque, provincia y departamento de Puno. Distante por el panamericano sur desde Lima a Puno 1,356 km y de Puno a planta concentradora 43 Km, con altitudes que varían de 3,400 a 4,350 m.s.n.m. aproximadamente.

3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO

El estudio se desarrolló durante los meses de julio a diciembre del año 2021.

3.3. PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO

Este material procede de la empresa SMRL acumulación los Rosales que procesa el reaprovechamiento de pasivos ambientales o relaves mineros, con una capacidad actual de 180 TMD en el sector Huancasaya, del distrito de Vilque, provincia y departamento de Puno.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA DEL ESTUDIO

Se consideró como población el relave tratado en la Planta de Beneficio, que se encuentra acumulado, de la misma que se extrajo 30 Kg, los mismos que fueron homogenizados y separados adecuadamente.

Luego de haber realizado un procedimiento adecuado de separación, se obtuvo una muestra de 2 Kg para cada experiencia, la misma que está en función de la capacidad



del equipo de agitación del laboratorio. De la misma manera se tomó una muestra para su análisis respectivo.

3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO

El análisis de datos se efectuó con Microsoft Excel para los cálculos y el balance metalúrgico de las pruebas de lixiviación.

3.6. PROCEDIMIENTO

3.6.1. Metodología

En este trabajo desarrollado a nivel de laboratorio usando un control mínimo con la finalidad de encontrar las condiciones óptimas del estudio, se realizó una investigación experimental y aplicada.

Tipo de investigación

El tipo de investigación que se ha utilizado es de tipo experimental debido a que el investigador manipula las variables objeto del estudio que son precisamente conocer los efectos de los actos producidos por el investigador.

- Por su naturaleza: experimental.
- Por el objeto de estudio: aplicado.

Métodos de investigación

El método científico, que se aplicó fue la inductiva - deductiva, siendo este método más efectivo para generar conocimiento, considerando el nivel descriptivo, explicativo y experimental.

- **Descriptivo:** Se efectuó la descripción de los fenómenos y comportamientos de los procesos que ocurren durante las pruebas experimentales.
- **Explicativo:** Se comprobó la causa y efecto de cada etapa de las pruebas, esto al realizarse las pruebas experimentales
- **Experimental:** Se manejó las dimensiones de las variables dependiente e independiente, para obtener respuestas al fenómeno que se genera.

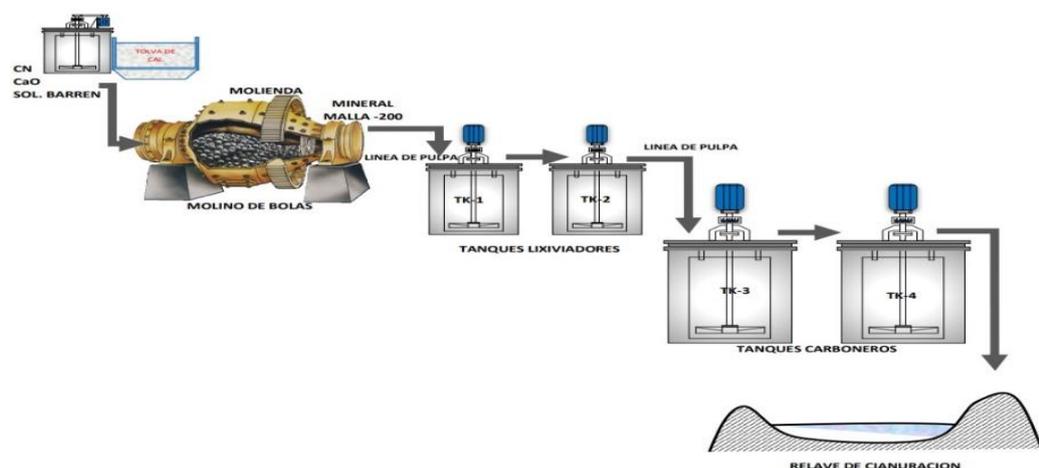
3.6.2. Desarrollo del procedimiento de investigación

En esta etapa se desarrolló el proceso de adsorción de oro utilizando carbón en pulpa, es decir el proceso CIP a nivel de laboratorio. Las condiciones de trabajo para este proceso se presentan en la etapa de resultados; en donde se consideró el mejor tratamiento de los cuatro que se desarrollaron para recuperar la máxima cantidad de oro en la pulpa del relave lixiviado con cianuro y evaluar la eficiencia de adsorción del oro.

Para el desarrollo del proceso CIP se siguió el siguiente diagrama de flujo:

Figura 15

Diagrama de flujos para el proceso CIP a nivel de laboratorio





3.6.2.1. Procedimiento de la prueba experimental del proceso de lixiviación en laboratorio metalúrgico

Antes de iniciar las pruebas metalúrgicas debe implementarse con todos los Equipos de Protección personal que se menciona:

Material de seguridad: Equipo de Protección Personal.

- Guardapolvo.
- Respirador con filtro combinado (3M 6059) y para polvos (3M 2097).
- Guantes de látex.
- Guantes de jebe.
- Guantes de lona.
- Zapatos de seguridad.
- Casco de Seguridad.
- Lentes de seguridad.
- Tapón de oídos.

Materiales – reactivos

Material de vidrio:

- Vaso de precipitado de 200 ml.
- Probeta de 5 ml.



- Bureta graduada de 50 ml.
- Botellas Dama Juana sin asa de 4 L

Material de plástico

- Probeta de 25 ml.
- Probeta de 50 ml.
- Probetas de 1 L.
- Pesetas de 1 L.
- Embudos.
- Vasos de Precipitado de 250ml.

Materiales reactantes:

- CNNa (Cianuro de Sodio).
- AgNO_3 (Nitrato de plata a una concentración de 4.33g/L).
- NaOH (Soda caustica).
- Floculante

Otros materiales:

- Papel filtro #92 lento.
- Papel indicador de Ph (Panphea).
- Espátula.
- Tenaza.



- Varilla delgada (acero).

Equipos:

- Balanza.
- Estufa.
- Mesa de rodillos.

3.6.2.2. Preparación de reactivos

a) Preparación del Nitrato de Plata (AgNO_3)

La concentración es de 4.33 g/L.

Para preparar 1 litro, se pesó en la balanza 4.33 g. de AgNO_3 y se agregó al envase para diluirlo agitándolo manualmente, luego enrasar con agua destilada hasta completar un volumen de 1 litro.

b) Preparación del Cianuro de Sodio (CNNa)

La concentración es de 4% - 40 g/L

Para preparar 1 litro, se pesó en una balanza 40 g. CNNa y se agregó al envase, para luego enrasar con agua destilada hasta completar un volumen de 1 litro y agitarlo con la paleta eléctrica hasta disolverlo completamente.

Luego se tomó 5 ml. de la solución de cianuro preparada al cual se vertió 4 gotas de KI (5%) y se tituló con nitrato de plata, anotando el volumen gastado.



c) Preparación del ioduro de potasio (IK)

La concentración es de 5% - 50 g/L.

Para preparar 1 litro, se pesó en una balanza 50 g. de IK y se agregó al envase para luego enrazar con agua destilada hasta completar un volumen de 1 litro (se midió con la probeta de plástico de 1 litro) y se agitó manualmente.

d) Preparación del floculante

La concentración es de 0.01%.

Para preparar 10 litros, se pesó en la balanza 1 g. de floculante y se agregó al depósito para luego enrazar con agua destilada hasta completar un volumen de 10 litros, se agitó con la paleta eléctrica hasta disolverlo completamente.

3.6.2.3. Procedimiento para correr las pruebas metalúrgicas

- Primero obtención de muestra. (relave).
- Homogenizar y cuartear la muestra.
- Pulverizar y homogenizar la muestra.
- Lavar la botella (Dama Juana).
- Preparar la muestra a 85 - 90% malla -200 (W = 300 g.)
- Codificar la botella y con cuidado ingresar la muestra dentro de la botella.



- Agregar H₂O a la botella 900ml (relación 1-3), según indique el supervisor.
- Dejar que agite 5 minutos y regular pH a 11.
- Una vez regulado el Ph, agregar CNNa y llevar a la concentración adecuada.
- Realizar titulación cada tiempo determinado alcanzando 48 hr.
- Las titulaciones se realizan retirando la botella de los rodillos, colocarla en posición vertical para que decante, observar que la parte sólida se halla separado de la solución, esta solución separar en un vaso de precipitado de 200ml y sobre éste colocar un embudo (dentro de este embudo poner el papel filtro).
- Medir en la probeta 5 ml de solución filtrada y verter en un vaso de precipitado de vidrio, agregarle 4 gotas de yoduro de potasio, proceder a titular hasta obtener una coloración amarillo resplandeciente.
- Una vez titulada, apuntar el dato en la hoja de control, y desechar dicha solución que fue titulada, observar en las tablas cuanto de volumen se tiene que agregar para la reposición del cianuro y verter en botella (si quedó en el vaso de precipitado solución que no fue titulada regresar a la botella junto con el volumen de reposición de cianuro.
- El tiempo de agitación varía de 48 horas.



- Al culminar un tiempo establecido, lavar y secar los residuos.
- Codificación de la prueba y análisis.

3.6.2.4. Datos de la prueba corrida

- Ley de cabeza 2.009 g/TM
- Humedad 14.29
- Gravedad específica 2.9
- Densidad 1200 Kg/L
- Densidad 1250 Kg/L
- Densidad 1200 Kg/L con C* en Pulpa.
- Densidad 1250 Kg/L con C* en Pulpa.
- Granulometría #200 – 90.86%
- A una concentración de 0.15%
- A un tiempo de residencia de 48 Hrs.

3.6.2.5. Cálculos y formulas aplicativas en las pruebas metalúrgicas

a) Gravedad específica

La gravedad específica del mineral se determinó utilizando el método de la fiola, mediante la cual se llegó al siguiente resultado: G.e. = 2.9.



La gravedad específica es única, aunque similar para cada pila de relave que se forma para su proceso, esta depende de los relaves que la conforman, así como de la cantidad de las mismas.

b) Porcentaje de solidos

Cada Densidad de Pulpa determina un porcentaje de sólidos distinto, dado por la siguiente relación sólido-líquido:

$$\%S = \frac{(dPulpa - 1) * G. e.}{(G. e. - 1) * dPulpa} * 100$$

Donde:

%S: Porcentaje de sólidos del relave contenido en la Pulpa

G.e.: Gravedad específica, ya determinada.

dpulpa: Densidad de Pulpa.

Determinación del % S con una densidad de 1200 kg/L.

$$\%S = \frac{(1.200 - 1) * 2.9}{(2.9 - 1) * 1.200} * 100$$

$$\%S = 25.54$$

Determinación del % S con una densidad de 1250 Kg/L.

$$\%S = \frac{(1.250 - 1) * 2.9}{(2.9 - 1) * 1.250} * 100$$

$$\%S = 30.52$$



c) **Dilución**

$$Dil = \frac{1 - \%S}{\%S}$$

Densidad 1200 ***Dil = 2.91***

Densidad 1250 ***Dil = 2.27***

d) **Determinación de la cantidad de Cianuro inicial a agregar**

$$FCN = (Fm - Fd) * V * 10$$

Donde:

FCN: Fuerza del cianuro

Fm: fuerza a mantener

Fd: fuerza desgastada.

V: volumen de solución

Densidad 1200 ***FCN = 1.30 g.***

Densidad 1250 ***FCN = 1.02 g.***

e) **Determinación del consumo de CaO y NaCN.**

$$CaO = \frac{\text{gr. de Cal}}{\text{Peso Muestra}} * \frac{1000 \text{ gr.}}{\text{Kg.}} = \text{g/Kg.}$$

f) **Consumo de CNNa g/Kg. = Kg. /Ton.**

$$CNNa = \frac{(Ft - Ff)10 * VOL \text{ ml}}{\text{Peso Muestra}}$$



g) Porcentaje de Recuperación obtenida en la Prueba Metalúrgica

$$\% \text{ de Recuperacion} = \frac{(\text{Ley de cabeza} - \text{Ley de Residuo})}{(\text{Ley de Cabeza})} * 100$$

3.6.3. Técnicas y procedimientos de recolección de datos

Aquí se describen los métodos, técnicas e instrumentos utilizados para recolección de datos.

Método

El método utilizado para la realización de las pruebas de lixiviación de oro, son las de lixiviación por agitación y lixiviación en botella.

Técnica

Como técnica e instrumento de recolección de datos; se usó el registro de la observación y la recolección de la muestra del relave que fue evaluado en el laboratorio en cada uno de sus variables. Los resultados de la evaluación de los comportamientos metalúrgicos se reportaron en cuadros y/o gráficos para mayor comprensión del trabajo realizado.

Materiales, equipos, reactivos e instrumento

Para la realización de las pruebas de lixiviación se utilizaron los materiales, equipos, reactivos e instrumentos indicado en el ítem 3.6.2.1 del presente trabajo de investigación.



3.7. VARIABLES

Variable independiente:

Optimización del proceso CIP.

Variable dependiente:

Recuperación de oro.

Tabla 4

Operacionalización de variables e indicadores

VARIABLES	INDICADORES	ÍNDICES
1. Independiente: Optimización del proceso CIP	- Densidad de pulpa del proceso CIP	- 1200 Kg/L, 1250 Kg/l
	- Tiempo de residencia en tanques de lixiviación	- 12 hrs., 24, hrs., 30 hrs. y 48 hrs.
	- Reactivación química del carbón en la adsorción del oro.	- HCl al 5 %
2. Dependiente: Recuperación de Oro en la planta de beneficio SMRL acumulación los Rosales localidad Huancasaya Vilque Puno	- Eficiencia de recuperación	- Mayor a 65 %

3.8. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

Los resultados de laboratorio tienen gran importancia, ya que, de una buena experimentación, como de buenos resultados, nos permiten evaluar y optimizar a fin de llevarlos a gran escala, como son en las empresas o minas existentes, las que dependiendo de la correcta interpretación permiten buenos resultados en plantas. En el presente caso



se tomó muestras de relaves acumulados de pasivos ambientales provenientes de la empresa SMRL acumulación los Rosales.

En la planta de beneficio SMRL acumulación los Rosales, se realizaron análisis de pruebas metalúrgicas mediante el proceso de agitación en botellas a una escala de nivel de laboratorio con la finalidad de determinar la densidad de pulpa del proceso CIP, determinar el tiempo de residencia en los tanques de lixiviación de oro y evaluar la eficiencia de adsorción de oro en el carbón mediante la reactivación química, teniendo en consideración el consumo de cianuro y las propiedades del material.

Así también se realizaron análisis de muestras a diferentes concentraciones de CN, diluciones Solido-Líquido también se analizaron el % de sólidos, gravedad específica, determinaciones usuales o procedimientos reconocidos a fin de ser llevados a cabo con certeza y confiabilidad.

Finalmente, esta investigación fue realizada a diferentes densidades para determinar y mejorar el % de recuperación del oro en la empresa S.M.R.L. acumulación los Rosales, en donde se desarrolló 4 pruebas metalúrgicas obteniendo resultados satisfactorios con una diferencia no muy alta, sin embargo, muy buena.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Para cumplir con los objetivos específicos propuestos fue necesario realizar pruebas metalúrgicas y con ello obtener resultados precisos y exactos, que ayudaron a establecer parámetros adecuados en el proceso CIP para la recuperación de oro.

Las pruebas de lixiviación por agitación en botellas del proceso CIP a nivel de laboratorio se llevaron a cabo empleando muestras de relave representativas con características similares a tratarse en planta concentradora, para ello se siguió los procedimientos metodológicos adecuados para obtener los resultados semejantes al comportamiento metalúrgico de planta, lo cual se detalla a continuación.

4.1. DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD DE PULPA DEL PROCESO CIP

El efecto de la densidad de pulpa en el proceso CIP, es la mezcla matemática de una porción constituida por sólidos de una granulometría casi uniforme y otra constituida por un líquido, generalmente el agua. La pulpa tiene características propias tales como gravedad específica, peso y volumen, que generalmente son referidos en porcentajes de peso o volumen de los constituyentes.

La densidad de pulpa, al peso de la unidad de volumen que generalmente se denomina en kilogramos por litro o gramos por litro, puesto que la pulpa se comporta como un líquido o fluido. El porcentaje de sólidos debe ser en la mayoría de los casos lo más alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación, minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración. El porcentaje de sólidos en la pulpa varía entre 35 y 60%.

4.1.1. Pruebas de lixiviación de relaves auríferos para determinar la densidad de pulpa

Para poder cumplir con el objetivo específico 1, se desarrollaron pruebas de cianuración por agitación en botellas con y sin carbon, variando las densidades en un tiempo de agitación de 48 horas, cuyos resultados se muestran a continuación:

Tabla 5

Prueba de cianuración por agitación en botellas sin carbón a una densidad de 1200 Kg/L

Tiempo de agitación de prueba:					48 horas					
1) Caracterización de la muestra:					Relave / Mixto					
Análisis químico del elemento:					Au (g)					
Ley de cabeza (g/TMS):					2.009					
2) Condiciones de trabajo.										
Peso de la muestra:					300	g				
Granulometría del mineral:					90.86	% -m200				
L/S:					2.91					
Volumen:					0.88	Litros				
pH inicial:					6.5					
pH a trabajar:					11					
Fuerza de CN durante el proceso:					0.15	%				
Resultado de la prueba										
Condiciones: 48 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo										
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Horas Acumuladas	CAL (g)			pH		NaCN (g)			
		CAL (g)	Consumo Kg/TMS		Inicio	Final	Fuerza Final (%)	Consumo Kg/TMS		
			Parcial	Acumulado				Parcial	Acumul.	
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500			
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1100	1.16	1.164	
2	3	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.44	1.601	
4	7	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.58	2.183	
8	15	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	2.328	
10	25	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.44	2.765	
11	36	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.44	3.201	
12	48	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	3.347	
Análisis del residuo:		Solido □	0.601	g Au/TMS		% Extracción:		70.09%	Au	

En la tabla 5. se presenta los resultados de las pruebas de agitación en botellas sin carbón con una densidad de 1200 Kg/L y su respectivo reporte metalúrgico, en donde se logró obtener el porcentaje de recuperación del oro que es 70.09 % y los diferentes tiempos utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio en donde se observa que transcurrido las 48 horas tiene un consumo de cianuro de 3.347 Kg/TMS, demostrándose que cuanto más próximo se acerque al % de cianuro inicial que es de 0.15 % su consumo de cianuro en Kg/Ton será menor.

Tabla 6

Prueba de cianuración por agitación en botellas con carbón a una densidad de 1200 Kg/L

Tiempo de agitación de prueba:		48 horas							
1) Caracterización de la muestra:		Relave / Mixto							
Análisis Químico de Elemento:		Au (g)							
Ley de cabeza (g/TMS):		2.009							
2) Condiciones generales para las pruebas:									
Peso de la muestra:	300	g							
Granulometría del mineral:	90.86	% -m200							
Peso de Carbón	5 g.								
L/S:	2.27								
Volumen:	0.68	Litros							
pH inicial:		6.5							
pH a trabajar:		11							
Fuerza de CN durante el proceso:	0.15	%							
Resultado de la prueba									
Condiciones: 48 Horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Horas Acumuladas	CAL (g)			pH		NaCN (g)		
		CAL (g)	Consumo Kg/TMS		Inicio	Final	Fuerza Final (%)	Consumo Kg/TMS	
			Parcial	Acumul.				Parcial	Acumul.
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.0900	1.75	1.746
2	3	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.29	2.037
4	7	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.44	2.474
8	15	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.44	2.914
10	25	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.29	3.205
11	36	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.29	3.495
12	48	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.29	3.783
Análisis del residuo:		Solido □	0.555	g Au/TMS	% Extracción:		72.39%	Au	

En la tabla 6 se presenta los resultados de las pruebas de agitación en botellas con carbón con una densidad de 1200 Kg/L y su respectivo reporte metalúrgico, en donde se logró obtener el porcentaje de recuperación del oro que es 72.39 % y los diferentes tiempos utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio en donde se observa que transcurrido las 48 horas tiene un consumo de cianuro de 3.783 Kg/TMS, así mismo se observa que la fuerza inicial de cianuro es de 0.15 y la fuerza final es de 0.14 en donde el consumo de cianuro es mayor.

Tabla 7

Prueba de cianuración por agitación en botellas sin carbón a una densidad de 1250 Kg/L

Tiempo de agitación de prueba:		48 horas							
1) Caracterización de la muestra:		Relave / Mixto							
Análisis químico del elemento:		Au (g)							
Ley de cabeza (g/TMS):		2.009							
2) Condiciones de trabajo.									
Peso de la muestra:		300	g						
Granulometría del mineral:		90.86	% -m200						
L/S:		2.27							
Volumen:		0.68	Litros						
pH inicial:		6.5							
pH a trabajar:		11							
Fuerza de CN durante el proceso:		0.15	%						
Resultado de la prueba									
Condiciones: 48 Horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora control	Tiempo: Horas acumuladas	CAL (g)			pH		NaCN (g)		
		CAL (g)	Consumo Kg/TMS		Inicio	Final	Fuerza Final (%)	Consumo Kg/TMS	
			Parcial	Acumul.				Parcial	Acumul.
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.0750	1.70	1.703
2	3	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1250	0.57	2.270
4	7	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.23	2.497
8	15	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.11	2.611
10	25	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.23	2.838
11	36	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.11	2.951
12	48	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.11	3.065
Análisis del residuo:		Solido □	0.532	g Au/TMS		% Extracción:		73.52%	Au

En la tabla 7. se presenta los resultados de las pruebas de agitación en botellas sin carbón a una densidad de 1250 Kg/L y su respectivo reporte metalúrgico, en donde se logró obtener el porcentaje de recuperación del oro que es 73.52 % y los diferentes tiempos utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio en donde se observa que transcurrido las 48 horas tiene un consumo de cianuro de 3.065 Kg/TMS, demostrándose que cuanto más próximo se acerque al % de cianuro inicial que es de 0.15 % su consumo de cianuro en Kg/Ton será menor.

Tabla 8

Prueba de cianuración por agitación en botellas con carbón a una densidad de 1200 Kg/L

Tiempo de agitación de prueba:		48 horas.							
1) Caracterización de la muestra:		Relave / Mixto							
Análisis Químico de Elemento:		Au (g)							
Ley de cabeza (g/TMS):		2.009							
2) Condiciones generales para las pruebas:									
Peso de la muestra:		300	g						
Granulometría del mineral:		90.86	% -m200						
Peso de Carbón		5 g.							
L/S:		2.27							
Volumen:		0.68	litros						
pH inicial:			6.5						
pH a trabajar:			11						
Fuerza de CN durante el proceso:		0.15	%						
Resultado de la prueba									
Condiciones: 48 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Hora Control	Hora Acumulados	CAL (g)			pH		NaCN (g)		
		CAL (g)	Consumo Kg/TMS		Inicio	Final	Fuerza Final (%)	Consumo Kg/TMS	
			Parcial	Acumul.				Parcial	Acumul.
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.0800	1.59	1.589
2	3	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1250	0.57	2.157
4	7	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.34	2.497
8	15	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.11	2.611
10	25	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1500	0.00	2.611
11	36	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.23	2.838
12	48	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.23	3.065
Análisis del residuo:		Solido □	0.509	g Au/TMS		% Extracción:		74.69%	Au

En la tabla 8. se presenta los resultados de las pruebas de agitación en botellas con carbón a una densidad de 1250 Kg/L y su respectivo reporte metalúrgico, en donde se logró obtener el porcentaje de recuperación del oro que es 74.69 % y los diferentes tiempos utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio en donde se observa que transcurrido las 48 horas tiene un consumo de cianuro de 3.065 Kg/TMS, así mismo se observa que la fuerza inicial de cianuro es de 0.15 y la fuerza final es de 0.14 en donde el consumo de cianuro es mayor.

4.1.2. Análisis estadístico de las pruebas de densidades

En la investigación se evaluó las densidades de pulpa, los cuales determinaron el nivel de recuperación del oro mediante lixiviación por agitación.

Asimismo, se establecieron los rangos operacionales más adecuados de dosificación agua y de reactivo de Cianuro de Sodio, que permitieron definir las condiciones idóneas de recuperación de oro.

Según los reportes de los ensayos realizados en el laboratorio metalúrgico de la planta SMRL ALR reunimos los siguientes resultados:

Tabla 9

Resumen de pruebas de agitación en botella a diversas densidades para evaluar su % de recuperación

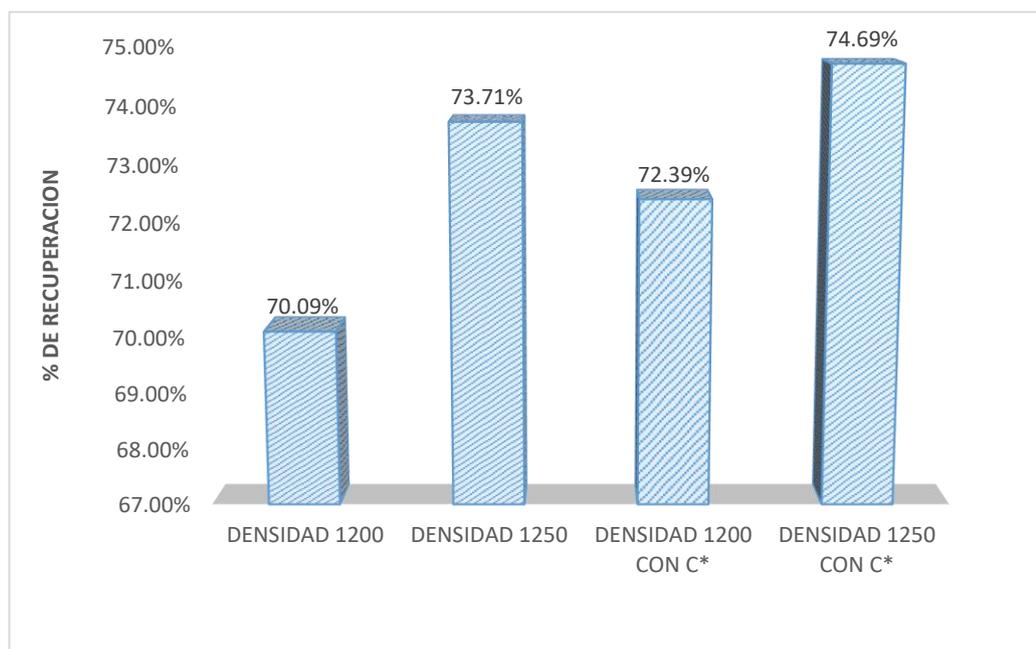
Descripción	Ley Cabeza (Au) g.	Ley de Residuo g/TMS	% Recuperación	% Malla	Tiempo de agitación (horas)	Consumo CAL Kg/Ton	Consumo NaCN Kg/Ton
Densidad 1200		0.601	70.09%	90.86	48	8.7	3.35
Densidad 1250		0.555	73.71%	90.86	48	8.7	3.07
Densidad 1200 CON C*	2.009	0.532	72.39%	90.86	48	8.7	3.78
Densidad 1250 CON C*		0.509	74.69%	90.86	48	8.7	3.07

En la tabla 9. se muestra las pruebas realizadas en el laboratorio Metalúrgico de la planta de beneficio SMRL acumulación los Rosales, en donde se realizaron 4 pruebas de agitación en botellas con distintas densidades de pulpa tales como 1200 Kg/L, 1250 Kg/L sin carbón y 1200 Kg/L y 1250 Kg/L con carbón respectivamente a una concentración de 0.15 % de cianuro de sodio; manteniéndose como parámetros de prueba: el pH (11-11.5) que se reguló con Oxido de Calcio y la granulometría que se aplicó fue de 90% -200 mallas, por un tiempo de 48 horas en cada caso.

Los resultados de dichas pruebas nos indican que el consumo de Cianuro de Sodio promedio a una densidad de 1200 Kg/L se encuentra entre 3.35 Kg/TMS y 3.78 Kg/TMS y a una densidad de 1250 Kg/ L el consumo de cianuro se mantiene en 3.070 Kg/TMS respectivamente; lográndose una recuperación óptima de 74.69 %.

Figura 16

% de recuperación de oro a diferentes densidades





Así mismo del gráfico 16. se observa que las pruebas se realizaron a distintas densidades de pulpa como son 1200 Kg/L, 1250 Kg/L, 1200 Kg/L con C* y 1250 Kg/L con C*.

Mediante este estudio, se determinó la influencia de los parámetros de operación como son: Densidad de pulpa, tiempo de agitación y el consumo de Cianuro de sodio, para conseguir altas recuperaciones auríferas.

Es necesario destacar que la variable de la densidad es un parámetro principal de mucha influencia en el proceso CIP.

Por lo cual dado los resultados se observa que a una densidad de 1250 Kg/L con carbón el % de recuperación de oro es de 74.69 % reflejando un resultado óptimo para la operación.

Es posible lograr buenas recuperaciones auríferas utilizando concentraciones de Cianuro de Sodio inferiores a las utilizadas en la actualidad siempre que se utilice densidades de pulpa adecuadas.

En resumen, la ventaja de una Densidad de Pulpa baja es que la recuperación se incrementa y ello nos permite utilizar concentraciones de Cianuro de Sodio menores con el beneficio tanto económico como ecológico que ello implica.

4.2. DETERMINACIÓN DEL TIEMPO DE RESIDENCIA EN LOS TANQUES DE LIXIVIACIÓN DE ORO

Para cumplir con el objetivo específico 2, se realizaron pruebas metalúrgicas a distintos tiempos de agitación, teniendo en cuenta el tiempo de residencia de cada tanque; cuyos resultados que se obtuvieron fueron los siguientes:



Tabla 10

Prueba de cianuración por agitación en botellas en 24 horas

Prueba de cianuración por agitación en botellas									
Tiempo de agitación de prueba:					24 horas.				
1) Caracterización de la muestra:					Relave / Mixto				
Análisis químico del elemento:					Au				
Ley de cabeza (g/TMS):					2.009				
2) Condiciones de trabajo.									
Peso de la muestra:					300	g			
Granulometría del mineral:					90.86	% -m200			
L/S:					3				
Volumen:					0.90	litros			
pH inicial:					6.5				
pH a trabajar:					11				
Fuerza de CN durante el proceso:					0.15	%			
Resultado de la prueba									
Condiciones: 24 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Horas Acumuladas	CAL (g)			pH		NaCN (g)		
		CAL (g)	Consumo Kg/TMS		Inicio	Final	Fuerza	Consumo Kg/TMS	
			Parcial	Acumulado			Final (%)	Parcial	Acumulado
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1200	0.90	0.900
1	2	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	1.350
2	4	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	1.950
2	6	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	2.550
4	10	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	3.000
6	16	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.300
8	24	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.600
Análisis del residuo:		Solido	□	0.623	g Au/TMS		% Extracción:	69.00%	Au



La tabla 10. muestra el consumo de cianuro de sodio y cal en diferentes tiempos y tiempos acumulados, respecto al tratamiento de agitación/lixiviación en un tiempo de 24 horas; donde se observa que en el tiempo $t=1$ se tiene un consumo de cianuro de sodio de 0.900 (Kg/TMS) y un consumo de cal de 8.7 (Kg/TMS); el consumo de cal se debe al pH ácido del relave en estudio mostrando un valor de $pH= 6.5$. Mientras que el consumo inicial de cianuro se debe a los elementos cianicidas presentes en la muestra del relave. El consumo de cianuro va en forma ascendente de 0.900 (Kg/TM) hasta 3.600 (Kg/TM) en 24 horas, obteniéndose 69 % de extracción de oro y un residuo de 0.623 g Au/TMS.

Tabla 11

Prueba de cianuración por agitación en botellas en 30 horas

Prueba de cianuración por agitación en botellas									
Tiempo de agitación de prueba:						30 horas			
1) Caracterización de la muestra:						Relave / Mixto			
Análisis químico del elemento:						Au			
Ley de cabeza (g/TMS):						2.009			
2) Condiciones generales para las pruebas:									
Peso del mineral:						300	g		
Granulometría:						90.86	% -m200		
Relación L/S:						3			
Volumen de solución:						0.90	litros		
pH natural:							6.5		
pH a mantener:							11		
Fuerza de CN a mantener:						0.15	%		
Resultado de la prueba									
Condiciones: 30 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Horas Acumuladas	CAL (g)	CAL (g)		pH		Fuerza Final (%)	NaCN (g)	
			Consumo Kg/TMS Parcial	Consumo Kg/TMS Acumulado	Inicio	Final		Consumo Kg/TMS Parcial	Consumo Kg/TMS Acumulado
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1200	0.90	0.900
1	2	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	1.350
2	4	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	1.950
2	6	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	2.550
4	10	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	3.000
6	16	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.300
6	22	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.600
8	30	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	3.750
Análisis del residuo:		Solido □	0.589	g Au/TMS		% Extracción:		70.70%	Au

La tabla 11, nos muestra el consumo de cianuro de sodio y cal, cada cierto tiempo y tiempo acumulado, respecto al tratamiento de agitación/lixiviación en un tiempo de 30 horas; donde se observa que en el tiempo $t=1$ tenemos un consumo de Cianuro de Sodio de 0.900 (Kg/TMS) y un consumo de Cal de 8.7 (Kg/TMS); el consumo de cal se debe al pH ácido del relave en estudio mostrando un valor de $pH= 6.5$. Mientras que el consumo inicial de cianuro se debe a los elementos cianicidas presentes en la muestra del relave. El consumo de cianuro va en forma ascendente de 0.900 (Kg/TM) hasta 3.750 (Kg/TM) en 30 horas, obteniéndose 70.70 % de extracción de oro y un residuo de 0.589 g Au/TMS.

Tabla 12

Prueba de cianuración por agitación en botellas en 40 horas

Prueba de cianuración por agitación en botellas									
Tiempo de agitación de prueba:							40 horas		
1) Caracterización de la muestra:							Relave / Mixto		
Análisis químico del elemento:							Au		
Ley de cabeza (g/TMS):							2.009		
2) Condiciones de trabajo.									
Peso de la muestra:							300	g	
Granulometría del mineral:							90.86	% -m200	
L/S:							3		
Volumen:							0.90	litros	
pH inicial:							6.5		
pH a trabajar:							11		
Fuerza de CN durante el proceso:							0.15	%	
Resultado de la prueba									
Condiciones: 40 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Hora Acumuladas	CAL (g)	CAL (g)		pH		Fuerza Final (%)	NaCN (g)	
			Consumo Kg/TMS Parcial	Consumo Kg/TMS Acumulado	Inicio	Final		Consumo de cianuro Kg/TMS Parcial	Consumo de cianuro Kg/TMS Acumulado
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1200	0.90	0.900
1	2	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	1.350
2	4	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	1.950
2	6	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	2.550
4	10	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	3.000
6	16	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.300
6	22	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.600
8	30	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.900
10	40	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	4.350
Análisis del residuo:		Solido <input type="checkbox"/>	0.547	g Au/TMS		% Extracción:		72.80%	Au

La tabla 12, nos muestra el consumo de Cianuro de Sodio y Cal, cada cierto tiempo y tiempo acumulado, respecto al tratamiento de agitación/lixiviación en un tiempo de 40 horas; donde se observa que en el tiempo $t=1$ tenemos un consumo de Cianuro de Sodio de 0.900 (Kg/TMS) y un consumo de Cal de 8.7 (Kg/TMS); el consumo de cal se debe al pH ácido del relave en estudio mostrando un valor de $pH= 6.5$. Mientras que el consumo inicial de cianuro se debe a los elementos cianicidas presentes en la muestra del relave. El consumo de cianuro va en forma ascendente de 0.900 (Kg/TM) hasta 4.350 (Kg/TM) en 24 horas, obteniéndose 72.80 % de extracción de oro y un residuo de 0.547 g Au/TMS.

Tabla 13

Prueba de cianuración por agitación en botellas en 48 horas

Prueba de cianuración por agitación en botellas									
Tiempo de agitación de prueba:							48 horas		
1) Caracterización de la muestra:							Relave / Mixto		
Análisis químico del elemento:							Au		
Ley de cabeza (g/TMS):							2.009		
2) Condiciones de trabajo.									
Peso de la muestra:							300	g	
Granulometría del mineral:							90.86	% -m200	
L/S:							3		
Volumen:							0.90	litros	
pH inicial:							6.5		
pH a trabajar:							11		
Fuerza de CN durante el proceso:							0.15	%	
Resultado de la prueba									
Condiciones: 48 horas: Cal y Cianuro al mismo tiempo									
Tiempo: Hora Control	Tiempo: Horas Acumuladas	CAL (g)			pH		Fuerza Final (%)	NaCN (g)	
		CAL (g)	Consumo de cal Kg. //TMS		Inicio	Final		Consumo de cianuro Kg/TMS	
			Parcial	Acumulado.				Parcial	Acumulado
0	0	2.60	8.7	8.7	6.5	11.0	0.1500		
1	1	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1200	0.90	0.900
1	2	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	1.350
2	4	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	1.950
2	6	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1300	0.60	2.550
4	10	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1350	0.45	3.000
5	15	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.300
6	21	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	3.450
7	28	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1400	0.30	3.750
9	37	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	3.900
11	48	0.0	0.0	8.7		11.0	0.1450	0.15	4.050
Análisis del residuo:		Solido <input type="checkbox"/>	0.488	g Au/TMS	% Extracción:		75.70%	Au	

La tabla 13. nos muestra el consumo de Cianuro de Sodio y Cal, cada cierto tiempo y tiempo acumulado, respecto al tratamiento de agitación/lixiviación en un tiempo de 48 horas; donde se observa que en el tiempo $t=1$ tenemos un consumo de Cianuro de Sodio de 0.900 (Kg/TMS) y un consumo de Cal de 8.7 (Kg/TMS); el consumo de cal se debe al pH ácido del relave en estudio mostrando un valor de $\text{pH}= 6.5$. Mientras que el consumo inicial de cianuro se debe a los elementos cianicidas presentes en la muestra del relave. El consumo de cianuro va en forma ascendente de 0.900 (Kg/TM) hasta 4.650 (Kg/TM) en 48 horas, obteniéndose 75.70 % de extracción de oro y un residuo de 0.488 g Au/TMS.

Tabla 14

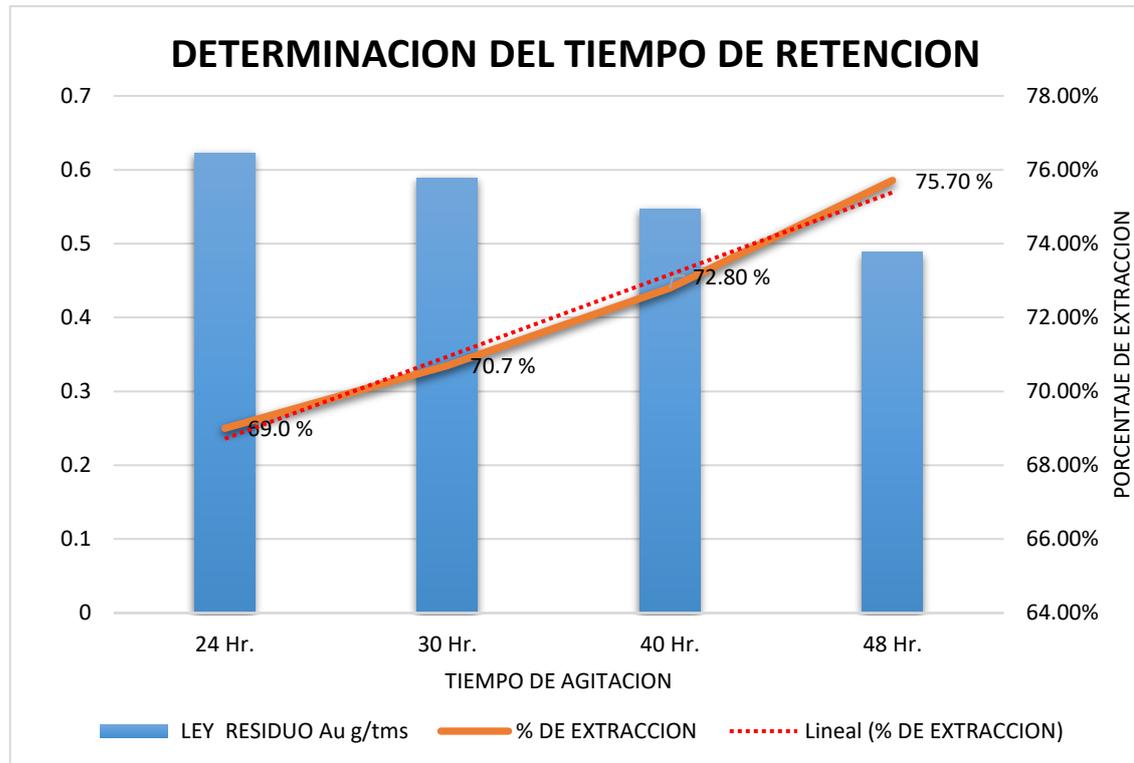
Resumen de tiempos de residencia y su % de extracción del oro

Código de muestra	Tiempo de agitación horas	Malla	Relación	pH a mantener	LEY Au g/TMS	Ley Residuo Au g/TMS	% de Extracción
P.M 001	24	> 90.86%	3/1	11	2.009	0.623	69.00
P.M 002	30	> 90.86%	3/1	11	2.009	0.589	70.70
P.M 003	40	> 90.86%	3/1	11	2.009	0.547	72.80
P.M 004	48	> 90.86%	3/1	11	2.009	0.488	75.70

En la tabla 14 se presenta los tiempos de residencia versus fundamentalmente el % de extracción obtenidos en los procesos de cianuración por agitación, para cada uno de los 4 tratamientos. En esta tabla se observa que el % de extracción mínimo, corresponde al tratamiento PM 001 con 69 % de extracción de oro en 24 horas; así mismo el % de extracción presenta un comportamiento ascendente en función al tiempo de agitación en las condiciones ya determinadas y el % de extracción máximo corresponde al tratamiento PM 004 con 75.70 % de extracción de oro en 48 horas.

Figura 17

Determinación del tiempo de retención en la extracción de oro



De forma similar en el gráfico 17. se muestra la comparación de los tiempos de agitación versus el % de extracción en las pruebas de lixiviación en un tiempo de 24, 30, 40 y 48 horas, determinándose que el tiempo de agitación óptima es de 48 horas debido a que el % de extracción presenta un valor alto de 75.70 % de extracción de oro.

Cabe indicar que antes de la realización del presente proyecto de investigación en planta se trabajaba con 04 tanques de lixiviación durante 21.75 horas obteniéndose un % de extracción de 61 %; ahora con el presente estudio se demuestra el incremento en un 14.7 % en el porcentaje de extracción de oro, recomendándose implementar la instalación de un tanque de lixiviación de 25 x 25 pie³.

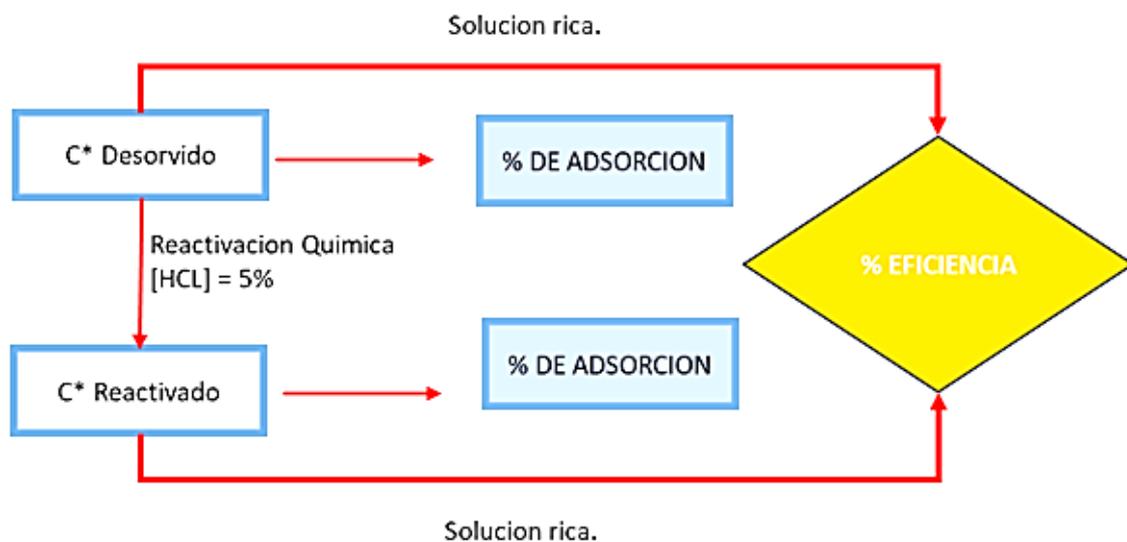
4.3. EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE ADSORCIÓN DE ORO EN EL CARBÓN MEDIANTE LA REACTIVACIÓN QUÍMICA

Para cumplir con los resultados del objetivo específico 3, se hizo la evaluación de la adsorción del carbón activado, aspecto que es muy importante valorar, ya que éste incide en la recuperación de oro y directamente en obtener mayores ganancias para la empresa, es por ello, que se optó por realizar un tratamiento de reactivación química a escala de laboratorio.

Una vez reactivado el carbón químicamente, se procedió a realizar pruebas de adsorción con carbón en pulpa, para posteriormente determinar la eficiencia en ambos carbones (desorvido y reactivado), teniendo en consideración el siguiente flujograma:

Figura 18

Flujograma de evaluación del % de eficiencia del carbón



4.3.1. Reactivación química

Para poder realizar la reactivación química del carbón desorvido, se tomó en cuenta las siguientes consideraciones:



- Lavado del carbón ($t = 30 \text{ min}$) / Relación de lavado (Carbón/ H_2O) = 1:1
- Solución acida: HCl al 5% / Relación (Carbón/Sol. acida) = 1:1.5
- Tiempo de Agitación = 5 horas
- Lavado para regular $\text{pH} = 7$

Se realizaron dos reactivaciones químicas: La primera con una solución acida a condiciones ambientales ($T = 7 \text{ }^\circ\text{C}$ y $P = 1.0126 \text{ atm}$) y la segunda a una temperatura inicial de $70 \text{ }^\circ\text{C}$.

4.3.2. Prueba de adsorción del carbono desorvido y reactivado químicamente

La prueba de adsorción con carbón en pulpa se realizó para el carbón desorvido y para el reactivado químicamente (a condiciones ambientales). Ambas pruebas fueron corridas en el laboratorio metalúrgico SMRL acumulación los Rosales considerando los siguientes parámetros:

Tabla 15

Parámetros para pruebas de adsorción CIP

Ley de cabeza Au g/tms	Malla #-200	Relación	pH a mantener	[NaCN]	Tiempo de agitación
2.009	> 90%	3/1	11	0.15%	24 horas

Teniendo en consideración los parámetros de la tabla 15. estos fueron analizados en el laboratorio químico, cuyo reporte se muestra a continuación:

Figura 19

Laboratorio químico reporte de leyes



LABORATORIO QUIMICO
REPORTE DE LEYES

Nº	MUESTRA	SOLIDO Ley Au (g/TMS)	LIQUIDO Ley Au (g Au/m ³)	CARBON Ley Au (g Au/kg)	MALLA % - #200	CONSUMO CAL (kg/TMS)	CONSUMO NaCN (kg/TMS)	SOLIDO % EXTRACC.	LIQUIDO % EXTRACC.	OBSERVACIONES
1	CABEZA	2.009	0.745	0.0096	-	-	-	-	-	INICIAL
2	C+ DESORVIDO	0.786	0.294	0.0155	90.35%	7.700	4.095	60.89%	60.53%	AGITACION 24 HORAS
3	C+ REACTIVADO	0.501	0.186	0.0169	90.45%	7.700	4.995	75.05%	75.00%	AGITACION 24 HORAS

Teniendo en consideración el reporte de leyes a continuación se presentan los resultados de la prueba de adsorción en CIP expresado en porcentaje adsorbido.

Tabla 16

Resultado de la prueba de adsorción con carbón desorvido

Tiempo de agitación	Volumen de Sol. (L)	Ley Sol. (mg/L)	Contenido Metalico Au (mg)	Au Adsorbido (mg)	% Adsorción
0	0.9	0.745	0.6705	0	0
24	0.9	0.294	0.2646	0.4059	60.89%

La tabla 16 muestra el oro adsorbido acumulado de 0.4059 mg. Y el porcentaje de oro adsorbido de 60.89 % en 24 horas de agitación del proceso CIP; cabe indicar que a esta prueba se le agrego carbón desorvido sin tratamiento de regeneración.

Tabla 17

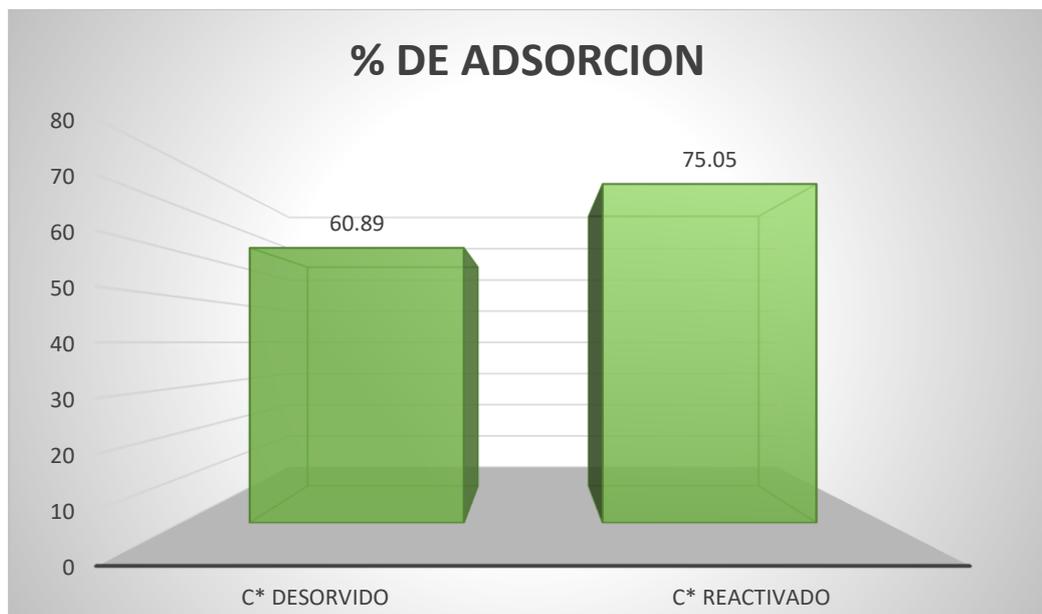
Resultado de la prueba de adsorción con carbón químicamente reactivado

Tiempo de agitación	Volumen de Sol. (L)	Ley Sol. (mg/L)	Contenido Metálico Au (mg)	Au Adsorbido (mg)	% Adsorción
0	0.9	0.745	0.6705	0	0
24	0.9	0.186	0.1674	0.5031	75.05%

La tabla 17 muestra el oro adsorbido acumulado de 0.5031 mg. Y el porcentaje de oro adsorbido de 75.05 % en 24 horas de agitación del proceso CIP; cabe indicar que a esta prueba se le agrego carbón reactivado químicamente.

Figura 20

% de adsorción de oro con carbón desorvido y reactivado químicamente



En el grafico 19. se hace la comparación realizada en laboratorio de la prueba de carbón desorvido versus carbón químicamente reactivado, con respecto a la adsorción de Oro en la SMRL acumulación los Rosales, presentando un valor óptimo de adsorción con carbón químicamente reactivado igual a 75.05 % versus el 60.89 %; evidenciándose una diferencia de 14.16 %.



4.3.3. Preparación de solución rica

Se preparó una solución rica de oro (50 g Au/m^3), con la finalidad de poder realizar las pruebas de eficiencia de carbón. Para preparar esta solución se utilizó 1 g de Au.

Para obtener la solución rica de oro, se consideró lo siguiente:

- Pesado de 1 g de oro
- Se realizó digestión con agua regia ($\text{HCl: HNO}_3 / 3:1$).
Suministrando temperatura ($T = 250 \text{ }^\circ\text{C}$) y agitación continua.
- Primera dilución en 200 ml (Sol. Rica = $5\,000 \text{ g Au/m}^3$).
- Segunda dilución completando a 20 L (Sol. Rica = 50 g Au/m^3).
- Medición de pH y dosificación con cal hasta regular a $\text{pH} = 11$.
- Primera agitación por 1 hora (Homogenizado de mezcla y control de pH).
- Adición de NaCN, $[\text{NaCN}] = 0.15\%$.
- Segunda agitación de toda la mezcla (24 horas).

Se tomó una muestra de la solución y se envió al laboratorio químico de la propia empresa para analizar y validar su preparación; en donde nos reportan el siguiente resultado mostrado a continuación:

El análisis nos reafirma una correcta preparación (Ley solución rica = 49.90 g Au/m^3). Teniendo una merma solo del 0.2%. Una vez obtenida la solución rica, se procedió a realizar las pruebas de eficiencia de carbón.



4.3.4. Determinación de la eficiencia del carbón desorvido y reactivado químicamente

La prueba de eficiencia se realizó para el carbón desorvido y para el reactivado químicamente. En la reactivación consideramos dos escenarios (a condiciones ambientales y a temperatura inicial de 70 °C). A los que designaremos como:

Reactivación Química a condiciones ambientales ($T = 7\text{ °C}$ y $P = 1.0126\text{ atm}$): R.Q FRIO.

Reactivación Química a temperatura inicial de 70 °C: R.Q CALIENTE.

Para realizar las pruebas se utilizó CARBÓN VIRGEN CARBGOLD GR-12. Además, se tomó en cuenta las siguientes condiciones:

Ley de Sol. Rica = 49.90 g Au/m^3

pH a mantener = 11.

[NaCN] = 0.15%.

t agitación = 60 minutos.

V solución = 300 ml.

w carbón = 5 g.

Figura 21

Laboratorio químico leyes de soluciones



LABORATORIO QUIMICO
LEYES DE SOLUCIONES

TURNO: " A "

N°	DESCRIPCIÓN	TIPO DE MUESTRA	LEY DE Au g/m ³	LEY DE Ag g/m ³	OBSERVACIONES
13	SOL. RICA	SOLUCION	49.900		

A continuación, se presentan los resultados del reporte de leyes obtenido en el laboratorio químico de la empresa:

* Pruebas realizadas con solución rica (49.900 g Au/m³).

* Regeneración química: HCl = 5%.

Figura 22

Laboratorio químico análisis de carbono

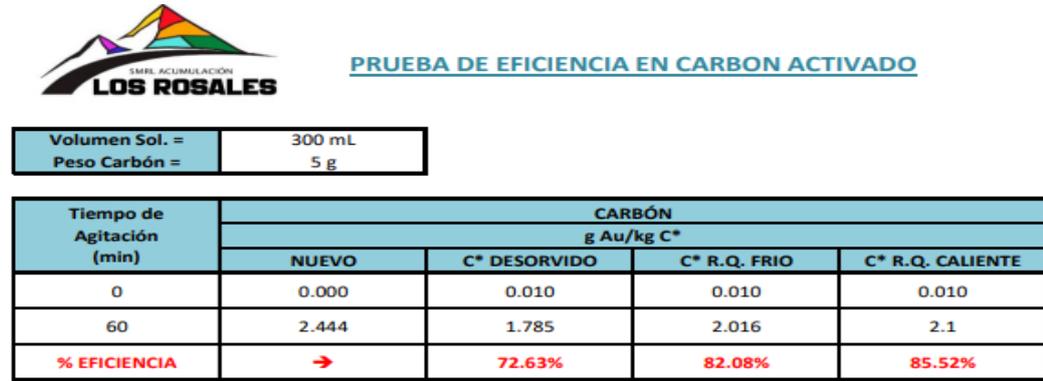


LABORATORIO QUIMICO
ANALISIS DE CARBONES

N°	DESCRIPCIÓN	TIPO DE MUESTRA	Ley de Au gr/Kg	Ley de Ag gr/Kg	OBSERVACIONES
1	C* DESORVIDO	CARBON	0.010		0 HORA AGITACION (ALIMENTADO A PLANTA)
2	C* R.Q FRIO	CARBON	0.010		0 HORA AGITACION (REGENERADO A T.AMBIENTE)
3	C* R.Q CALIENTE	CARBON	0.010		0 HORA AGITACION (REGENERADO A T = 70 °C no cte)
4	C* NUEVO	CARBON	2.444		60 min AGITACION
5	C* DESORVIDO	CARBON	1.785		60 min AGITACION
6	C* R.Q FRIO	CARBON	2.016		60 min AGITACION
7	C* R.Q CALIENTE	CARBON	2.100		60 min AGITACION

Figura 23

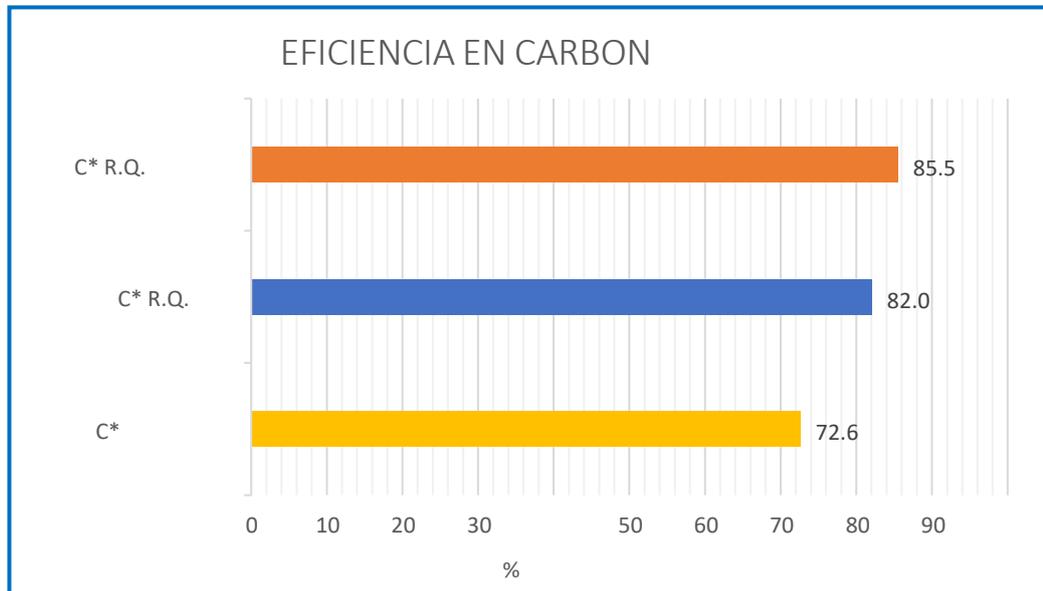
Prueba de eficiencia en carbón activado



De los reportes presentados por el laboratorio químico de la empresa SMRL acumulación los Rosales, mostrados en el siguiente gráfico, se pasó a determinar el % de eficiencia del carbón.

Figura 24

Determinación de la eficiencia del carbón





Como se puede apreciar en el gráfico 20. la eficiencia del carbón reactivado químicamente es mayor a la del carbón desorvido ($> 10\%$). Y reactivando químicamente, con solución acida en caliente es 3.5% más eficiente que realizarlo en frío.

Así mismo la reactivación química presenta resultados favorables: 14.49% mayor adsorción que el carbón desorvido y 10% más eficiente que el carbón desorvido.

Finalmente, el consumo de cianuro en la prueba con carbón reactivado químicamente es mayor comparado a la prueba con carbón desorvido. Lo cual se traduce en un mayor porcentaje de extracción de oro (15% más), y esto se debe a que el carbón reactivado químicamente tiene mayor porcentaje de adsorción.



V. CONCLUSIONES

PRIMERA: Las pruebas de agitación en botellas con distintas densidades de pulpa tales como 1200 Kg/L, 1250 Kg/L sin carbón y 1200 Kg/L y 1250 Kg/L con carbón respectivamente a una concentración de 0.15 % de cianuro de sodio; pH (11-11.5) y tiempo de 48 horas en cada caso, se concluye que a una densidad de 1250 Kg/L con carbón el % de recuperación de oro es de 74.69 % reflejando un resultado óptimo para la operación y determinándose que la influencia de la densidad de pulpa es muy importante para la recuperación de oro.

SEGUNDA: Las pruebas de lixiviación se realizaron en tiempos de 24, 30, 40 y 48 horas, determinándose que el tiempo de agitación óptima es de 48 horas debido a que el % de extracción presenta un valor alto de 75.70 % versus el 61 % de extracción del oro antes de la ejecución del presente proyecto, demostrándose el incremento en un 14.7 % en el porcentaje de extracción de oro.

TERCERA: La eficiencia del carbón reactivado químicamente es mayor a la del carbón desorvido (> 10%) y reactivando químicamente, con solución acida en caliente es 3.5% más eficiente que realizarlo en frío, presentando resultados favorables 14.49% mayor adsorción que el carbón desorvido y 10% más eficiente que el carbón desorvido, presentando un valor óptimo de adsorción con carbón químicamente reactivado igual a 78.05 % versus el 60.89 %; demostrándose una diferencia de 14.16 % de adsorción del oro.



VI. RECOMENDACIONES

PRIMERA: Se recomienda trabajar a una densidad de over 1250 g/L, ya que mejorara la dilución del oro en los tanques

SEGUNDA: Es necesario la implementación de un tanque, el cual ayudara bastante en el tiempo de retención así también, aumentara la producción

TERCERA: La reactivación química del carbón ayudará a absorber más oro, ya que este carbón se encontrará más limpio.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ballester, A., Verdeja, L. y Sancho, J. (2000). *Metalurgia extractiva*. Madrid: Editorial Síntesis.
- Barazorda, K. y Lima, E. (2019). *Evaluación de la capacidad de adsorción de oro con carbón activado obtenido a partir de la cáscara de castaña*. Cuzco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cuzco.
- De Andrade, L. (2007). *Dynamic Simulation of the Carbon-in-Pulp and Carbon-in-Leach Processes*. Brazilian Journal of Chemical Engineering, Vol 24, No 4.
- Del Carpio, G. (2018) *Estudio de la adsorción en la planta de cianuración CIP Corire - Caraveli S.A.C.* (Tesis). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- De la Torre, E. y Guevara, A. (2006). *Tratamiento de minerales refractarios de oro*. Quito.
- Deschênes, G., Lacasse, S. y Fulton, M. (2003). *Improvement of Cyanidation Practice at Goldcorp Red Lake Mine*. Minerals Engineering, Vol 16, pp. 503- 509.
- Diaz, X. y Guevara, A. (2002). *Taller de cianuración, una alternativa a la amalgamación*. Quito.
- Domic, E. (2001). *Hidrometalurgia fundamento, procesos y aplicación*. Santiago de Chile: Autor-Editor genérico.
- Ellis, S. y Senanayake, G. (2004). *The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotiterich ore*. Hydro-metallurgy.



- Flores, F. (2016) *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – Minera Aruntani SAC.* (Tesis). Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Escuela Profesional de Ingeniería Química.
- Galarza, M. (1991). *Control químico de soluciones Cianuradas* (Tesis pregrado). Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil, Ecuador.
- Habashi, F. (1999). *Textbook of Hydrometallurgy.* Canada: Quebec.
- Gómez, A., Klose, W. y Rincón, S. (2010). *Carbón activado de cuesco de palma.* Bogotá: Universidad Nacional de Colombia.
- Huaranga, C. (2021) *Aumento de la recuperación de oro en la empresa minera TITAN S.A.* (Tesis). Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, Facultad De Ingeniería Química y Metalúrgica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- León, D. (2022) *Optimización del proceso CIP, mediante variables de concentración de cianuro, ph y temperatura, en la adsorción de oro, en la minera Santa Bárbara de Trujillo* (Tesis). Universidad Nacional de Piura, Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela Profesional de Ingeniería Química.
- Ling, P. *et al.* (1996). *An Improved Rate Equation for Cyanidation of a Gold Ore.* *Canadian Metallurgical Quarterly*, Vol 35, N° 3.
- Machaca, F. (2019) *Optimización de la recuperación de oro mediante el control de la densidad y el pH por el método carbón en pulpa en la procesadora NEAL SAC. CHALA-AREQUIPA* (Tesis). Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.



- Mardden, J. y Lain, C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Marsden, J. y House, L. (1992). *The chemistry of gold extraction*. Interdisciplinary Science Reviews.
- Marsden, J. y House, I. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration; 2 edition.
- Misari, F. (1993). *Metalurgia del oro*. Lima: Universidad Nacional de San Marcos.
- Misari, F. (2010). *Metalurgia del oro*. Lima: San Marcos.
- Misari, F. y Franco, J. (1993). *Metalurgia del oro*. Lima: Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra.
- Otazu, J. (2014) *Optimización de la cianuración del proceso CIP en la unidad de producción, en la compañía Minera Laytaruma S.A.* (Tesis). Universidad Nacional de San Agustín, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- Parga, J., Valenzuela, J. y Francisco, C. (2007). *Pressure Cyanide leaching for Precious Metals Recovery*. JOM 59.
- Pazmiño, J. (2007). *Generalidades del carbón activado*.
- Piscoya, K. (2018) *Estudio de la lixiviación por agitación empleando el proceso CIP para la recuperación de oro de la minera de ECO CORI S.A.* Juliaca (Tesis). Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann – Tacna, Facultad de Ingeniería, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales.
- Ros, A (2017). *Recopilación sobre la metalurgia del oro*. Cartagena (Murcia).



- Salazar, M. (2014) *Optimización de pruebas metalúrgicas para la lixiviación de relaves con contenido de planta aplicando peróxido* (Tesis). Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann Tacna, Facultad de Ingeniería, Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of gold cyanidation*. Master of Science (Technology) Thesis. Lappeenranta University of Technology.
- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of gold cyanidation*. Master of Science (Technology) thesis. Lappeenranta University of Technology.
- Susanibar, A. (2019) *Evaluación de la adsorción de carbón activado para la recuperación de oro a nivel experimental* (Tesis). Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- Tómala, C. (2016). *Análisis de un sistema de adsorción y desorción de oro de carbón*. Guayaquil: Escuela Superior politécnica Del litoral.
- Villegas, A. (2015) *Optimización del tratamiento de minerales auríferos por el método de carbon en pulpa (CIP) en la planta de beneficio doble "d" Minera Colibrí* (Tesis). Universidad Nacional de San Agustín, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional De Ingeniería Metalúrgica.
- Wadsworth, M., Zhu, X, Thompson, J. y Pereira, C. (2000). *Gold Dissolution and Activation in Cyanide Solution: Kinetics and Mechanism. Hydrometallurgy*.
- Zarate, M. (2022) *Estudio de la eficiencia del carbón activado en el proceso CIP y su influencia en la recuperación de oro mediante pruebas a nivel de laboratorio*



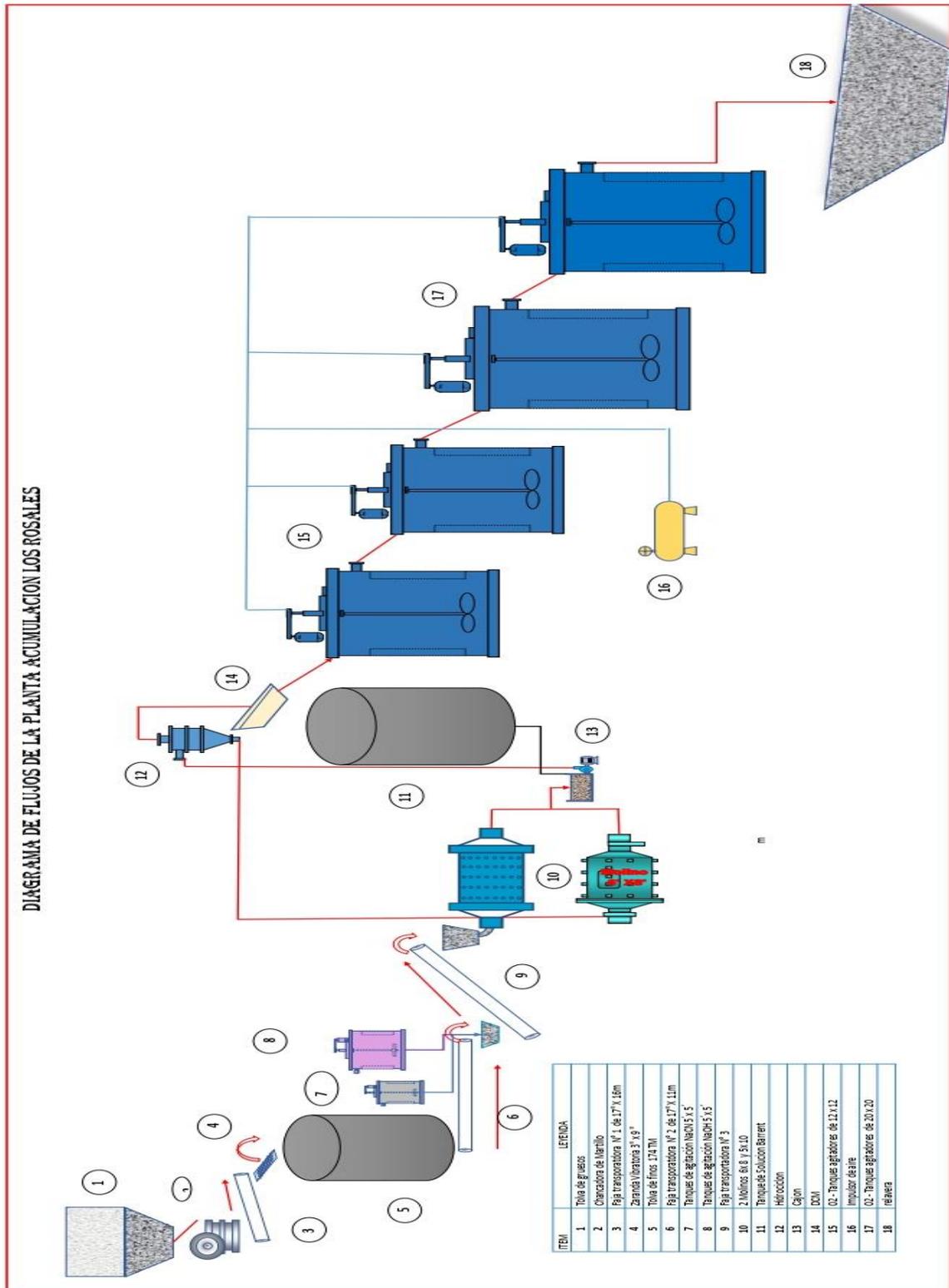
(Tesis). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

Vargas, J. (1995). *Metalurgia del Oro y la Plata*. Lima: San marcos.



ANEXOS

Anexo 1. FLOW SHEET de la Planta SMRL Acumulación Los Rosales



Anexo 2. Pruebas realizadas en laboratorio



ETAPA DE MOLIENDA



MUESTRAS DE LOTES



PRUEBA DE AGITACION EN BOTELLAS



PRUEBAS DE EFICIENCIA DE CARBON

