



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

Optimización de la producción de oro, mediante el incremento de la densidad de riego para la lixiviación en una unidad minera en la zona sur del Perú

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTORES

Elar Delín CRUZADO REYES

Marcos Simeón QUISPE PÉREZ

ASESOR

Ing. José Luis Vidarte Merizalde

Lima, Perú

2021



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Cruzado, E. & Quispe, M. (2021). *Optimización de la producción de oro, mediante el incremento de la densidad de riego para la lixiviación en una unidad minera en la zona sur del Perú*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Elar Delín Cruzado Reyes
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	70221456
URL de ORCID	No Aplica
Datos de autor 2	
Nombres y apellidos	Marcos Simeón Quispe Pérez
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	44378378
URL de ORCID	No Aplica
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	José Luis Vidarte Merizalde
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	07397539
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0002-3353-2551
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Rios
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425

Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Vladimir Alejandro Arias Arce
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07009405
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.1.11. Recursos Mineros
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Tacna Provincia: Tacna Distrito: Palca Latitud: -17.805261 Longitud: -69.805431
Año o rango de años en que se realizó la investigación	octubre 2020 – abril 2021
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Ingeniería de procesos https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.04.02



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Universidad del Perú - Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

«Año del Bicentenario del Perú: 200 años de Independencia»

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS MANCOMUNADA PARA OPTAR TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO

Mediante la plataforma virtual de Google Meet la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el miércoles 22, del mes de diciembre del 2021 siendo las 18:05 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Rios	(PRESIDENTE)
Mg. VLADIMIR ALEJANDRO, Arias Arce	(MIEMBRO)
Mg. DANIEL FLORENCIO, Lovera Dávila	(MIEMBRO)

Reunidos virtualmente para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS MANCOMUNADA de Don: ELAR DELÍN CRUZADO REYES Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, quien sustentó la Tesis Mancomunada Titulada: «OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN DE ORO, MEDIANTE EL INCREMENTO DE LA DENSIDAD DE RIEGO PARA LA LIXIVIACIÓN EN UNA UNIDAD MINERA EN LA ZONA SUR DEL PERÚ» para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: METALÚRGICO.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

..... **SATISFACCIÓN**.....

El Jurado procedió a la calificación según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

..... **QUINCE (15)**.....

Habiendo concluido la Sustentación de la Tesis Mancomunada por el Jurado Calificador, el Miembro Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO, a Don: Elar Delín Cruzado Reyes.

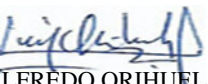
Siendo las 19:15 horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 22 de diciembre de 2021


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RIOS
Miembro Presidente


Mg. VLADIMIR ALEJANDRO ARIAS ARCE
Miembro


Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro


Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
DIRECTOR
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

Datos de la plataforma virtual institucional del acto de sustentación:

<https://meet.google.com/cgv-zggy-nhn>

Grabación archivada en: <https://drive.google.com/file/d/1itzfS8n8uf1pwpl-11aaem3GoZ1j8-IM/view?usp=sharing>



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Universidad del Perú - Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

«Año del Bicentenario del Perú: 200 años de Independencia»

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS MANCOMUNADA PARA OPTAR TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO

Mediante la plataforma virtual de Google Meet la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el miércoles 22, del mes de diciembre del 2021 siendo las 18:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Ríos	(PRESIDENTE)
Mg. VLADIMIR ALEJANDRO, Arias Arce	(MIEMBRO)
Mg. DANIEL FLORENCIO, Lovera Dávila	(MIEMBRO)

Reunidos virtualmente para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS MANCOMUNADA de Don: MARCOS SIMEÓN QUISPE PÉREZ Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, quien sustentó la Tesis Mancomunada Titulada: «OPTIMIZACIÓN DE LA PRODUCCIÓN DE ORO, MEDIANTE EL INCREMENTO DE LA DENSIDAD DE RIEGO PARA LA LIXIVIACIÓN EN UNA UNIDAD MINERA EN LA ZONA SUR DEL PERÚ» para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: METALÚRGICO.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

..... **SATISFACCIÓN**.....

El Jurado procedió a la calificación según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

..... **QUINCE (15)**.....

Habiendo concluido la Sustentación de la Tesis Mancomunada por el Jurado Calificador, el Miembro Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO, a Don: Marcos Simeón Quispe Pérez.

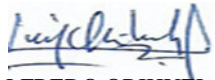
Siendo las 19:00 horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 22 de diciembre de 2021


Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RÍOS
Miembro Presidente


Mg. VLADIMIR ALEJANDRO ARIAS ARCE
Miembro


Mg. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Miembro


Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
DIRECTOR
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

Datos de la plataforma virtual institucional del acto de sustentación:

<https://meet.google.com/cgv-zggy-nhn>

Grabación archivada en: <https://drive.google.com/file/d/1itzfS8n8uf1pwpl-11aaem3GoZ1j8-IM/view?usp=sharing>

AGRADECIMIENTO

A Dios todo poderoso, que cada día nos da vida e ilumina con la magia de su luz, para lograr grandes sueños.

A todas las personas involucradas en el desarrollo de esta tesis, que con su trabajo, aportaron para concluir de forma exitosa.

A nuestros profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, por sus enseñanzas y formación profesional, en especial a nuestro asesor de tesis Ing. José Vidarte Merizalde por su constante apoyo para concluir esta tesis.

INDICE

INDICE DE TABLAS.....	vii
INDICE DE FIGURAS.....	viii
NOMENCLATURA.....	x
RESUMEN.....	xii
ABSTRACT.....	xiii
INTRODUCCION.....	xiv

1. CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACION	1
1.1. SITUACION PROBLEMÁTICA.....	1
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	1
1.2.1. Problema General	1
1.2.2. Problemas Específicos.....	1
1.3. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO	2
1.4. OBJETIVOS	2
1.4.1. Objetivo General	2
1.4.2. Objetivos Específicos.....	2
1.5. HIPÓTESIS	3
1.5.1 Hipótesis Específicos	3
1.6. VARIABLES	3
1.6.1. Variables Independientes	3
1.6.2. Variables Dependientes.....	3

2. CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA	4
2.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA.....	4
2.2. DESCRIPCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN.....	4

2.3.	DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESOS: ETAPAS DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN	7
2.3.1.	Chancado de Mineral	7
2.3.2.	Apilamiento del Mineral	10
2.3.3.	Preparación de Celda de Lixiviación.	10
2.3.4.	Sistema de Riego por Goteo.....	10
2.3.5.	Inicio de Lixiviación de Celdas.....	11
2.3.6.	Solución Cianurada Para el Proceso de Lixiviación	13
2.3.7.	Planta de Adsorción, Desorción y Reactivación	14
3.	CAPÍTULO III	
	FUNDAMENTO TEÓRICO.....	20
3.1.	HISTORIA DEL ORO	20
3.2.	CONCEPTO DE LIXIVIACIÓN.....	20
3.3.	MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN.....	20
3.3.1.	Lixiviación en Pila o Montón.....	21
3.3.2.	Lixiviación por Agitación	22
3.3.3.	Lixiviación en Botaderos	23
3.3.4.	Lixiviación In Situ.....	23
3.3.5.	Lixiviación en Bateas	24
3.4.	LIXIVIACIÓN CON CIANURO DE SODIO	24
3.4.1.	Química de Este Proceso.....	24
3.5.	PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DEL ORO	25
3.5.1.	Tamaño de Partícula.....	25
3.5.2.	Efecto de la Densidad de Riego	25
3.5.3.	Concentración de Cianuro	26

3.5.4.	Alcalinidad – pH	27
3.6.	CINÉTICA DE LAS REACCIONES ELECTROQUÍMICA.....	30
3.7.	CINÉTICA DE LA REACCIÓN DE CIANURACIÓN	31
3.8.	TERMODINÁMICA DE LIXIVIACIÓN DEL ORO	32
3.8.1.	Diagrama de Pourbaix Au-H ₂ O a 25°C	33
3.8.2.	Diagrama de Pourbaix Au-H ₂ O-CN a 25°C.....	36
3.9.	EFFECTO DE LAS IMPUREZAS.....	37
3.10.	EFFECTO DE LOS MINERALES	39
3.10.1.	Minerales de Cobre	40
3.10.2.	Minerales de Zinc.....	41
3.10.3.	Minerales de Hierro.....	43
3.10.4.	Minerales de Arsénico y Antimonio	44
4.	CAPÍTULO IV	
	METODOLOGIA Y DESARROLLO	46
4.1.	DISEÑO DE LA EXPERIMENTACION.....	46
4.2.	CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA.....	47
4.3.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA.....	50
4.4.	MUESTRA DE CABEZA.....	52
4.5.	ANÁLISIS QUÍMICO	52
4.6.	PREPARACIÓN MECÁNICA Y CORRIDAS DE PRUEBA.....	54
4.6.1.	Herramientas a Utilizar	54
4.6.2.	Materiales Para las Pruebas.....	55
4.6.3.	Descripción de las Pruebas.....	55
4.6.4.	Descripción de la Prueba Rápida de Cianuración – QLT	56
4.6.5.	Descripción de la Prueba en Botella – BRT.....	56

4.6.6.	Descripción de la Prueba en Columna	57
4.6.7.	Monitoreo y Control de Columnas.....	58
4.6.8.	Variables que se Obtiene a Partir de la Prueba	59
5.	CAPITULO V	
	ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	60
5.1.	PRUEBA DE QLT	60
5.2.	PRUEBA DE BRT (60ppm CN-).....	61
5.3.	PRUEBA EN COLUMNAS.....	63
5.3.1.	Determinación de Humedades	63
6.	CONCLUSIONES	69
7.	RECOMENDACIONES.....	70
8.	REFERENCIAS.....	71
9.	ANEXOS	73

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	Distribución por alteraciones mineralógicas	6
Tabla 2	Cantidad de oro disuelto en una hora	27
Tabla 3	Solubilidad de Minerales de Cobre a 23°C con el cianuro, Expresado en porcentaje	41
Tabla 4	Solubilidad de minerales de zinc en cianuro	42
Tabla 5	Solubilidad de minerales de hierro con el cianuro	44
Tabla 6	Análisis granulométrico	50
Tabla 7	Malla Valorada de Muestra de Cabeza	51
Tabla 8	Cuadro de análisis de químico	53
Tabla 9	Condiciones de la prueba en columnas	57
Tabla 10	Condiciones de prueba - QLT	60
Tabla 11	Condiciones de prueba - BRT	61
Tabla 12	Detalle y condiciones de las pruebas en columnas	63
Tabla 13	Humedades registradas de las pruebas en columnas	64
Tabla 14	Resumen de la prueba en columnas.	65
Tabla 15	Matriz de Consistencia.....	81
Tabla 16	Balance Económico	82

INDICE DE FIGURAS

Figura 1	Ubicación de la unidad minera en el departamento de Tacna.....	4
Figura 2	Distribución por alteraciones se observa en mayor porcentaje la alteración sílice masiva.	6
Figura 3	Pareto de alteraciones.....	7
Figura 4	Diagrama de flujo de chancado – tolva de carguío de mineral	9
Figura 5	Circuito del proceso de adsorción en columnas	15
Figura 6	Circuito del proceso de desorción	17
Figura 7	Circuito de lavado ácido.....	18
Figura 8	Circuito de fundición.....	19
Figura 9	Presencia del ácido cianhídrico y del ion cianuro en solución acuosa en función del pH	28
Figura 10	Representación de la disolución del oro sobre soluciones de cianuro	30
Figura 11	Diagrama Pourbaix Sistema Au-H ₂ O a 25°C para [Au]=10 ⁻⁴ M	35
Figura 12	Diagrama de estabilidad potencial Eh- pH para el sistema Au – H ₂ O – CN- a 25	37
Figura 13	Protocolo de pruebas metalúrgicas.....	46
Figura 14	Grano de oro nativo (Au)	48
Figura 15	Posible grano de electrum (elc)	48
Figura 16	Granos de electrum (elc)	49
Figura 17	Curva granulométrica.....	51
Figura 18	Ley de cabeza por malla.....	52
Figura 19	Cianurabilidad del Au y Ag	60
Figura 20	% Extracción de Au en prueba de BRT a 60 ppm [CN ⁻] y 60-80-110 rpm.	62
Figura 21	Cinética de extracción del Au y Ag en prueba de BRT a 60ppm [CN ⁻]..	62
Figura 22	%Extracción de Au, en columnas	64
Figura 23	Cinética de Extracción del Au en el tiempo.	65
Figura 24	Tiempo de lixiviación vs densidad de riego vs % Extracción de Au.	66

Figura 25	Ratio de lixiviación vs densidad de riego vs % Extracción de Au.....	67
Figura 26	Ratio de NaCN vs densidad de riego vs % Extracción de Au.....	68
Figura 27	Ecuación lineal	68

NOMENCLATURA

(ac)	Acuoso
atm	Atmósfera
A-	Anión del elemento A
A+	Catión del elemento A
Au	Oro
BRT	Botell rool test
°C	Grados centígrados
cal	Calorías
CN-	Cianuro Libre
CIC	Carbón in column
e-	Electrón
ECA	Estándar de calidad ambiental
E°	Potencial estándar
Fluffling	Remoción de mineral
gr	Gramo
gr/t	Gramos por tonelada
H+	Ion hidrógeno
HDPE	Polietileno de alta densidad
Hr	Hora
Kg.	Kilogramos
Kg/t	Kilogramos por tonelada
Km	Kilómetro
KOz	Kilo onzas
l	Litro
l/(hr-m ²)	Litro por hora-metro cuadrado
Leach Pad	Pad de lixiviación
LMP	Límite máximo permisible
ln	Logaritmo natural
Log	Logaritmo
L/S	Correlación líquido - sólido

mg	Miligramos
ml	Mililitro
mol	Mol
mol/s	Mol por segundo
m ³ /t	Metros cúbicos por tonelada
MSDS	Hoja de seguridad de materiales (Material safety data sheet)
ORE BIN	Contenedor de mineral
OSHA	Occupational safety and health administration
Ox	Oxidante
oz	Onzas
pH	Potencial de Hidrógeno
ppm	Partes por millón
PLS	Pregnant Leaching Solution
PGE	Poza de Grandes Eventos
QLT	Quick leach test
R	Constante global para los gases
Red	Reductor
(s)	Sólido
S.A.	Sociedad anónima
Tpd	Toneladas métricas por día
T	Temperatura
TM	Toneladas métricas
UM	Unidad minera
V	Voltios
[A]	Agrupación de elemento A
”	Pulgadas
%Ext.	% de Extracción
%R.	% de recuperación
ΔG°	Diferenciación de la energía libre estándar
Σ	Sumatoria
Ø	Diámetro

RESUMEN

En este trabajo de investigación se optimiza la extracción de oro de un mineral oxidado en la zona sur del Perú; en el departamento y provincia de Tacna, se desarrolló con una muestra de mineral del tajo Checocollo cuya ley de Au fue 0.546 gr/t, al cual se le realizó pruebas de cianuración rápida (QLT); prueba de lixiviación en botella (BRT) y en columnas (CLTs).

Las pruebas de QLT, determinan que el mineral presenta una cianurabilidad con 91% de extracción de oro y la prueba de BRT presentó, que la velocidad de agitación tiene una relación directa con el porcentaje de extracción de oro.

Se realizó tres pruebas de lixiviación en columnas; en la cual, la primera columna se lixivió conforme a los parámetros de operación de la unidad minera, a una densidad de 11 l/(hr-m²), la segunda columna se incrementó a 15 l/(hr-m²) y la tercera a 20 l/(hr-m²) obteniéndose extracciones de Au de 65.21%, 68.72% y 73.55% respectivamente, estos rangos se tomaron de acuerdo a la cinética de lixiviación ya que cuando la densidad de riego es menor la cinética es lenta y cuando es muy alta, se presenta encharcamientos y/o canalizaciones.

De las pruebas realizadas se concluye que a densidad de 20 l/(hr-m²) se optimiza y se acelera la cinética de extracción de oro además se reduce los ratios de lixiviación y de reactivos.

El modelo matemático de extracción obtenido es:

$$\% \text{ Ext.} = 0.931 * \text{Densidad} + 54.769 \quad R^2 = 0.9945$$

Palabras claves: Optimización, cianuración, densidad de riego, extracción.

ABSTRACT

This research work optimizes the extraction of gold from an oxidized mineral in the southern part of Peru; in the department and province of Tacna, it was developed with a sample of ore from the Checocollo pit whose Au rating was 0.546 gr/t, to which rapid cyanidation tests (QLT) were performed; bottle leaching test (BRT) and column leaching test (CLTs).

The QLT tests determine that the ore presents a cyanurability with 91% gold extraction and the BRT test presented, that the stirring speed has a direct relationship with the percentage of gold extraction.

Three column leaching tests were performed; in which, the first column was leached according to the operating parameters of the mining unit, at a density of 11 l/(hr-m²), the second column was increased to 15 l/(hr-m²) and the third to 20 l/(hr-m²) obtaining Au extractions of 65.21%, 68.72% and 73.55% respectively, these ranges were taken according to the leaching kinetics since when the irrigation density is lower the kinetics are slow and when it is very high, there are waterlogging and / or pipes.

From the tests carried out, it is concluded that at a density of 20 l/(hr-m²) the kinetic extraction of gold is optimized and accelerated, in addition to reducing the leaching and reagent ratios.

The mathematical model of extraction obtained is:

$$\% \text{ Ext.} = 0.931 * \text{Density} + 54.769 \qquad R^2 = 0.9945$$

Key words: optimization, cyanidation, irrigation density, extraction.

INTRODUCCIÓN

Desde los comienzos de la metalurgia en América, el oro ha desempeñado un importante papel económico y especialmente un papel simbólico, estrechamente asociado a los poderes políticos y religiosos. Miles de objetos fabricados con metales nobles, fundamentalmente adornos corporales y herramientas, se exhiben en numerosos museos en todo el mundo como nuestra organización minero metalúrgica que ha existido en los andes al menos desde el año 2000 a.C. (Samper, J. S., & Martín-Torres, M.)

El trabajo tiene como objetivo caracterizar y encontrar las condiciones adecuadas para el proceso de lixiviación para una óptima extracción de oro; la cual evaluaremos las variables de operación y mediante pruebas de lixiviación se conseguirá una mayor disolución de oro.

En la actualidad la unidad minera realiza el proceso de cianuración la cual es considerada como una de las técnicas más desarrolladas con el fin de extraer oro. Además de ser utilizada a nivel global (comercialmente hablando), ya que permite recuperar oro con leyes marginales y su inversión es relativamente baja; y el control de parámetros de dicha operación es muy sencillo.

Las pruebas experimentales realizadas en el laboratorio metalúrgico de la unidad minera en la zona sur del Perú, hicieron posible determinar que el proceso metalúrgico es adecuado para minerales cuya alteración es sílice granular.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACION

1.1. SITUACION PROBLEMÁTICA

La extracción al inicio del proyecto se consideró para el caso de oro del 65% y a una granulometría de P80 de 3” (tres pulgadas); sin embargo conforme se ha venido desarrollando la mina se ha evaluado el comportamiento metalúrgico evidenciándose que se puede aumentar la extracción.

Actualmente se está trabajando con una extracción promedio según el ábaco de alteraciones que se tiene en el tajo; por eso se plantea realizar pruebas metalúrgicas de cianuración rápida (QLT), lixiviación en botella (BRT) y lixiviación en columna (CLTs) las cuales se hará con diferentes densidades de riego, el cual nos servirá como base para la realización de los modelos de predicción. Estos modelos de extracción por ser dinámicos, nos servirán para realizar estimaciones a corto plazo, debido a que la mineralización va cambiando conforme se profundiza el tajo.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

Con los parámetros de lixiviación planteados desde el inicio de la operación de la mina, se sigue manteniendo la extracción de oro en el rango de 65% y en tiempos prolongados.

1.2.2. Problemas Específicos

¿Cómo incrementar el porcentaje de extracción de oro?

¿Cómo reducir los tiempos de lixiviación alcanzando óptima extracción de oro?

1.3. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

En la unidad minera de la zona sur del Perú, el tiempo de lixiviación para alcanzar la extracción máxima de oro es más de 60 días, este prolongado tiempo de lixiviación ocasiona problemas financieros a la empresa, además obliga a los profesionales a resolver este problema, haciendo mejoras continuas, simplificando procesos, mejorando en el aspecto metalúrgico para acelerar la lixiviación sin ningún percance tecnológico y económico.

La empresa tiene una meta mensual de producción, es por ello que requiere incrementar la producción de oro, además que no se quede valores de oro en el pad de lixiviación que podría ocasionar demoras en la extracción del oro.

Este trabajo de investigación propone incrementar la densidad de riego y analizar si tiene efectos positivos en el proceso.

Se realizará pruebas de comparación con densidad de riego de 11 l/(hr-m²), 15 l/(hr-m²) y 20 l/(hr-m²) a una concentración de CN⁻ de 60ppm.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1. *Objetivo General*

Evaluar los parámetros actuales de operación y hacer pruebas de lixiviación incrementando la densidad de riego con el fin de optimizar y acelerar la cinética de extracción de oro.

1.4.2. *Objetivos Específicos*

- Evaluar a nivel laboratorio la influencia de la densidad de riego, en pruebas de lixiviación en columnas.
- Evaluar la extracción de oro, ratios de lixiviación y de reactivos.

1.5. HIPÓTESIS

Evalutando los parámetros de operación y mediante las pruebas de lixiviación con una alta densidad de riego se conseguirá acelerar la extracción de oro.

1.5.1 Hipótesis Específicos

- La cinética de extracción de oro se acelerará a mayor densidad de riego.
- Elevando la densidad de riego se conseguirá un incremento en la extracción de oro.
- Al incrementar la densidad de riego se reducirá el ratio de lixiviación y de NaCN.

1.6. VARIABLES

En el siguiente trabajo de investigación se consideran las siguientes variables:

1.6.1. Variables Independientes

- Densidad de riego l/(hr-m²).
- Concentración de cianuro de 60ppm.

1.6.2. Variables Dependientes

- Porcentaje de extracción del Oro (%Ext. Au).
- Ratios de lixiviación m³/t.
- Tiempo de lixiviación.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

2.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

La UM está ubicada en la zona sur del Perú, en la provincia y departamento de Tacna, justo en la zona noreste de Tacna, muy cercana al hito 52, entre la zona fronteriza de Perú y Chile. La superficie de la UM pertenece al distrito de Palca, provincia de Tacna.

Figura 1

Ubicación de la unidad minera en el departamento de Tacna



Fuente: Ubicación Google Maps.

2.2. DESCRIPCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN

La mineralogía que se observó en dicho yacimiento se presenta de dos formas: como metal precioso en etapa de óxido y como sulfuro. La mineralización con presencia de sulfuros se produce fundamentalmente en el cerro llamado Caldero; por otra parte el 90% de este mineral oxidado se consigue en los alrededores del Cerro Checocollo. (Cerón F. T. 2010)

La mineralización de sulfuros en el Cerro Checocollo se encuentra a manera de parches sitiados de bornita, calcocita, covelita y pirita supeditada. Esta situación no se presenta con frecuencia, especialmente en los núcleos de perforación vistos, la misma no sobrepasa 12.5 mm por sección. El valor del oro se incrementa por la representación de los sulfuros de cobre, originando con ello el planteamiento de una mineralización de sulfuros mucho crecidamente expansiva, a la postre esta se hubiese oxidado y sus cuantías de oro reordenados por aquel medio. (Cerón F. T. 2010)

Son típicos estos elementos en los ambientes epitermales, encontrándose con menor frecuencia dentro del sistema pórfido cobre, oro y molibdeno. No obstante, se admite que en principio existió un ciclo de mayor temperatura, donde se colocó los sulfuros de hierro y cobre de manera intermitente y limitada, especialmente con los elementos litológicos Volcánicos Huilacollo, Pórfido Andesítico, Brecha híbrida (en ocasiones Tufo - Brecha). La etapa deposicional se encontraría oxidada y en parte demolida debido a las soluciones hidrotermales ascendentes, las cuales originaron esta deposición de oro y plata. No se observa el acople en el pórfido de cuarzo de sulfuros o en las tufisitas. (Cerón F. T. 2010)

Se puede puntualizar que la mineralización de metales preciosos, tales como la plata y el oro, son de carácter diseminado, relacionada con una etapa deposicional de menor temperatura la cual la sulfídica, caracterizándola por reunir oropimente, oro libre, cinabrio, azufre natural y rejalgar. Unión esta que se caracteriza por ser la representativa del contexto epitermal donde la plata, en ocasiones, se encuentra ligada con el oro (electrum), como plata nativa y como sulfosales. De modo que en Checocollo la plata sobreviene como sulfosales o acantita. En ocasiones, se encuentra de manera directa este vínculo con el oro, aunque pudiese presentarse

de manera independiente, especialmente en el área periférica (registrándose valores incluso de 60 ppm de plata). (Cerón F. T. 2010)

Tabla 1

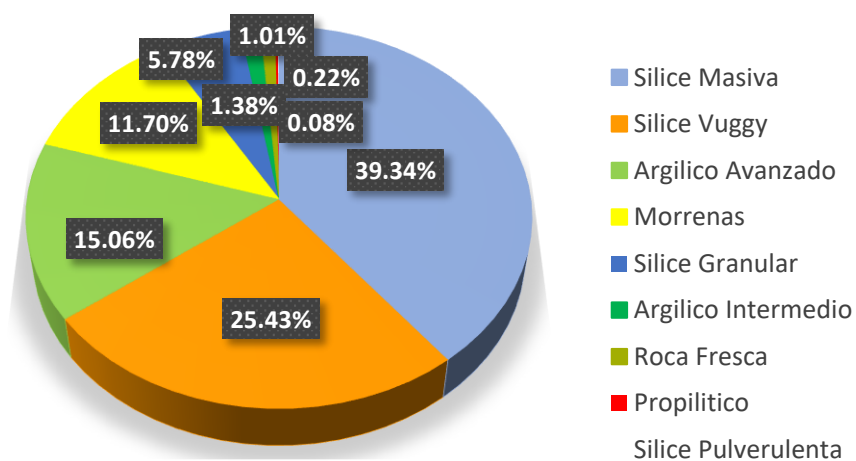
Distribución por alteraciones mineralógicas

ALTERACIÓN	%
Sílice Masiva	39.34%
sílice Vuggy	25.43%
Argílico Avanzado	15.06%
Morrenas	11.70%
Sílice Granular	5.78%
Argílico Intermedio	1.38%
Roca Fresca	1.01%
Propilitico	0.22%
Sílice Pulverulenta	0.08%
Total general	100.00%

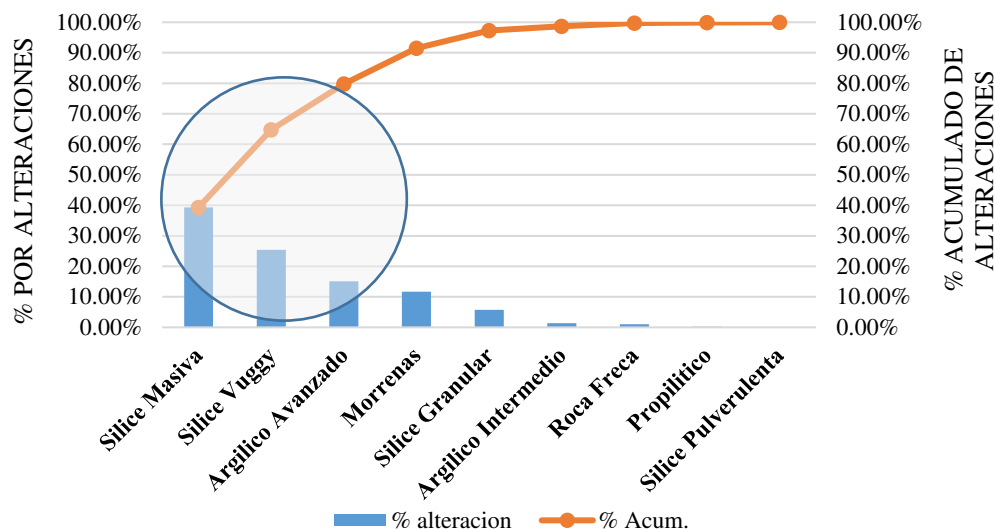
Fuente: Informe interno de Geología.

Figura 2

Distribución por alteraciones se observa en mayor porcentaje la alteración sílice masiva.



Fuente: Informe interno de Geología.

Figura 3*Pareto de alteraciones*

Fuente: Informe interno de Geología.

El 80% de alteraciones que ocurre en el tajo que corresponden a Sílice masiva, Sílice vuggy, Argílico avanzado y morrenas.

2.3. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESOS: ETAPAS DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

2.3.1. Chancado de Mineral

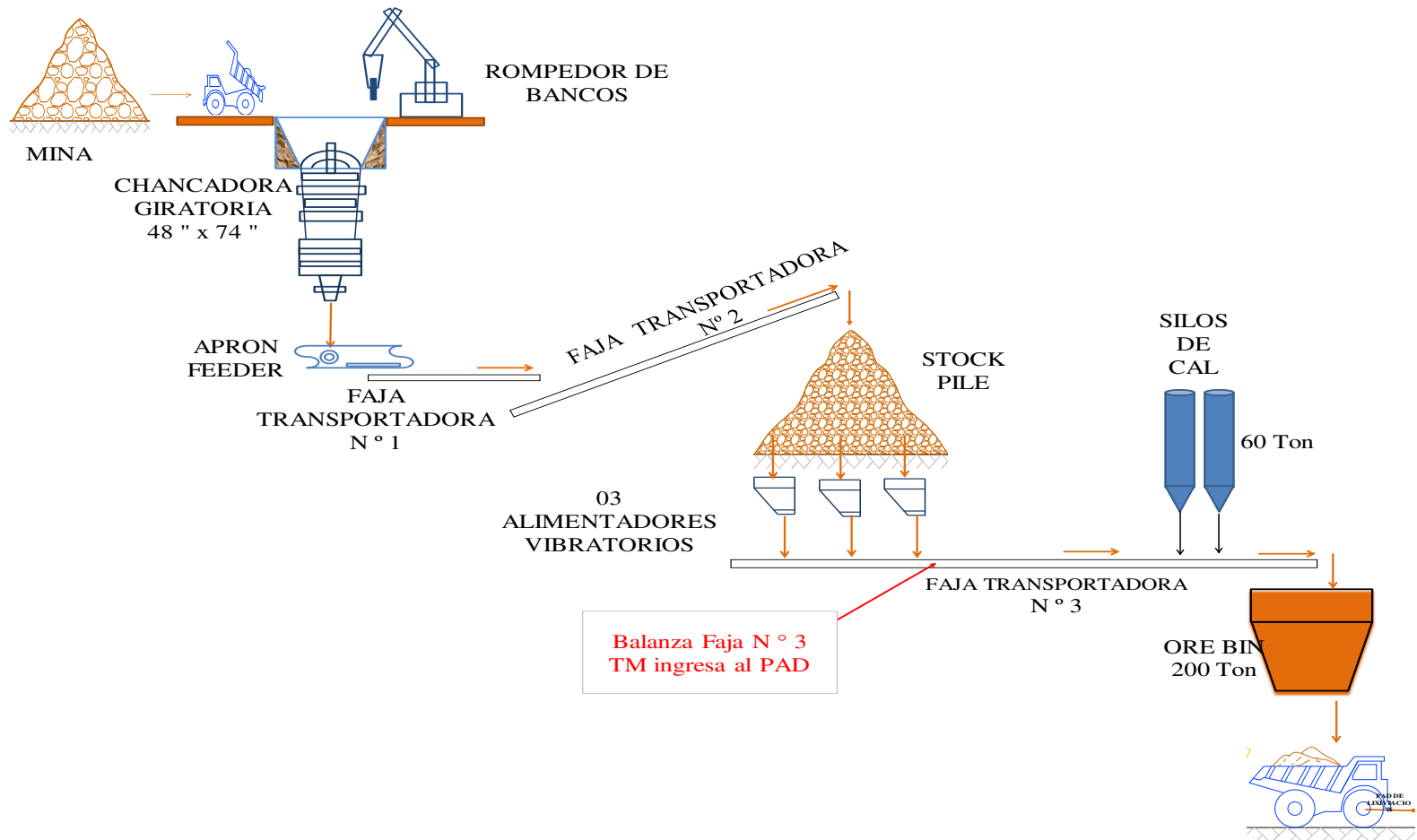
El mineral derivado de la voladura que se explota en la mina de tajo abierto (open pit) presenta diversos tamaños, los peñascos más grandes pudiesen llegar medir 40 pulgadas (y hasta más); este es fragmentado mediante un rompe rocas, que se encuentra en la entrada de la chancadora. Este mineral es reducido utilizando una chancadora giratoria (Allis Chalmer 48" x 78" de capacidad de 1200 Ton/H), donde se obtendrá una granulometría de 100%-3". (Informe interno de planta)

Este mineral que es un derivado del chancado primario es descargado en una faja de velocidad móvil (Apron Feeder), la cual lleva el producto hasta la faja transportadora N° 1 en donde se cuenta con detector de metales y esta descarga en la faja transportadora N° 2, la cual alimenta a la zona de reclamo de mineral (Stock Pile). Dentro de esta instalación, el mineral ingresa a unos alimentadores vibratorios y por medio de una faja transportadora N° 3 llega el mineral a la tolva del ORE BIN de capacidad de 200 TM, esta faja cuenta con balanza para controlar el tonelaje procesado además se tiene dos silos de óxido de calcio de 60 ton cada uno que dosifican 0.44 kg de Cal /ton de mineral, para proporcionar al mineral la alcalinidad que se necesita para la lixiviación con cianuro de sodio. Desde la tolva del ORE BIN se llenan los camiones CAT 777 de 90 TM de capacidad, que llevan el mineral a las celdas de lixiviación en el pad.

Se tiene una sala de control desde donde se controla todo el sistema de chancado y reclamo de mineral, mediante instrumentación y sensores automatizados. (Informe interno de planta)

Figura 4

Diagrama de flujo de chancado – tolva de carguío de mineral



Fuente: (Informe interno de planta)

2.3.2. Apilamiento del Mineral

En la UM se aplica el método de apilamiento en pilas estáticas que consiste en alzar el mineral en montones en una secuencia sucesiva de capas o pisos denominados lift, (altura 8 m). También se emplean pilas dinámicas que consiste en apilar sobre una celda aislada por geomembrana que cubre un área determinada, la cual está diseñada para coleccionar toda la solución rica de la lixiviación de esta celda y direccionada independientemente hasta la poza de PLS (pregnant leaching solution). Al terminar el proceso de lixiviación, el ripio es removido a otro lugar y se vuelve a apilar mineral fresco sobre el área diseñada para la celda dinámica y así se vuelve a reutilizar la celda cuantas veces sea necesario apilar un mineral, de acuerdo a la necesidad de la mina.

Para el apilamiento de mineral se emplea camiones CAT 777 y el acomodo se realiza mediante tractor D8R CAT. (Informe interno de planta)

2.3.3. Preparación de Celda de Lixiviación.

Al terminar de apilar una celda, con la excavadora CAT 320D se procede a hacerle Fluffling y luego al ripeo con el tractor D8R CAT. Se debe tener especial cuidado en ripiar o romper las áreas que han sido compactadas por el transitado de volquetes u otros equipos pesados, de lo contrario, estas zonas compactadas no permitirían que filtre la solución lixivante, reduciendo la recuperación de oro y acumulación de solución en el interior del lecho o la superficie al momento de la lixiviación.

2.3.4. Sistema de Riego por Goteo.

El sistema de riego tiene como objetivo humedecer con solución cianurada, uniformemente el mineral apilado en la celda, con una cantidad determinada en l/(hr-m²), en Unidad Minera actualmente la densidad de riego es 11 l/(hr-m²).

Las condiciones que deben considerarse son:

1. El riego debe ser uniforme.
2. Verificar si presenta encharcamientos.
3. Un riego que no provoque degradación del mineral con la consiguiente formación de finos.
4. Un riego que no sea afectado por las condiciones climáticas, es decir, no sea arrastrado por el viento o provocar pérdidas por evaporación.
5. El sistema de irrigación deberá estar elaborado con materiales que resistan a todos aquellos agentes químicos y condiciones de operación.

Para alcanzar estas condiciones se hace necesario:

1. Delinear las tuberías principales de tal modo que garanticen la presión en esta línea, desarrollando su radio o creando círculos de permanente presión.
2. Elegir con sumo cuidado aquellos mecanismos de riego, en concordancia con lo establecido previamente.
3. Deducir su repartición ajustando sus áreas de influencia y de capacidad de flujo con la cantidad o tasa de riego deseada de 1 l/(hr-m²).

2.3.4.1. Malla de riego.

1. Las distancias entre manguera y manguera son de 40 cm.
2. Las distancias entre gotero y gotero son de 45 cm.

2.3.5. Inicio de Lixiviación de Celdas

Para iniciar la lixiviación de las celdas se verifica que todo el sistema de riego se encuentre en óptimas condiciones.

Existen tres etapas en el proceso de lixiviación con solución cianurada:

Humectación: De aproximadamente 5 días con una densidad de riego de 5 l/(hr-m²).

Producción: De aproximadamente 40 días con una consistencia para riego de 11 l/(hr-m²).

Agotamiento: De aproximadamente 15 días, se corta el riego y se deja drenar la celda.

Una vez terminada con estas tres etapas se empieza a armar el siguiente lift.

2.3.5.1. Parámetros de riego en la celda.

Caudal: Se toman muestras de solución durante 1 minuto en distintos goteros y tenemos el volumen promedio:

$$Q = \frac{33ml}{1min} \times \frac{60min}{1hr} \times \frac{1lt}{1000ml}$$

$$Q = 1.98lt/hr$$

Marco de riego: Se determina a través de los distanciamientos entre manguera a manguera; y gotero a gotero.

Marco de riego = (*distancia entre mangueras*) x (*distancia entre goteros*)

$$arco\ de\ riego = 0.40m \times 0.45m$$

$$Marco\ de\ riego = 0.18m^2$$

Densidad de riego: Tiene como función el mojado uniforme del mineral en l/(hr-m²).

$$Densidad\ de\ riego = \frac{Q}{Marco\ de\ riego}$$

$$Densidad\ de\ riego = 11 \frac{l}{Hr.m^2}$$

2.3.6. Solución Cianurada Para el Proceso de Lixiviación

La solución cianurada para el proceso de lixiviación es bombeada desde el tanque barren TK-05, mediante una tubería de acero hacia el pad de lixiviación, donde se distribuirá el caudal de acuerdo a la cantidad de celdas a regar.

La solución que percola por medio de la pila de minerales se colecta a través de un procedimiento de desagüe cimentado en la geomembrana de polietileno, la cual reviste la totalidad del piso en la plataforma de lixiviación, la solución reunida se obtiene mediante una tubería de HDPE hacia poza de PLS (pregnant leaching solution), bombeándose hasta el circuito de aglutinación.

La escasa solución que surge de este circuito de adsorción se libera dentro del tanque barren TK- 05, antecediéndole la reparación del concentrado de cianuro y la alcalinidad, formando de esta manera un circuito cerrado en la utilización del agua para el proceso de lixiviación.

La solución rica proveniente del leach pad se almacena la poza PLS (pregnant leaching solution) con una capacidad de 30,000 m³, de esta poza se bombea solución rica hacia la planta ADR previamente inyectando anti incrustante; cuenta con tuberías para el subdrenaje, las cuales se aligeran en una poza monitoreada. Se encuentra recubierta de un par laminillas de geomembrana de HDPE (con una medida de 1.5 mm), contando con identificador de escapes. (Informe interno de planta)

2.3.6.1. Poza de Grandes Eventos (PGE).

Tiene un tonelaje de 90,000 m³ y acumula toda solución excedente de cualquier proceso en la operación y además en temporadas de lluvia sirve de contención para coleccionar todas las precipitaciones pluviales, re-circuladas posteriormente en el proceso.

Se encuentra impermeabilizada al igual que la poza de PLS, con su sistema de subdrenaje y su poza de monitoreo.

2.3.7. Planta de Adsorción, Desorción y Reactivación

La Planta ADR por sus siglas Adsorción, Desorción y Reactivación, del proceso con el carbón activado para la recuperación del oro, a esto se le llama también proceso CIC (carbón in column).

2.3.7.1. Adsorción en Columna.

Para el proceso de adsorción se bombea PLS hasta la planta ADR por medio de un conducto de HDPE (de 16" Ø), esta solución abundante en compuestos de oro se procesa en una línea de adsorción en cascada que consta de una batería de 5 pilas de 4.0m.Ø x 3.8m. de alto y otra línea presurizado de 6 pilas de 4.10m. Ø x 5.34 m. de elevación, recargadas de 6,000 kg de carbón (activado). (Informe interno de planta)

La propiedad que posee el carbón activado para impregnar los complejos cianurados de plata, oro o cualquier otro metal en solución, gracias a su disposición permeable, se adhiere la solución rica a la primera columna donde se absorbe gran parte del oro, en seguida va a la segunda y así repetidamente llegando a la columna final contentiva de más carbón activo.

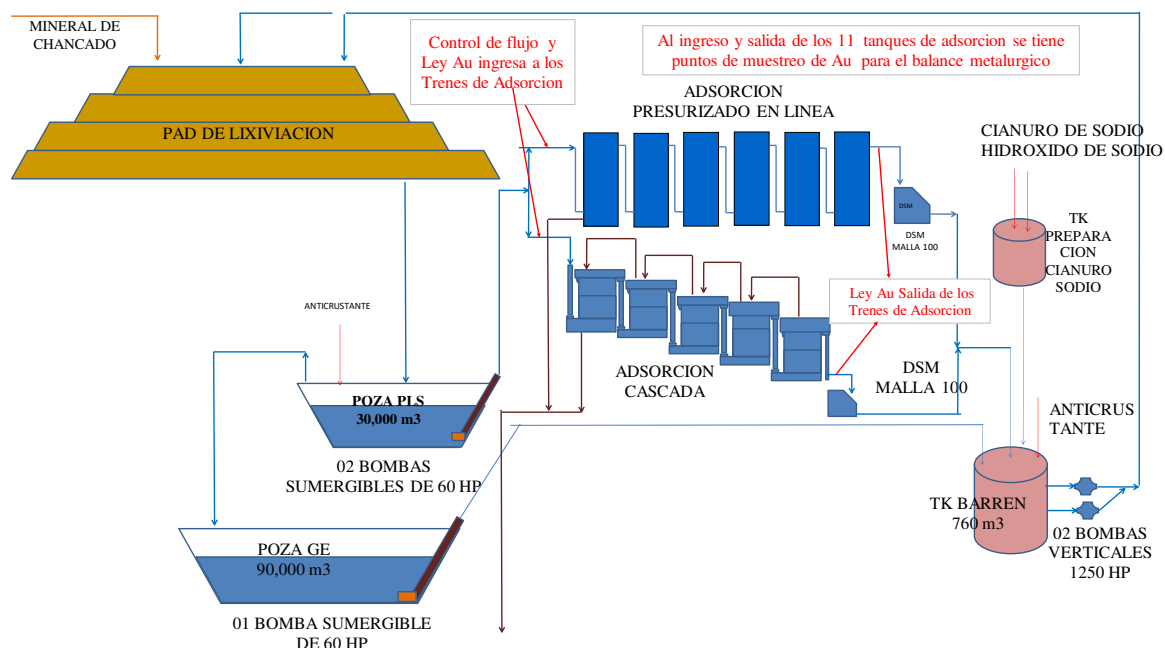
Al final del circuito se obtiene una solución barren, la cual recibe adición de cianuro de sodio (Make Up, acondicionamiento) y es enviada nuevamente a las pilas de lixiviación haciendo de esta manera un circuito cerrado del proceso de lixiviación con cero descargas al medio ambiente.

La eficacia intermedia de este proceso de adsorción suele estimarse en un 96%, teniendo un promedio de carga de 3.2Kg. Au/Ton de carbón. En el momento que este carbón completa la

carga, inmediatamente se envía al ciclo de desorción. (MINSUR S.A., 2006 Informe privado)

Figura 5

Circuito del proceso de adsorción en columnas



Fuente: (Informe interno de planta)

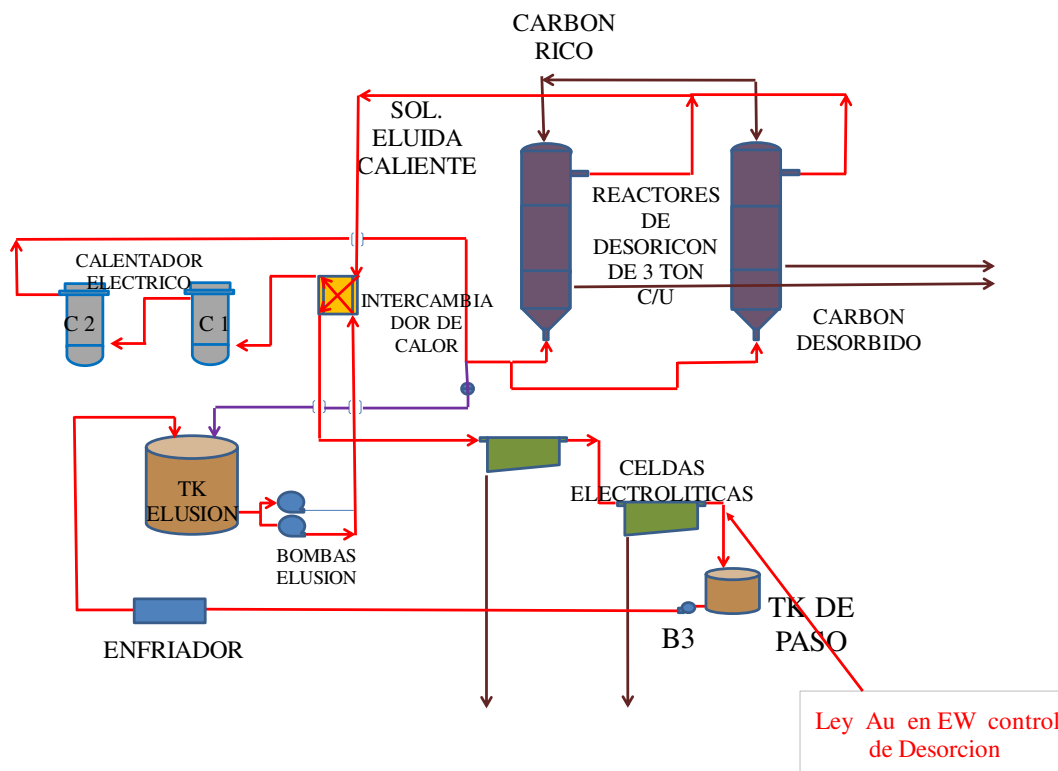
2.3.7.2. Desorción tipo Zadra y Electrodeposición.

Se consigue en UM un circuito a presión de desorción de ejemplar Zadra, la cual contiene la solución cálida. Estos circuitos ameritan de 15 y hasta 18 horas en acabar un lapso, además se tiene 2 reactores de 3TM de carbón, los cuales se operan de manera equivalente.

La plata y el oro al momento generarse el ciclo de elución, se extraen de forma continua por electrodeposición de la solución eluyente, la cual se enriquece por la desorción. Ingresar el

carbón cargado y rico a los reactores de desorción con el fin de ser destituidos los valores preciosos, donde se dispone en el tanque de elusión de un compuesto contentivo de 0.1 % de NaCN y 1% de NaOH. Esta solución se bombea por el cauce de carbón dentro del reactor de desorción, en el cual se saca los valores preciados del carbón y la solución de desorción dotada de estos valores emerge de la porción superior en este reactor y pasa hasta un par de celdas de electrodeposición, ordenadas en serie, mostrando los valores preciosos electroquímicamente precipitados a modo de lodos (en los cátodos).

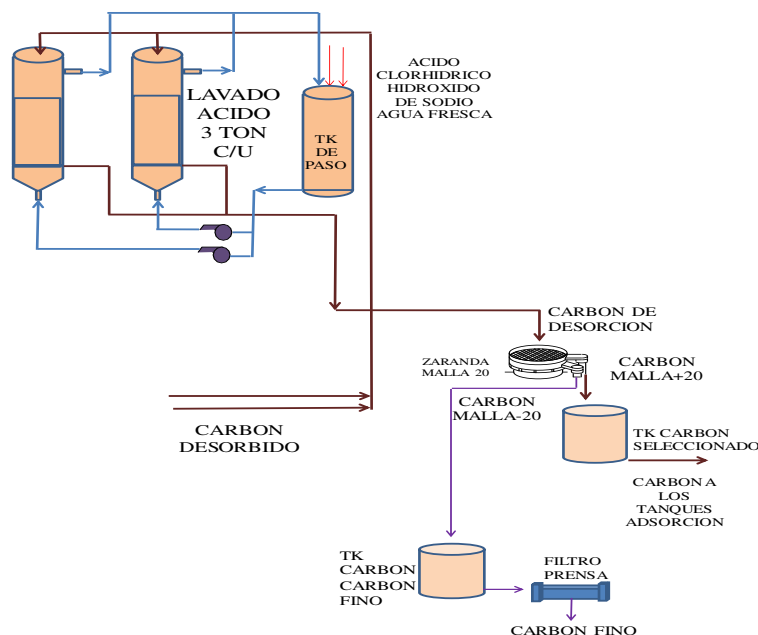
Luego la escasa solución eluida es transferida hasta el tanque de elusión, de modo que pueda pasar nuevamente por el reactor de desorción para así continuar desorbiendo este carbón; este procedimiento sigue hasta que la magnitud de plata y oro de carbón se encuentre a menos de 2 ppm. (Informe interno de planta)

Figura 6*Circuito del proceso de desorción*

Fuente: (Informe interno de planta)

2.3.7.3. Reactivación del carbón con Lavado Ácido.

El lavado ácido se desarrolla con el fin de apartar la deposición de carbonatos que se precipita en la superficie del carbón, disminuyendo el volumen de adsorción de la plata y oro; se desarrolla este proceso en dos reactores (en fibra de vidrio). Luego de finalizada esta desorción, el carbón es transferido a los reactores de lavado ácido y así eliminar los compuestos orgánicos, para lo cual se añade HCL inclusive un pH 3, el período que demora el lavado ácido se estima en 2 horas. Se neutraliza la solución conclusiva de la reactivación química con el uso de un compuesto de hidróxido de sodio.

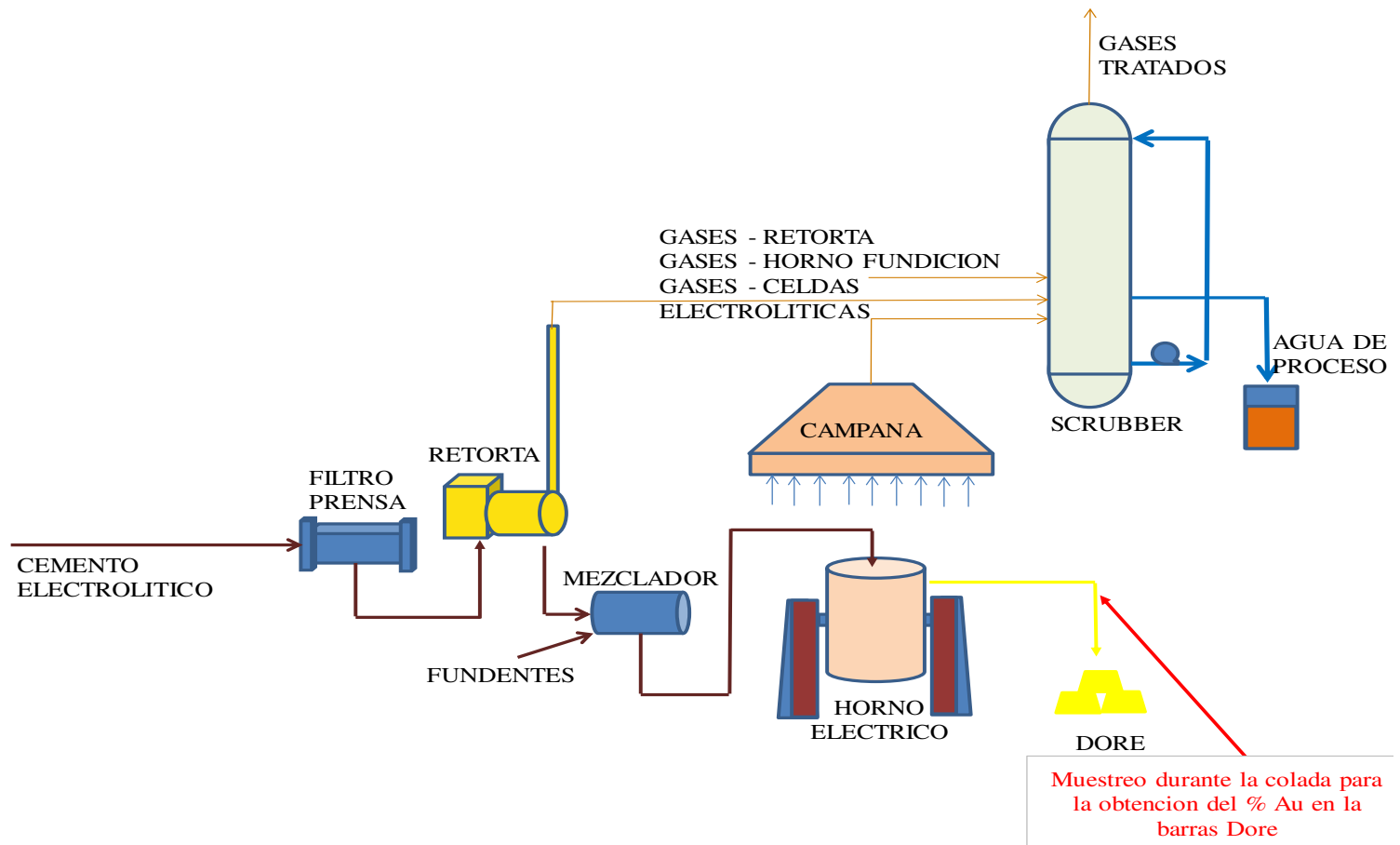
Figura 7*Circuito de lavado ácido*

Fuente: (Informe interno de planta)

2.3.7.4. Cosecha y Fundición.

La saturación con cemento de los cátodos electrolíticos en la celda electrolítica es lavada a presión con agua; posteriormente se realiza el filtrado. El cemento, luego de este lavado y filtrado pasa por el sistema de retorta para luego ser fusionado con fundentes, para así ser fundido en el horno eléctrico, a temperatura de 1300 °C, de donde se obtienen después de realizar la colada, barras de DORE.

Se conducen, vía campana extractora, los gases que se producen de la fundición hasta la torre de lavado o Scrubber; en este punto se recobran los polvos que se habrían remolcado en conjunto con estos gases en el proceso de fundición. Estos gases al estar totalmente limpios de sólidos y fríos salen a la atmósfera libre de contaminantes. (Informe interno de planta)

Figura 8*Circuito de fundición*

Fuente: (Informe interno de planta)

CAPÍTULO III

FUNDAMENTO TEÓRICO

3.1. HISTORIA DEL ORO

La historia de la humanidad ratifica la gran aceptación que ha tenido el oro como metal preciado, caracterizado por ser un metal que facilita la formación de aleaciones, además de poseer un color y consistencia difícilmente reproducible. Estas cualidades han hecho que el oro sea la primera opción al momento de crear y valorar las monedas desde hace aproximadamente 3 mil años. Posee características particulares, adaptable, maleable y con una densidad que le caracteriza de manera ideal, sobre todo en la joyería y tecnología. La civilización y este metal se han desarrollado en paralelo, considerándose como actor principal, sobre su uso, en los procesos de cambio de la humanidad. (Guillermo Zabaleta, A. 2000)

3.2. CONCEPTO DE LIXIVIACIÓN

La fase de lixiviación es un proceso básico en la hidrometalurgia, la cual implica el proceso de disolución del metal a lixiviar, partiendo de una materia prima más consistente, en una solución líquida a través de la adición de los agentes químicos. De tal manera que, la transmisión del metal hasta la etapa acuosa admite la disociación del metal contenido en su fase sólida de aquellos metales no solubles. (Chahuayo & Márquez, 2012).

3.3. MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

Para seleccionar el método de lixiviación se obedece a:

- Particularidades químicas y físicas de la mena.
- Características mineralógicas.
- Disolución del metal útil durante la fase acuosa.

- La cinética de la reacción.
- Capacidad de tratamiento.
- Disposición operativa.
- Capacidad para procesamiento.
- Reservas de minerales.
- Costos operativos y de capital.
- Renta.

Entre los métodos de lixiviación más característicos se encuentran:

3.3.1. Lixiviación en Pila o Montón

Muchos depósitos pequeños de mineral, alguna vez fueron considerados antieconómicos. El mineral posee una baja ley por lo que, desde el punto de vista económico no cancela por la complejidad de un tratamiento mediante una planta de chancado, la cual puede ser de índole secundaria y terciaria, al momento de utilizarse una granulometría más delicada, donde por ejemplo, luego de un chancado terciario en un tamaño cercado con 100% -3/8“. En algunos casos se puede emplear tamaños de 100% -1/4”.

Algunas veces, si hay presencia de finos, se recomienda agrupar los más finos a fin de restablecer la filtración al lecho del mineral destinado a lixiviar. Suplementariamente al agua al momento que se lixivian minerales, ya sea Au, Ag, Cu se aprovecha de agregar soluciones ácidas y/o alcalinas y también se puede efectuar elevando la concentración de cianuro, para poder incrementar la cinética de lixiviación.

En consecuencia, se pudiese conseguir de manera más eficaz al establecerse un giro de las partículas húmedas en torno a sí mismas, permitiendo con ello que las fuerzas coactivas de tensión exterior, adecuados a las etapas de cohesión, a través de puentes ligados llamados

“pendular” y “funicular”, para conservar estas partículas acopladas entre sí, con lo cual se facilitaría su acopio y transportación. Al formarse la pila de lixiviación, es observable como el lecho conserva la mayoría de estas ventajas de alta filtración (tanto líquida como gaseosa) y que se corresponde con el producto poroso formado, en principio, al momento de la aglomeración. (Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

3.3.2. *Lixiviación por Agitación*

Se caracteriza por ser uno de los procedimientos de disolución de oro mayormente empleado a nivel global. Es la cianuración por agitación que se produce gracias a la gran velocidad de reacción, a las elevadas recuperaciones de oro y, además, gracias a que es propicia para un gran número de minerales. De manera antagónica, sus costos de instalación y operación resultan más elevados con relación a los métodos en pilas, aplicándose solo en menas con leyes económicas. El efecto elevado de cinética de lixiviación de oro produce, fundamentalmente, una liberación más efectiva del oro, como consecuencia de la disminución de mayor tamaño.

Este procedimiento para la agitación marcha convenientemente en minerales con volúmenes menores a 150 μm , las dimensiones superiores aumentan el deterioro en las paletas de agitación, como consecuencia de la fricción, existiendo más dificultad para mantenerlos suspendidos. (Villas Bôas, R. C., & Sánchez, M. M. 2006)

La densidad de pulpa empleada puede variar entre 35 a 50 % en sólidos, esto dependerá de la dimensión de las partículas, de la gravedad y de la representación de minerales que aumenten la viscosidad de su pulpa (como es el caso de las arcillas). Se inicia este proceso de cianuración a través de la regulación del pH a trabajar (entre 9,5 a 11,5), con la adición de soda cáustica o cal, proceso previo a la añadidura de cianuro. Se pueden realizar estas

adiciones en el tanque de cianuración o con antelación en el molino. (Marsden, J., & HOUSE, L. 1992)

3.3.3. *Lixiviación en Botaderos*

Se basa en lixiviar lastres, desmontes y sobrecarga de minas de tajo abierto, ya que gracias a sus bajas leyes, como por ej. $< 0.4\%$ Cu, no se deben tratar con el uso de métodos tradicionales. Por lo general, al tamaño de este material "run of mine" se deposita encima de superficies de poca permeabilidad y percolan sus soluciones por medio de su lecho por gravedad. Habitualmente, son de grandes proporciones, donde se amerita una baja inversión y es económica en su operatividad; sin embargo, su recuperación suele ser baja (por ej. 40-60 % Au), ameritando de tiempo adicional para la extracción de la totalidad del metal. Por lo general, estas soluciones se nutren por aspersion. Usualmente, el proceso de lixiviación en botaderos se caracteriza por ser una operación de poco rendimiento, así como de bajo costo. Destacándose las siguientes razones:

- Un tamaño mayor en algunas rocas, a decir > 1 m.
- Menor ingreso de aire hacia la parte interna del botadero.
- Compactación del área con el uso de maquinaria pesada.
- Mínima absorción del lecho, así como de formación de precipitados (yeso).
- Extrema canalización de la solución asistida por la gran variedad de proporciones del material en el botadero. (GONZALEZ, M. 1994)

3.3.4. *Lixiviación In Situ*

La lixiviación en el lugar (in-situ) se basa en la práctica de soluciones de forma directa sobre el mineral encontrado en el yacimiento, sin haber sido sometido a la extracción minera. Se

pueden encontrar dos maneras de lixiviación in-situ, de acuerdo con la distancia del mineral con relación a su nivel freático.

Gracias a los costos tan bajos de inversión, esta es una técnica probable para el recobro de metales, a partir de materiales de menor ley y no explotables por otros métodos y considerada económica.

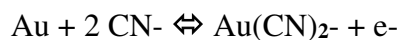
3.3.5. *Lixiviación en Bateas*

La lixiviación en bateas o estanques se define como la inundación de la mena triturada finamente 0,0254 m (-1”) en un compuesto de cianuro, utilizando tinajas grandes con capacidad para albergar miles de toneladas de mena. Se debe justificar el grado de aglomeración y trituración a través del perfeccionamiento en el proceso de recuperación del oro. La lixiviación de menas de oro en tinajas tiene como propósito acortar el tiempo para la lixiviación, así como ampliar el contenido y extracción del oro de la solución atribuida, comparativamente con otros modelos de lixiviación. Se usa poco este proceso, gracias al elevado costo de capital relacionado con la cimentación de las bateas, a pesar de poseer la preeminencia de un mojado efectivo de la totalidad superficial del mineral.

3.4. LIXIVIACIÓN CON CIANURO DE SODIO

3.4.1. *Química de Este Proceso*

Para iniciar la fase de cianuración se presentaron controversias a fin de aclarar las ecuaciones que se interponen; de manera simplificada se muestra la disolución como:



El radical CN^- se pudiese proporcionar por NaCN, KCN o CaCN; fue evidente inicialmente que esta respuesta solamente se daba por una penetrante aireación. (Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

Para 1846, Elsner se alzó como pionero al mostrarse de acuerdo con que el hecho que el oxígeno es fundamental para la disolución del Au para las mezclas de cianuro:



(Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

3.5. PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DEL ORO

3.5.1. *Tamaño de Partícula*

Al encontrarse los minerales en oro libre grueso, usualmente se separa a través de maquinaciones hidráulicas y gravimétricas, previo al proceso de cianuración. En caso opuesto, sus partes de mayor grosor no se lograrán disolver del todo durante el tiempo estimado para desarrollar esta fase de disolución.

Una nueva alternativa en la reducción de la dimensión de estos granos de oro suele ser el proceso de molienda o la categorización de minerales de oro en un perímetro cercado, en este las fracciones del oro grueso se reducen en dimensión, rebosando del clasificador.

En la práctica se han cianurado materiales a menos de 140 malla con buenos resultados; mientras menor sea la granulometría, el grado de liberación de las partículas de oro es mayor y la disolución aumenta.

Por ejemplo, una partícula de oro (de 45 μ de espesor) no demorara un tiempo mayor a 12 horas para su disolución, mientras que una de 150 μ de espesor demoraría aproximadamente 48 horas para disolución. Por otra parte, la plata metálica duplicaría su tiempo para su disolución. (Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

3.5.2. *Efecto de la Densidad de Riego*

La densidad de riego es una variable que influye en la cinética de lixiviación del mineral; al incrementar la densidad de riego la velocidad de disolución del oro será mayor,

debido al mayor ingreso de cianuro al mineral; sin embargo cuando la densidad de riego es muy alta hace que haya encharcamiento en el pad de lixiviación y el contenido de oro es menor debido al efecto de dilución; mientras al reducir la densidad de riego la velocidad de disolución del oro es menor debido al menor ingreso de cianuro al mineral ya que la cinética de lixiviación se hace lenta.

3.5.3. *Concentración de Cianuro*

Para la disolución de oro, su velocidad se incrementa de manera lineal por el aumento en la concentración del cianuro; hasta un límite y a pesar de la crecida suplementaria de cianuro, su efecto es retardante el proceso disolvente de oro.

Para altas concentraciones en cianuro, la disminución de la velocidad de disolución se produce por la acentuación de pH en la solución producida por la hidrólisis de cianuro.



Una adecuada congregación de cianuro para la disolución de altos porcentaje de oro, obedece al ambiente mineralógico del mineral a trabajar. La mayoría de las plantas de cianuración de oro emplean soluciones estimadas en 0.02% o 0.03% de NaCN.

Cuando los minerales tienen cantidades mayores de plata, la concentración de cianuro suele ser mayor en estos casos, de 0.10% a 0.25% de NaCN.

Gran cantidad de autores plantean que la capacidad para disolución de cianuro no debe depender de catión alguno, acaso del concentrado de anión CN⁻.

Julián y Smart comparan las consecuencias disolventes de los cianuros de potasio, sodio, calcio, magnesio, bario y estroncio en la plata y el oro; encontrándose así que la consecuencia diluyente es autónoma del radical alcalino presente, solamente se encontraba correspondencia con la cantidad de radical CN⁻. A manera de modelo, 1 mol de cianuro de calcio (92 g

$\text{Ca}(\text{CN})_2$ puede disolver una cantidad similar de Au o Ag al igual que 2 moles de cianuro de sodio (98 g NaCN), ya que la cantidad de CN^- era similar para ambos casos (52 g).

Tabla 2

Cantidad de oro disuelto en una hora

NaCN en solución	Au disuelto
(%)	en 1 hora
(mg/cm²)	
0.5	2.943
0.25	3.007
0.1	2.986
0.05	3.251
0.025	2.513
0.01	0.338

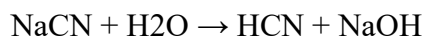
Fuente: Misari Chuquipoma, F. S. 2010

3.5.4. Alcalinidad – pH

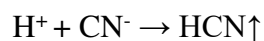
En cualquier procedimiento sobre cianuración debe mantenerse un determinado grado alcalino (pH 10.0 o 10.5 en minerales auríferos y pH 11.0 o 11.5 en mineral argentífero) apoyándose en distintos álcalis, como cal hidratada $\text{Ca}(\text{OH})_2$ suele ser mayormente propagado debido al costo y a su fácil manipulación o cal viva (CaO).

Los motivos para la realización de esta reacción medianamente básica son numerosos, mencionándose por ejemplo los siguientes:

1. Prevención de mermas de cianuro debido a hidrólisis; en otras palabras, igual a:



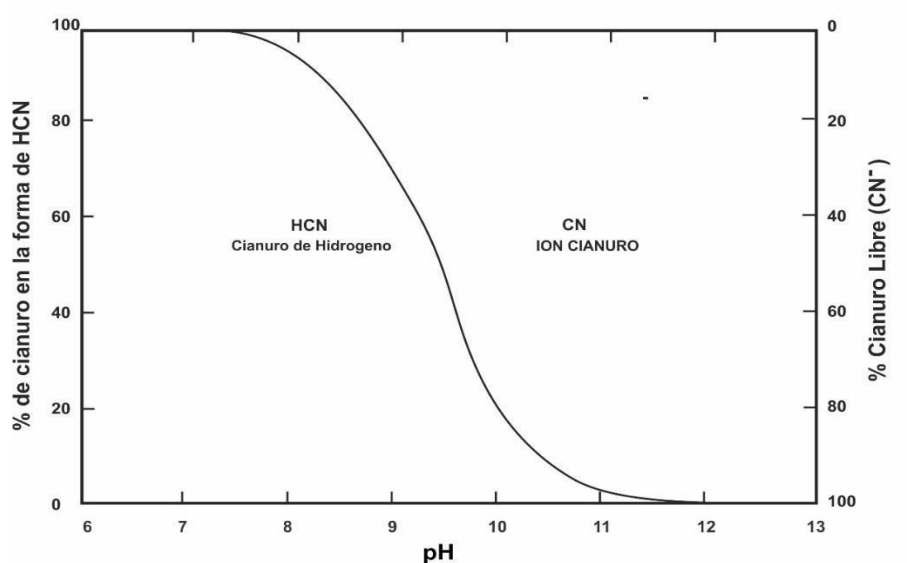
Resumidamente,



Que tiene lugar, para propósitos prácticos a $\text{pH} < 10.0$ (ver diagrama aquí) y que es la razón más delicada no solo en cuanto al costo que representa la pérdida del lixiviante sino por la toxicidad del gas HCN.

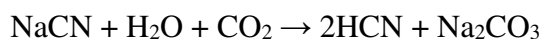
Figura 9

Presencia del ácido cianhídrico y del ion cianuro en solución acuosa en función del pH



Fuente: Misari Chuquipoma, F. S. 2010

2. Prevención de pérdida de cianuro debido a la acción por dióxido de carbono (en aire):



El efecto que tiene el $\text{Ca}(\text{OH})_2$ es el de equilibrar al ácido carbónico creado, causando Na_2CO_3 el cual es inactivo durante este procedimiento.

3. Para equilibrar los componentes ácidos como las sales férricas o ferrosas, así como el sulfato de magnesio, presentes en el agua, anterior a ser añadida en el perímetro de cianuración.
4. Para equilibrar la composición ácida de este mineral y los agregados ácidos resultantes del proceso de desintegración de diversos minerales presentes en la mena.
5. Mejoramiento del proceso de extracción de algunos minerales con, por nombrar alguno, telurio, “platas rojas” los cuales descomponen mucho más rápido dependiendo del nivel de alcalinidad. En distintas situaciones, con fines particulares, son utilizados diversos álcalis a fin de conseguir alcalinidad en el medio, primordialmente NaOH o soda caustica y Na_2CO_3 o ceniza de sosa. Esta alcalinidad no debe ser muy elevada, solamente debe mantenerse en un rango conocido como “alcalinidad protectora”.

El motivo para prevenir la alcalinidad excesiva se debe al retraso de la respuesta producida al momento que el $\text{pH} > 12$; esta respuesta ha sido analizada por Barsky y su equipo, cotejando $\text{Ca}(\text{OH})_2$ y NaOH agregado en distintos niveles de alcalinidad.

El $\text{Ca}(\text{OH})_2$ también es preferible el NaOH cuando se trata de algún mineral sulfurado de Au y Ag, este último ocasiona mucha más cantidad de sulfocianuros (CNS^-), la cual contamina esta solución.

De manera práctica y para evitar usar en exceso la cal, es porque el CO_2 en el aire es absorbido más fácilmente cuando mayor contenido de $\text{Ca}(\text{OH})_2$ hay en esta mezcla, este CaCO_3 derivado obtura la tela del filtro, los cuales deben reemplazarse más frecuentemente.

De la misma manera, mientras dura el proceso de precipitación con el zinc, se origina (por la

gran alcalinidad) el que se forme Zn(OH)_2 , precipitado blanco nocivo en recuperar el oro y la plata en esta mezcla. (Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

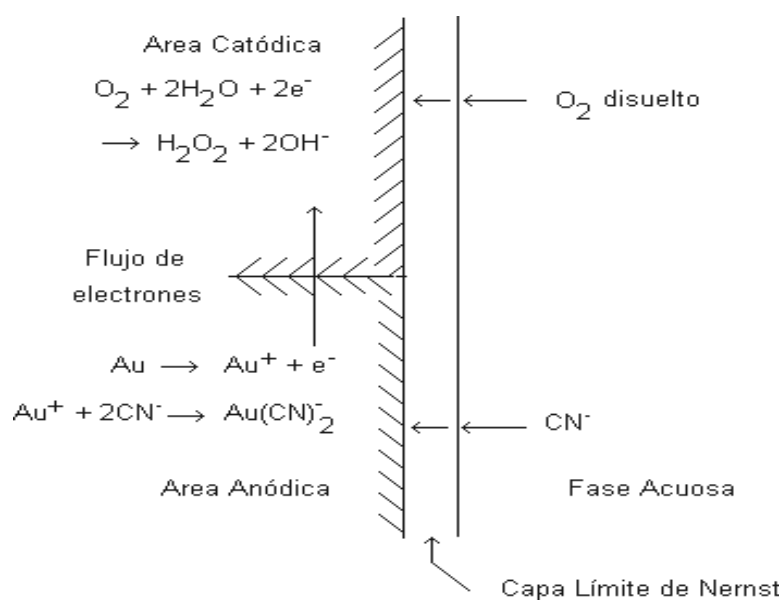
3.6. CINÉTICA DE LAS REACCIONES ELECTROQUÍMICA

Los agentes que pueden afectar la celeridad para la disolución del oro se identifican como las uniones de oxígeno y cianuro, pH, temperatura, superficie del oro expuesto, movimiento, transmisión de masa y aparición de diferentes iones en esta solución.

Si consideramos que se tiene una disolución electroquímica tal como:

Figura 10

Representación de la disolución del oro sobre soluciones de cianuro



Fuente: <https://fdocuments.ec/document/hidrometalurgia-i-o-benavente.html>.

3.7. CINÉTICA DE LA REACCIÓN DE CIANURACIÓN

Habashi desarrolló la ecuación cinética de este procedimiento con el uso del criterio de Nerst, considerando un manto de solución (manto limitante) junto con la superficie metálica, por medio de la cual estas sustancias reaccionantes se difunden, basándose en la llamada Ley de Fick.

$$V = \frac{2AD_{CN^-}D_{O_2}|CN^-||O_2|}{\delta\{D_{CN^-}|CN^-| + 4D_{O_2}|O_2|\}}$$

Dónde:

V = velocidad de reacción en equiv-g/s

A = área del metal en contacto con la fase acuosa en cm²

D = coeficiente de difusión, 1.83x10⁻⁵ y 2.76x10⁻⁵ cm²/s para el CN⁻ y O₂ resp.

|| = concentraciones en mol/ml del CN⁻ y O₂ disueltos.

δ = espesor de la capa limitante, varía entre 2 a 9x10⁻³ cm, dependiendo de la velocidad y el método de agitación.

A bajas concentraciones de cianuro de cianuro, el primer término en el denominador puede ser despreciable, la ecuación se simplifica a:

$$V = \frac{AD_{CN^-}|CN^-|}{2\delta} = K_1[CN^-]$$

Esto implica que, en menores cantidades de cianuro, su rapidez para disolverse dependerá solamente del grado de concentración del cianuro.

A concentraciones altas de cianuro, el segundo término en el denominador puede ser despreciable, la ecuación se simplifica:

$$V = \frac{2AD_{O_2}|O_2|}{\delta} = K_2[O_2]$$

Esto implica que cuando son mayores las concentraciones del cianuro, su celeridad para disolución dependerá de los niveles de acumulación del oxígeno. La velocidad de disolución alcanza su valor límite cuando: (Misari Chuquipoma, F. S. 2010)

$$[CN^-](DCN^-) = 4(D_{O_2})[O_2]$$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = \frac{4(D_{O_2})}{(DCN^-)}$$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6$$

3.8. TERMODINÁMICA DE LIXIVIACIÓN DEL ORO

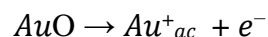
La termodinámica de sistemas acuosos la forma más conveniente de representar es de manera representativa con los denominados “diagramas de Pourbaix” o diagrama potencial – pH. Son bastante utilizadas estas representaciones por la hidrometalurgia debido a que consiente representar las posibles reacciones, sin necesidad de apelar a una sistematización termodinámica en aquellos acontecimientos que suceden dentro de un entorno húmedo. La limitación destacada para esta puesta en marcha de los llamados diagramas termodinámicos, tiene que ver con la predicción de tendencias para la ocurrencia de fenómenos, no así la velocidad con la que los mismos puedan sobrevenir. Desde el punto de vista práctico, estas velocidades de reacción varían desde valores tan elevados que solo se pueden controlar a través de restricciones para la transmisión de concentración o en niveles menores que demanden ciclos geológicos en los que se pueda ver directamente el

fenómeno. Al ralentizarse la cinética, para ciertas reacciones, puede conducir algunas fases sólidas a que vivan en un contexto lejos de su rango de estabilidad termodinámica, también puede ocurrir que las fases sólidas no se constituyan en condiciones termodinámicas favorables, haciéndolo otras en lugar de estas, como las etapas meta-estables; como la aceleración por hidróxido de hierro.

Para estos casos es de gran utilidad el diagrama Eh - pH reformados para que tomen en consideración las fases metaestables.

3.8.1. Diagrama de Pourbaix Au-H₂O a 25°C

Se considera la respuesta del oro en temperatura natural, donde [Au] = 10⁻⁴ M, mezclada con el aire, asumiéndose el proceso de oxidación de metal en forma aurosa, Au (+1) así:



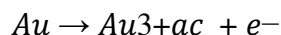
Por la ecuación de Nernst el potencial será:

$$E = E^0 + 2.303 \frac{RT}{nF} \log\left(\frac{a_{Au^{+}}}{a_{Au^{+}}}\right)$$

Si se asume la actividad de metal como 1 y que el movimiento de la muestra diluida de Au⁺ es similar al grado de agrupación molar [Au⁺] de 25°C, esta fórmula de Nernst pudiese expresarse:

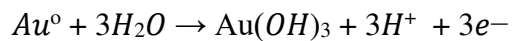
$$E = 1.45$$

Al igual que con la oxidación llevada a una fase aúrico Au (3+) se presenta:

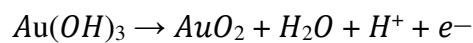


$$E = 1.42$$

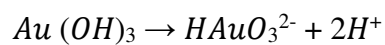
Igualmente, al momento de producirse la oxidación, el metal lograría interactuar con el entorno ambiental:



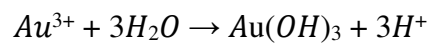
$$E = 1.457 - 0.06pH$$



$$E = 2.630 - 0.06pH$$



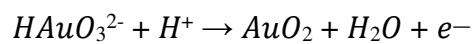
$$pH = 13.29$$



$$pH=1.93$$



$$E = 2.747 - 0.24 pH$$

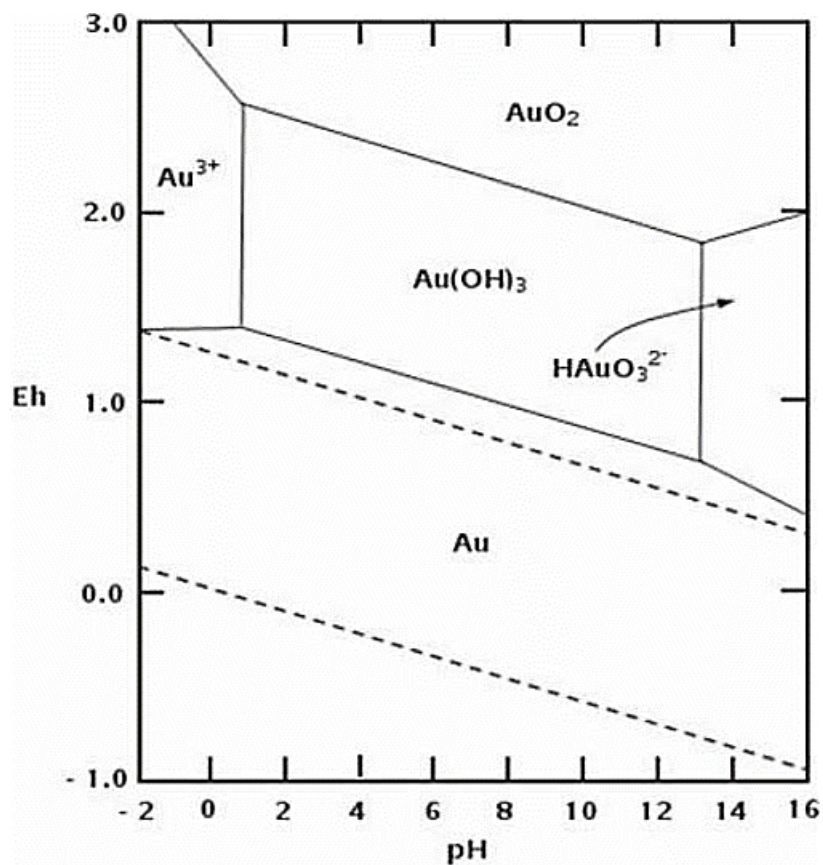


$$E = 1.062 - 0.06 pH$$

Fuente: Misari Chuquipoma, F. S. (2010)

Figura 11

Diagrama Pourbaix Sistema Au-H₂O a 25°C para [Au]=10⁻⁴ M

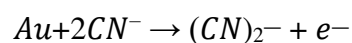


Fuente: Misari Chuquipoma, F. S. (2010)

Se observa en el diagrama representaciones oxidadas de oro existentes solamente al producirse potenciales superiores al rango mayor contextual de permanencia con el agua. En este sentido, se concluye que al estar ausentes los elementos ligantes apropiados, no se oxidará el oro por el oxígeno diluido en el agua, debido a que este frente a los álcalis fuertes y ácidos fuertes, la respuesta oxidante será insuficiente en este propósito.

3.8.2. Diagrama de Pourbaix Au-H₂O-CN a 25°C

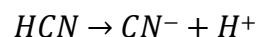
Para el diagrama de Pourbaix el método Au-H₂O-CN- para [Au] = 10⁻⁴ M y [CN] = 10⁻³ M, presenta respuestas implicadas como:



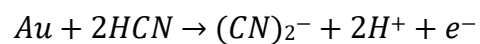
$$E = -0.6418 + 0.06 \log(CN)_2^- - 0.12 \log CN^-$$

$$E = -0.522$$

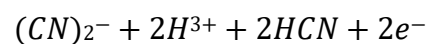
Debido a que la agrupación de CN⁻ no depende del pH ni de la totalidad del cianuro agregado, el grado de concentración del cianuro se afecta por la hidrólisis que este contiene.



$$pH = 9.22 + \log |CN^-| |HCN|$$



$$E = 0.588 - 0.12 pH$$



$$E = 1.832 + 0.06 pH$$



$$E = 1.891 - 0.03 pH$$



$$E = 2.446 - 0.09 pH$$

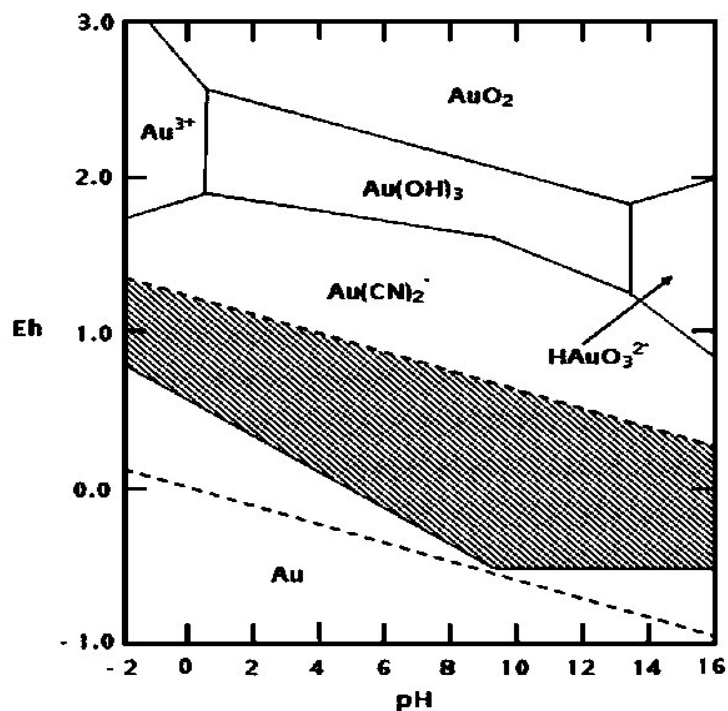


$$E = 3.23 - 0.15 pH$$

Fuente: Misari Chuquipoma, F. S. (2010)

Figura 12

Diagrama de estabilidad potencial Eh- pH para el sistema Au – H₂O – CN- a 25



Fuente: Misari Ch., Fidel Sergio. (2010)

Se observa cómo la adición de cianuro disminuye el potencial de disminución del oro, facilitando su disolución. Así pues, el oro se podrá disolver en una solución aurora, con la existencia de un generador oxidante de consumo de electrones.

De tal modo que, se hace necesaria la manifestación de oxígeno, peróxido, aire y un nuevo elemento oxidante a fin de disolver el oro en soluciones cianuradas. (Misari Chuquipoma, F. S. (2010). & Habashi, F.(1967))

3.9. EFECTO DE LAS IMPUREZAS

Los componentes ajenos a este paso de cianuración y sus impurezas producen diversos resultados para la rapidez de la disolución, aparte de ocasionar un mayor consumo

del lixiviante, en ocasiones; la aparición de estas impurezas pudiese impedir fuertemente la respuesta, haciéndose antieconómico el proceso.

Al encontrarse presente los minerales consumidores de oxígeno y cianuro, como es el caso de los sulfuros y óxidos de hierro, señalan que mientras ocurre el proceso de lixiviación, será controlado el compuesto oxidado por la concentración de cianuro, en el caso del compuesto sulfurado este control será ejercido por el oxígeno disuelto.

La presencia de arcillas, dificultan el proceso de lixiviación obstaculizando la propagación de oxígeno en esta solución. Diferentes minerales suelen presentarse en menor cantidad, tal y como la calcopirita, la esfalerita y la galena, cumpliendo la función de consumidor de cianuro.

Se puede encontrar, de manera frecuente, el telurio en las menas auroargentíferas. Esta situación se observa al momento que, a manera de compuestos de oro y telurio la mena que lo contiene no responde a estos procesos de lixiviación, impidiendo así la extracción del oro y proporcionándole refracteriedad química a este mineral.

Tanto el antimonio como el arsénico pueden hallarse como estibina (Sb_2S_3) y arsenopirita (FeAsS). Minerales estos que pueden ser perjudiciales durante la etapa de cianuración, debido a que la estibina es un enérgico consumidor de oxígeno y cianuro y la arsenopirita agota el oxígeno creando un producto que se abraza a la partícula de oro impidiendo su reacción con el cianuro.

La cantidad de cobre, hierro, zinc, azufre y plomo corroboran la representación de calcopirita (CuFeS_2), galena (PbS), esfalerita (ZnS), piritita (FeS_2) y hematita (Fe_2O_3). Este mineral sulfurado tiene porcentajes mayores de plomo, zinc y azufre, con relación al oxidado, se conducen como consumidores de cianuro. (Lu Jianming, Dreisinger D. B., Cooper C. K)

3.10. EFECTO DE LOS MINERALES

La forma de la ocurrencia del oro y su asociación con la ganga indica si el mineral puede o no ser procesado por el método de lixiviación en pila. Desde un punto de vista metalúrgico, los minerales de oro pueden ser gruesamente clasificados como:

- Óxidos simples que contienen partículas finas de oro nativo en una ganga de cuarzo o piedra caliza.
- Sulfuros simples en los cuales el oro está asociado con menores cantidades de pirita o arsenopirita.
- Material aluvial o de placeres.
- Minerales refractarios o complejos en los que las especies de mineral se contienen oro no son fácilmente solubles en solución de cianuro.
- Minerales de metal base complejos en donde los metales preciosos son constituyentes económicamente importantes.
- Minerales de metal base en donde los metales preciosos son de menor valor y son subproducto de tratamiento.

De estos solamente los óxidos simples y ciertos minerales sulfurados y de placeres son apropiados para la lixiviación en pila. Estos minerales poseen características como:

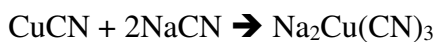
- Los valores de plata y oro son lixiviable por cianuración.
- El tamaño de las partículas de oro es extremadamente pequeño.
- La roca “madre” es porosa a la solución de cianuro y permanece permeable durante el ciclo de lixiviación relativamente largo.
- Las partículas de oro en los minerales de baja porosidad son liberados o expuestos por fracturamiento y chancado.

- El mineral está libre de materiales carbonaceos que tienen la capacidad de adsorción del cianuro de oro y causan prematura precipitación del oro.

3.10.1. Minerales de Cobre

Uno de los elementos más dañinos para el proceso de cianuración es el cobre, siendo un agente consumidor del cianuro libre en la solución dilatando la disolución (cianicidas); afecta además en la precipitación, generando dificultades en la subsiguiente operación de fusión.

La mayor parte de estos minerales frecuentes del cobre se diluyen en cianuro creando cianuros cuprosos y/o cúpricos. Estos con desproporción de NaCN, crean los complejos: Cu(CN)_2^- , Cu(CN)_2^- y Cu(CN)_3^- ; compuestos estos insolubles tanto en agua como en ácidos disueltos o levemente solubles para álcalis cáusticos o en soluciones amoníacas.



Distintos compuestos formados son los tiocianatos o sulfocianatos de cobre Cu(CNS) , Cu(CNS)_2 , los cuales contaminan la solución e influyen indirectamente en la disolución de oro. Otros compuestos tales como la bornita, la calcosina, la covelina, la enargita, la malaquita, la azurita, la cuprita, el cobre metálico y la tenorita pueden ser arremetidos por el cianuro. Este ataque con cianuro se observa en menor grado para la tetraedrita, la calcopirita y la crisocola; sin embargo, cuando se encuentran estos minerales en proporciones superiores de 1% a 2% demandará sea removido el cobre por proceso de lixiviación o flotación selectiva, anterior a la cianuración.

Se considera bastante aceptable la lixiviación con cianuro, ya que se valora como un método industrial calificado para la recuperación de la plata y el oro; no obstante, el oro continuamente se asocia a la mena mineral de cobre.

De tal modo que estos minerales constituyen una problemática gracias a la disolución en soluciones cianuradas; debido a que la reacción del cobre forma un compuesto de cianuro de cobre, acrecentando el gasto del cianuro para disminuir los niveles de extracción de la plata o el oro, ameritando más cianuro para la solución. (Cobos, O. F. H., Reyes, J. L. T., & García, L. C. F. 2007)

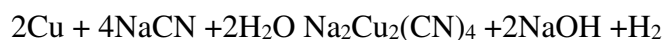


Tabla 3

Solubilidad de Minerales de Cobre a 23°C con el cianuro, Expresado en porcentaje

MINERAL	FORMULA	% EXTRACCION COBRE
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2
Cuprita	Cu_2O	85.5
Crisocola	CuSiO_3	11.8
Calcosita	Cu_2S	90.2
Calcopirita	CuFeS_2	5.6
Bornita	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita	$3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8
Tetraedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Cobre Metálico	Cu	90.0

Fuente: Hedley y Tabachick.

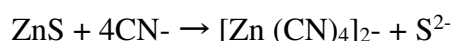
3.10.2. Minerales de Zinc

Debido a que los minerales de zinc, se encuentran con poca frecuencia y por lo general en pequeñas cantidades con los minerales de oro, su solubilidad en los sistemas de lixiviación de cianuro en general es de importancia limitada. El zinc crea cianógenos complejos, sin

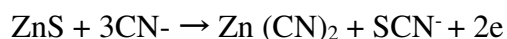
embargo la consecuencia sobre su disolución es menor que cuando los causan minerales de cobre. (Lu, J., Dreisinger, D. B., & Cooper, W. C. 2002)

La representación para el Zinc (en estas mezclas) suele ser bastante frecuente, ya que se considera uno de los principales precipitantes empleados. La composición de Zinc que contienen las soluciones se incrementa más en aquellos minerales argentíferos por encima de los auríferos, ya que se precisa una cantidad superior de Zinc con el fin de arrojar aquella plata diluida.

El zinc que resulta de este proceso de cianuración se consigue con la formación del complejo $(\text{Zn}(\text{CN})_2-4)$ de acuerdo con la reacción siguiente: (Linares, N. 2008)



Los minerales sulfurados de zinc responden de la manera siguiente:



La rapidez de emulsión del oro y el gasto de cianuro se produce por la producción del tiocianatos (SCN^-).

Tabla 4

Solubilidad de minerales de zinc en cianuro

MINERALES DE ZINC	% ZINC DISUELTO EN CIANURO
Hemimorfita (Zn_2SiO_4)	13.1
Calamina ($\text{H}_2\text{Zn}_2\text{SiO}$)	13.4
Esfalerita (ZnS)	18.4
Franklinita (Fe,Mn,ZnO , $(\text{Fe,Mn})_2\text{O}_3$)	20.2
Hidrozinca $(3\text{ZnCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O})$	35.1
Zincita ZnO	35.2
Smithsonita (ZnCO_3)	40.2

Fuente: F. Habashi

3.10.3. *Minerales de Hierro*

Esta solución de cianuro posee respuesta ligera sobre el hierro metálico, al igual que para la mayor parte de minerales de hierro. Algunos minerales oxidados férricos, a decir la limonita, la hematita, la siderita y la magnetita, suelen ser inmunes a mezclas de cianuro.

Aquellos minerales sulfurados ferrosos, se alteran en particular la dimensión de la partícula, así como la condición de la solución.

El Fe forma con el CN⁻, un par de agregados, ferrocianuros $\text{Fe}(\text{CN})_4^{4-}$ y Fe^{+2} , compuestos estables en las condiciones normales de cianuración, la consecuencia perjudicial del hierro, radica porque estos minerales sulfurados de hierro suelen oxidarse en sulfatos divisibles, con lo cual se consume el oxígeno de esta solución para mostrarse consecutivamente por el cianuro autónomo en la composición.

La pirita (FeS) se considera como el sulfuro más invariable. Sin embargo, la marcasita a pesar de poseer una composición a la de la pirita disminuye su estabilidad, ya que tiene un sistema cristalográfico diferente, la pirrotita por ser variable en su composición es el más inestable, la presencia de estos se tornaría bastante perjudicial durante este proceso. (Vargas, J. 1990)

Al no eliminarse mediante lavado las sales metálicas, estas pudiesen producir mermas en el cianuro, incluso aunque se le añada gran cantidad de cal. Esta debe transformarse con las sales metálicas para producir en el cianuro hidratos metálicos solubles.

Tabla 5*Solubilidad de minerales de hierro con el cianuro*

MINERAL	GRADO DE DISOLUCIÓN EN CIANURO
Pirrotita	Rápidamente soluble
Pirita	Moderadamente soluble
Hematita	Insoluble
Magnetita	Insoluble

Fuente: F. Habashi.

3.10.4. Minerales de Arsénico y Antimonio

Al mencionar los sulfuros de antimonio y arsénico, entre los que se destacan el oropimente (As_2S_3), el rejalgar (As_2S_2), la estibina y la arsenopirita (FeAsS) se hace necesario aclarar que su cianuración es realmente compleja. Al perder su efecto lixivante se deterioran las soluciones, así como también disminuyen las extracciones de oro. Esta situación se produce porque se segmentan el antimonio y el arsénico al disolverse con el cianuro. Originando sulfuros alcalinos, los cuales son compuestos reductores enérgicos identificables al momento de titular con nitrato de plata y produciéndose las primeras gotas en un precipitado oscurecido.

De estos minerales se considera el oropimente como el más perjudicial, así como también lo son el rejalgar, la estibina y la arsenopirita (cuya descomposición se realiza en pequeñas proporciones, con un efecto poco más o menos insignificante para la cianuración). La antimonita (Sb_2S_3) impide fuertemente la cianuración.

Como opción también se presenta controlar el nivel alcalino en el compuesto pH de 10, considerada mayormente propicia, al igual que la añadidura de agentes aceleradores (como las sales de plomo). Las funciones realizadas por las sales de plomo se caracterizan por: en

primer lugar, arrojar los sulfuros solubles y, en segundo lugar, alterar los tioantimonitos o tioarsenitos. Posterior al oxidado a tiocianatos se encuentra el sulfuro de plomo precipitado. Las distintas composiciones de plomo formado, tal como los hidróxidos, cianuros o plumbitos, suelen ser levemente solubles sobre aquellas mezclas alcalinas de cianuro, admitiendo además arrojar mayor cantidad de sulfuro, así como dividir mayor cantidad de tioarsenitos.

Al estar presentes los iones de metales: (Fe^{3+}), (Fe^{2+}), (Cu^{2+}), (Ni^{2+}), (Zn^{2+}) y (Mn^{2+}) sobre esta solución lixivante, se posterga el proceso de cianuración del oro. (Vargas, J. 1990)

CAPÍTULO IV

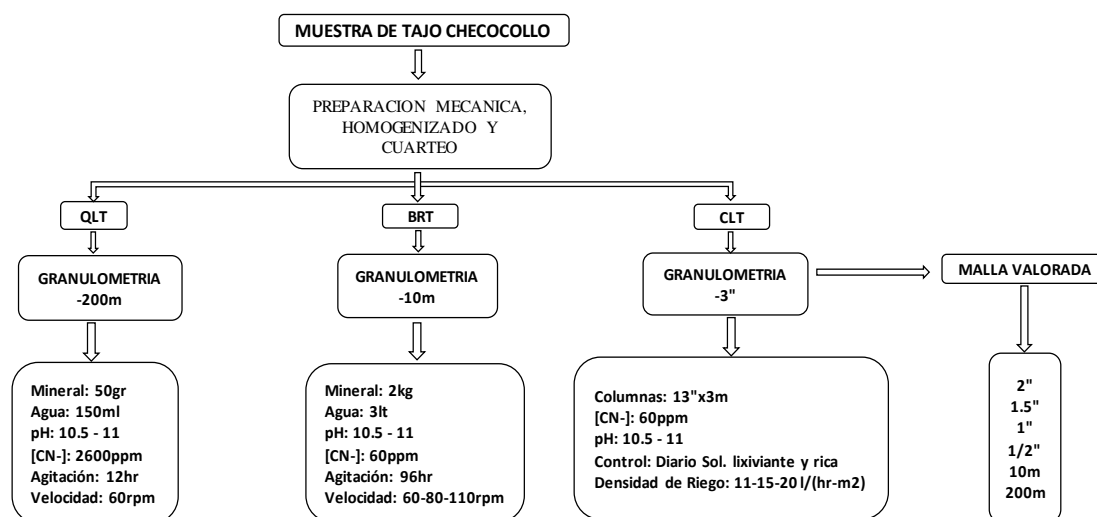
METODOLOGIA Y DESARROLLO

4.1. DISEÑO DE LA EXPERIMENTACION

En el presente trabajo de tesis la investigación realizada es experimental ya que se utiliza los experimentos y principios encontrados en el método científico; porque se aplican los conocimientos de caracterización de muestra y procesos de cianuración los cuales son aplicados para solucionar problemas en la extracción de oro de minerales oxidados de alta sulfuración.

Figura 13

Protocolo de pruebas metalúrgicas.



Fuente: Elaboración propia.

4.2. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

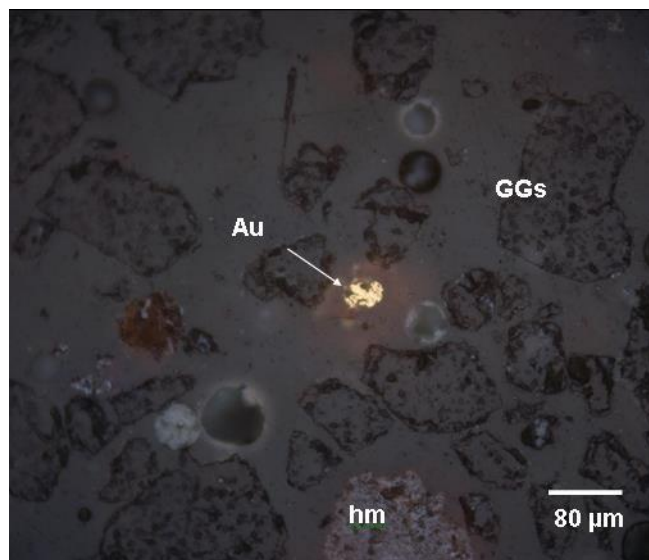
En zona sur del Perú, se ubica en el Cerro Checocollo el área del tajo. Las rocas volcánicas (mayormente andesitas que actúan como marco geológico lo constituye) e integran dacitas en la Formación Huilacollo. Con ello se representa la geometría del depósito como aquel sistema de brechas y vetas que se corresponden con un yacimiento epitermal.

En el ambiente epitermal esta asociación es la habitual, donde la plata se muestra relacionada con el oro (electrum), en ocasiones la plata nativa, los sulfosales y asimismo el oro nativo. La plata sobreviene como acantita o sulfosales en Checocollo (la cual es una argentita de temperatura baja).

La mineralización es la de óxidos, que contienen metales preciosos (oro y plata), diseminándose; tratándose de un depósito de estilo epitermal de alta silicificación denominándose alteración sílice granular. La unión más característica es la producida entre oro, cinabrio, oropimente, rejalgar y azufre. La cual se relaciona con la silicificación aguda, con las áreas de brechas, con las relaciones litológicas y con las áreas de brechas impregnadas de óxido de hierro. Tanto el antimonio, como el mercurio y el azufre exponen un gran aumento al momento que los valores de plata y oro se encuentran mayormente altos.

Figura 14

Grano de oro nativo (Au)

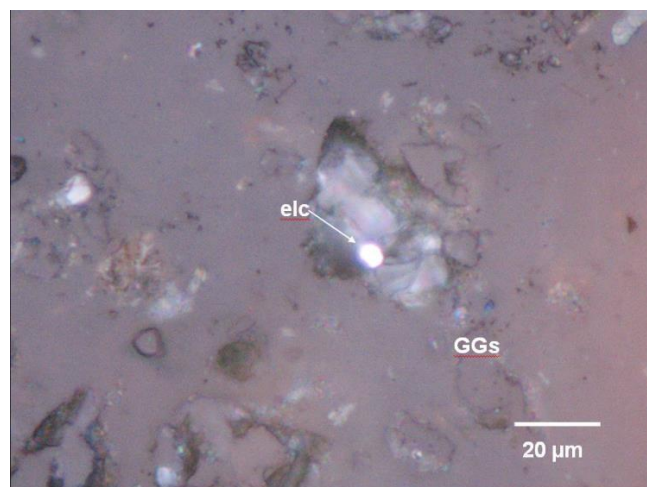


Fuente: Informe interno de Geología.

En esta muestra se ubicó el grano de oro nativo (Au) de inusual tamaño. Está rodeado por granos de ganga (GGs) y por óxidos de hierro como la hematita (hm).

Figura 15

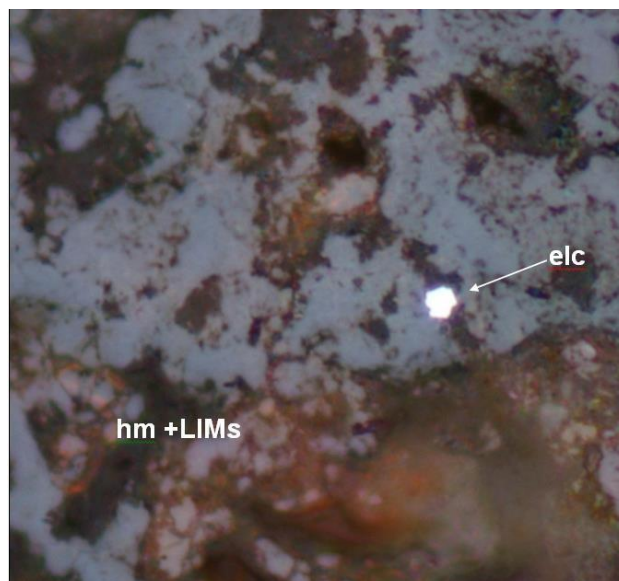
Posible grano de electrum (elc)



Fuente: Informe interno de Geología.

Figura 16

Granos de electrum (elc)



Fuente: Informe interno de Geología.

En la Figura 16 podemos apreciar uno de los escasos granos de electrum (elc) en la muestra y se encuentra intercrecida con la ganga (GGs) teñida por la hematita (hm) y limonitas (LIMs).

4.3. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA

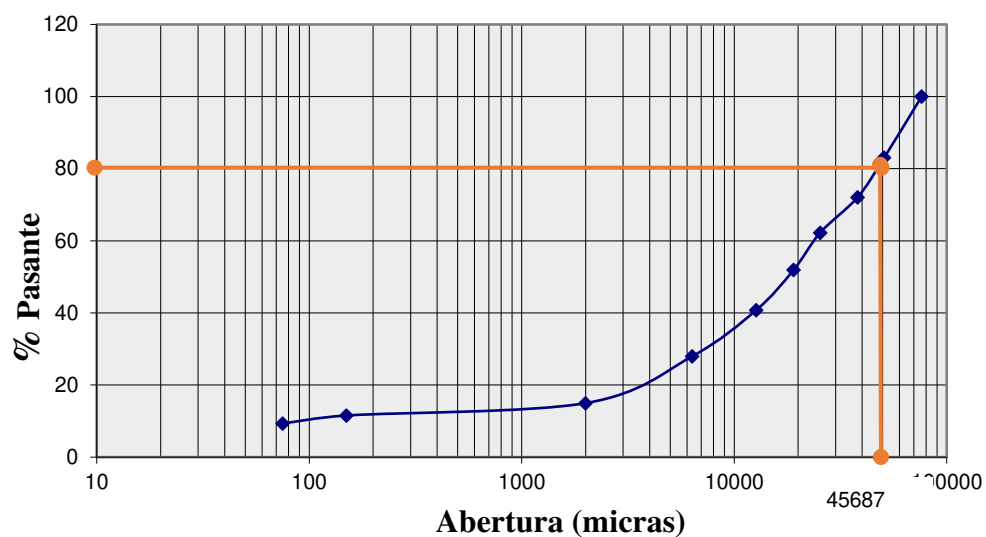
Tabla 6

Análisis granulométrico

P80									
Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido seco Kg	Peso retenido %	Peso retenido acumulado %	Peso pasante acumulado %	Log X	Log Y	Log Y'	Y'
6"	152400	0.00	0.00	0.00	100.00	5.18	2.00	2.05	112.54
5"	127000	0.00	0.00	0.00	100.00	5.10	2.00	2.02	105.75
4"	101600	0.00	0.00	0.00	100.00	5.01	2.00	1.99	98.01
3"	76200	0.00	0.00	0.00	100.00	4.88	2.00	1.95	88.85
2"	50800	18.53	16.01	16.01	84.0	4.71	1.92	1.89	77.38
1 1/2"	38100	12.03	10.39	26.40	73.6	4.58	1.87	1.85	70.15
1"	25400	10.75	9.29	35.69	64.3	4.40	1.81	1.79	61.09
3/4"	19050	11.28	9.74	45.43	54.6	4.28	1.74	1.74	55.38
1/2"	12700	12.23	10.56	56.00	44.0	4.10	1.64	1.68	48.23
1/4"	6350	9.60	8.29	64.29	28.0	3.80	1.45	1.58	38.08
10	2000	18.63	16.09	80.38	19.6	3.30	1.29	1.41	25.68
100	150	4.52	3.90	84.29	11.6	2.18	1.06	1.03	10.62
200	75	7.68	6.63	90.92	9.1	1.88	0.96	0.92	8.38
-200	10	10.51	9.08	100.00	0.00				
W muestra		115.76							

Intercepto eje Y	0.284
Coef. de correlación	0.982
Coeficiente (X)	0.341
	<u>1.923</u>
P(80)	= 45687.0 micras
P(80)	≡ 1.80 pulgadas

Fuente: Elaboración propia.

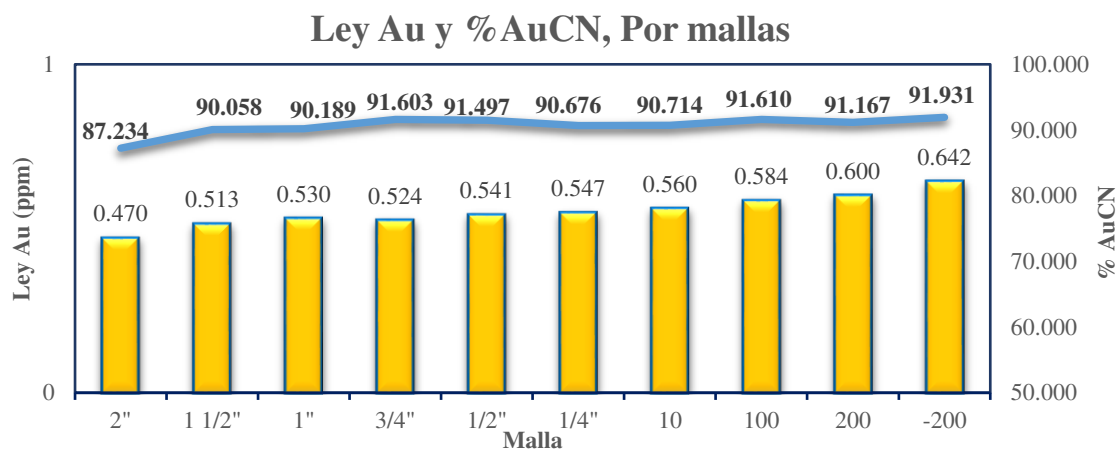
Figura 17*Curva granulométrica*

Fuente: Elaboración propia

Tabla 7*Malla Valorada de Muestra de Cabeza*

Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido %	Ley de CABEZA (ppm)		
			Au	AuCN	% AuCN
2"	50800	16.01	0.470	0.410	87.23
1 1/2"	38100	10.39	0.513	0.462	90.06
1"	25400	9.29	0.530	0.478	90.19
3/4"	19050	9.74	0.524	0.480	91.60
1/2"	12700	10.56	0.541	0.495	91.50
1/4"	6350	8.29	0.547	0.496	90.68
10	2000	16.09	0.560	0.508	90.71
100	150	3.90	0.584	0.535	91.61
200	75	6.63	0.600	0.547	91.17
-200	10	9.08	0.642	0.590	91.93
		100.0	0.542	0.491	90.67

Fuente: Elaboración propia

Figura 18*Ley de cabeza por malla*

Fuente: Elaboración propia

4.4. MUESTRA DE CABEZA

Para las pruebas de esta investigación metalúrgica se tomó muestra de mineral del tajo Checocollo.

4.5. ANÁLISIS QUÍMICO

Se realizó un análisis ICP que permite analizar una gran cantidad de elementos simultáneamente. De los resultados obtenidos se resuelve que la única especie de valor es el oro con una ley de 0.546 gr/ton, asimismo se ha considerado el análisis de la plata que registra un valor de 6.3 gr/ton.

Tabla 8*Cuadro de análisis de químico*

Elemento	Unidad	Ley promedio	
Au	(gr/t)	0.546	
Ag	(gr/t)	6.30	
Elemento	Unidad	Muestra-1	Muestra-1dupl
Al	%	0.17	0.19
As	PPM	52	53
Ba	PPM	97	95
Be	PPM	<0.5	<0.5
Bi	PPM	21	23
Ca	%	<0.01	<.01
Cd	PPM	<1	<1
Co	PPM	5	7
Cr	PPM	254	252
Cu	PPM	11.6	11.8
Fe	%	0.52	0.55
Ga	PPM	<10	<10
K	%	0.02	0.02
La	PPM	0.6	0.6
Li	PPM	<1	<1
Mg	%	<0.01	<0.01
Mn	PPM	64	63
Mo	PPM	10	12
Na	%	0.17	0.18
Nb	PPM	5	6
Ni	PPM	13	11
P	%	<0.01	<.01
Pb	PPM	19	18
S	%	0.1	0.1
Sb	PPM	47	48
Sc	PPM	0.9	0.9
Sn	PPM	10	10
Sr	PPM	6.2	6.4
Ti	%	0.13	0.12
Tl	PPM	<2	<2
V	PPM	7	8
W	PPM	<10	<10
Y	PPM	<0.5	<0.5
Zn	PPM	15.9	16
Zr	PPM	34.8	34.6
S Total	%	0.1	0.1

Fuente: Reporte laboratorio químico SGS del Perú.

4.6. PREPARACIÓN MECÁNICA Y CORRIDAS DE PRUEBA

4.6.1. *Herramientas a Utilizar*

- Chancadora primaria.
- Chancadora secundaria.
- Cuarteador rotatorio GILSON.
- Bobcat.
- Montacargas.
- Rotap.
- Estufa de secado 105°C.
- Balanza digital.
- Mesa de rodillos.
- pH metro.
- Papel filtro.
- Materiales de vidrio.
- Pizeta.
- Tamiz.
- Bandeja de metal plano.
- Contenedores de plástico.
- Botellas.
- Palas.

4.6.2. *Materiales Para las Pruebas*

- Muestra de mineral aurífero.
- Agua de proceso.
- Nitrato de plata.
- Rodamina.
- NaCN.
- Cal.
- Agua destilada.

4.6.3. *Descripción de las Pruebas*

Con el propósito de hacer una comparación de extracciones por efecto de cambio de variables, se realizaron las pruebas de Quick Leach Test (QLT), Bottle Roll Test (BRT) y Columnas.

El mineral es del tajío Checocollo y se dispone de una cantidad necesaria para las pruebas, el cual es preparado a una granulometría de 100%-3”

Se homogeniza la totalidad del mineral sobre la plataforma, constituyendo una forma cónica apoyándose en las palas y/o con equipo mini cargador (BOBCAT).

Después de homogenizar el mineral se extiende el cono formando una torta la cual se divide en cuatro partes iguales, dos partes opuestas se vuelven a homogenizar formando un nuevo cono, el nuevo cono homogenizado se vuelve a extender formando otra torta a la cual se fragmenta en cuatro partes iguales y de esta forma seguidamente, hasta obtener la totalidad de mineral obligatorio requerido en las pruebas de QLT, BRT, COLUMNAS y análisis de ley de cabezas.

4.6.4. Descripción de la Prueba Rápida de Cianuración – QLT

La muestra para QLT se seca en la estufa a una temperatura de 40°C; luego de secado se pulveriza a 100% - m200; del cual se toma 50 gr de muestra previamente homogenizado, la relación S/L es de 1/3; la concentración de cianuro libre es de 2600 ppm; a estas condiciones se agita en una mesa de rodillos durante 6 horas a 60 RPM. Al finalizar la prueba se filtra para obtener solución clara para su análisis químico. Según procedimiento operativo: LAB-PU-PO-012 PRUEBA DE LIXIVIACION RAPIDA (QLT).

4.6.5. Descripción de la Prueba en Botella – BRT

La muestra para BRT se seca en la estufa a una temperatura de 40°C; luego de secado se pasa por la chancadora secundaria con el fin de obtener la muestra a 90% - m10; según Nomograma se debe tomar una muestra de 2 Kg. de muestra previamente homogenizado, la relación S/L es de 1/1.5. La concentración de cianuro libre con la que realizaremos la prueba, es de 60, a estas condiciones se agita en una mesa de rodillos durante 96 horas a 60rpm, 80 rpm y 110 rpm; el control de esta prueba se hace en 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas. En las horas indicadas se hace control de: fuerza de cianuro, pH y se obtiene solución clara para su análisis químico, a la misma vez se reajusta la concentración de cianuro y repone solución para mantener las condiciones iniciales de prueba.

Al finalizar la prueba el mineral lixiviado (RIPIO de BRT) se lava hasta eliminar el cianuro libre remanente y se coloca en una bandeja para secar en la estufa a una temperatura de 40°C; una vez seco la muestra se envía para su análisis químico de ripio. Según procedimiento operativo: LAB-PU-PO-013 PRUEBA DE LIXIVIACION EN BOTELLA (BRT).

4.6.6. Descripción de la Prueba en Columna

Con la muestra para las columnas, 100% - malla 3", se realiza la operación de homogenizado y cuarteo por conos hasta obtener muestra para seis columnas.

Habitualmente suele utilizarse la analogía 6 a 1 (eje del tubo frente a dimensión máxima de la partícula) a fin de reducir el "Efecto de pared" (derivación donde esta mezcla fluye por los paneles del tubo evitando el contacto con este mineral).

Estas columnas a cargar tienen las siguientes dimensiones 13" de diámetro por 3m de altura.

La muestra de mineral que se va a cargar a las columnas es homogenizada con una determinada cantidad de óxido de calcio, de acuerdo a las pruebas de BRT, para dar la alcalinidad protectora al mineral a un pH óptimo de 10.5 a 10.7.

Una vez cargada las columnas se acondicionan para comenzar la lixiviación de acuerdo a los parámetros establecidos para la prueba, las densidades de riego que utilizaremos son: 11L/Hr-m², 15L/Hr-m² y 20L/Hr-m²

Tabla 9

Condiciones de la prueba en columnas

COLUMNAS	1	2	3
Granulometría	100% -3"	100% -3"	100% -3"
Densidad de riego (l/hr-m²)	11	15	20
Peso Húmedo (Kg)	453	452	450
% Humedad	2.09	2.08	2.13
Peso Seco (Kg)	443.53	442.60	440.42
Ratio de Cal (Kg/t)	0.45	0.45	0.45
Fuerza de Cianuro Libre (ppm)	60	60	60

Fuente: Elaboración propia

4.6.7. Monitoreo y Control de Columnas

El control de las columnas se realiza cada 24 horas, manteniendo la densidad de riego establecido para la prueba.

Se inicia riego con 11, 15 y 20 l/(hr-m²) de acuerdo a lo que corresponde a cada columna y se anota la hora y fecha de inicio de riego y de la caída de la primera gota percolado.

Para todas las columnas se prepara solución de riego a 60ppm de concentración de cianuro, hasta el final de la prueba.

En la hora determinada de monitoreo y control, cuando ya se tiene solución de percolación colectada en los recipientes, se controla el volumen percolado, y se toman muestras para análisis químico por Au, al mismo tiempo se prepara solución lixivante para continuar con el riego; en ambas soluciones se determinan cianuro libre y pH.

Todos los controles antes mencionados se realizan cada 24 horas hasta que la ley de oro en la percolación sea < 0.03ppm.

Luego la columna entra a una etapa de lavado, para lo cual se prepara solución alcalina respetando la densidad de riego de la columna. Este lavado se realiza hasta que la concentración de cianuro libre este <10 ppm. La solución percolado es pesado y se analiza como si fuera control de columna.

Finalizada la fase del lavado, se hace necesario el drenaje de esta columna hasta obtener la menor cantidad de flujo de drenaje, luego esta mezcla se pesa y envía para su respectivo análisis.

Finalizada la fase de drenado la columna es aligerada, teniendo en consideración las disposiciones sobre seguridad presentes.

En seguida la totalidad del ejemplar descargado se homogeniza y cuartea a fin de conseguir ejemplar hacia la ley de ripio y porcentaje en humedad retenida para la columna. Según procedimiento operativo: LAB-PU-PO-029 CARGUIO, CONTROL Y DESCARGA DE COLUMNAS.

4.6.8. Variables que se Obtiene a Partir de la Prueba

- Densidad de riego.
- Ratio de consumo de agua.
- Tiempo de lixiviación.
- Extracción de oro.

CAPITULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. PRUEBA DE QLT

Se desarrolló seis pruebas, de acuerdo a la descripción anterior de prueba de QLT y a las condiciones que indica el cuadro siguiente.

Tabla 10

Condiciones de prueba - QLT

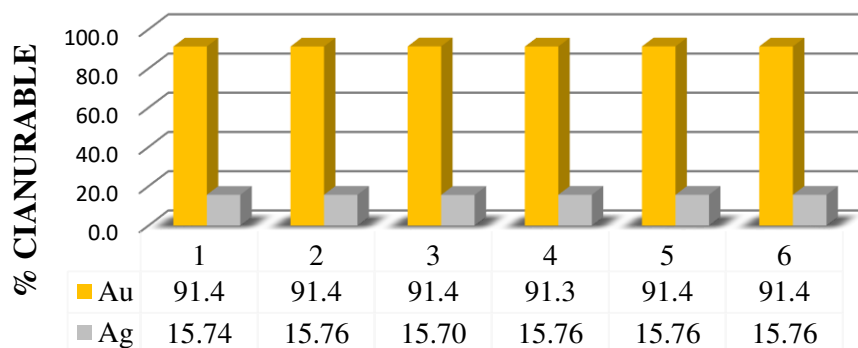
DETALLES	Cantidad
Peso seco de la muestra (gr.)	50
Peso del agua (gr.)	150
Granulometría de la muestra	100%-m200
Velocidad de agitación (rpm)	60
Tiempo de agitación (Hr)	6
Fuerza de CN ⁻ de trabajo (ppm)	2600

Fuente: Elaboración propia

Se corrió 6 pruebas de QLT por duplicado y se analizó por duplicado sus muestras cabeza y soluciones para cada prueba.

Figura 19

Cianurabilidad del Au y Ag



Fuente: Elaboración propia

Según la prueba de QLT, el mineral presenta alta cianurabilidad por encima de los 91% de extracción, esto es claro indicador que el mineral es lixiviable.

5.2. PRUEBA DE BRT (60ppm CN-)

Se desarrolló tres pruebas por duplicado, de acuerdo a la descripción anterior de prueba de BRT y a las condiciones que indica el cuadro siguiente.

Tabla 11

Condiciones de prueba - BRT

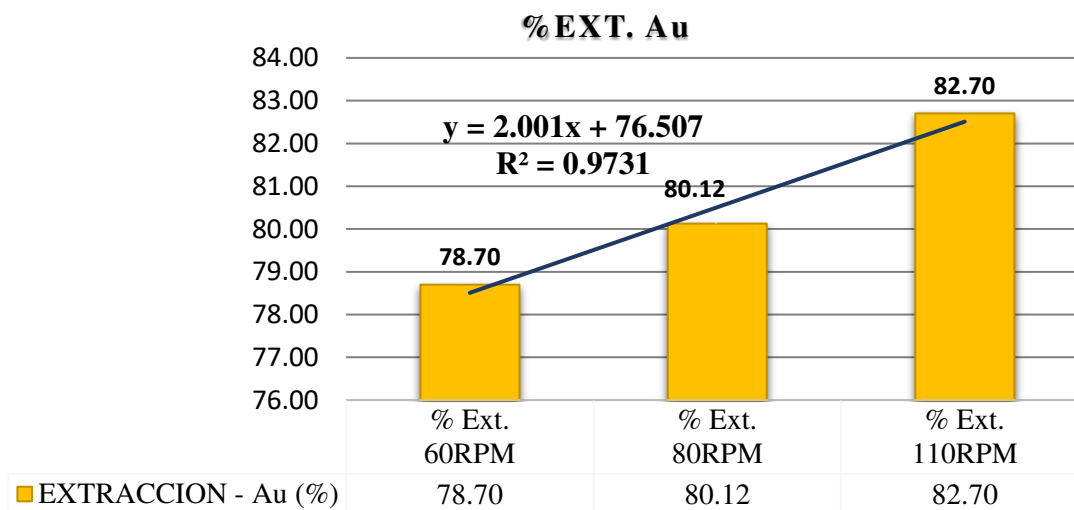
DETALLES	CANTIDAD
Peso seco de la muestra (Kg)	2.00
Peso del agua (Kg)	3.00
Granulometría de la muestra	90% - m10
Velocidad de agitación (rpm)	60 - 80 - 110
Tiempo de agitación (h)	96
Fuerza de CN ⁻ de trabajo (ppm)	60

Fuente: Elaboración propia

Se corrió pruebas de BRT a 60ppm a las condiciones del detalle anterior, del cual se tiene el promedio de las extracciones en el grafico siguiente.

Figura 20

% Extracción de Au en prueba de BRT a 60 ppm [CN-] y 60-80-110 rpm.

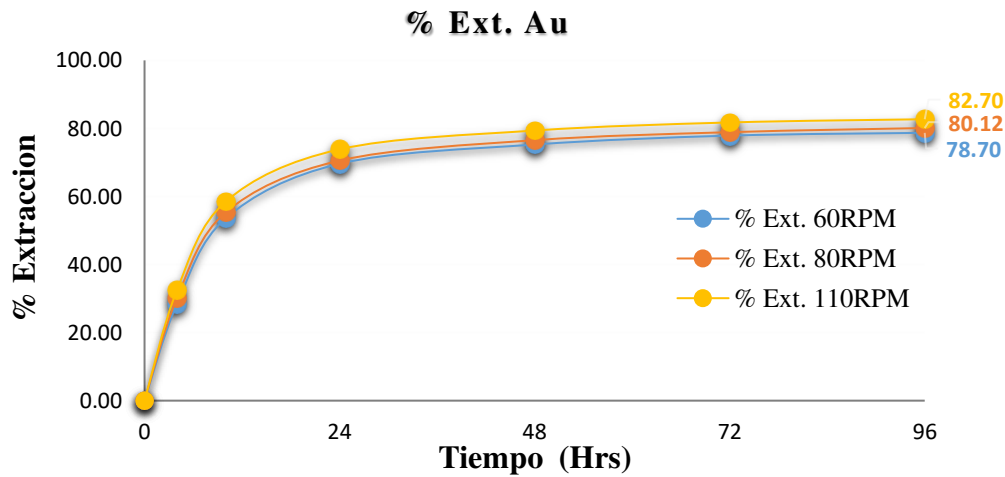


Fuente: Elaboración propia

En el grafico la correlación R2 es confiable y además se observa la relación directa que existe entre la velocidad de agitación y el porcentaje de extracción.

Figura 21

Cinética de extracción del Au y Ag en prueba de BRT a 60ppm [CN-]



Fuente: Elaboración propia

En las prueba de BRT a 60ppm [CN-] se puede observar el efecto de la velocidad de agitación en la curva de la cinética de extracción del oro.

5.3. PRUEBA EN COLUMNAS

Se desarrolló pruebas en columnas de acuerdo a la descripción anterior y a las condiciones y parámetros que muestra el siguiente cuadro.

Tabla 12

Detalle y condiciones de las pruebas en columnas

COLUMNAS	1	2	3
Granulometría	100% -3"	100% -3"	100% -3"
Densidad de riego (L/Hr-m ²)	11	15	20
Peso Húmedo (Kg)	453	452	450
% Humedad	2.09	2.08	2.13
Peso Seco (Kg)	443.53	442.60	440.42
Ratio de Cal (Kg/t)	0.45	0.45	0.45
Fuerza de Cianuro Libre (ppm)	60	60	60

Fuente: Elaboración propia

5.3.1. *Determinación de Humedades*

Uno de los factores resaltantes en UM es el recurso hídrico, el cual es escaso. Conocer las humedades del mineral en cuestión nos permite predecir el consumo de agua y realizar los pronósticos de producción.

- % Humedad Inicial: Es el porcentaje de humedad que el mineral tiene antes de iniciar el riego en la prueba.
- % Humedad de Saturación: Es el porcentaje de humedad mínima necesaria para que mineral pueda drenar su primera gota.

- % Humedad de Sobre Saturación: Es el porcentaje de humedad que puede cargar el mineral humectando en su totalidad la muestra.
- Humedad de Descarga (Final): Es el porcentaje de humedad del mineral luego de haber sido drenada por completo la solución de la columna.
- Humedad Retenida: Es el porcentaje de humedad que gana el mineral luego de haber sido regado y drenado, que puede ser determinado por medio de la siguiente formula:

$$\%H \text{ Retenida} = \%H \text{ Descarga} - \%H \text{ Inicial}$$

Tabla 13

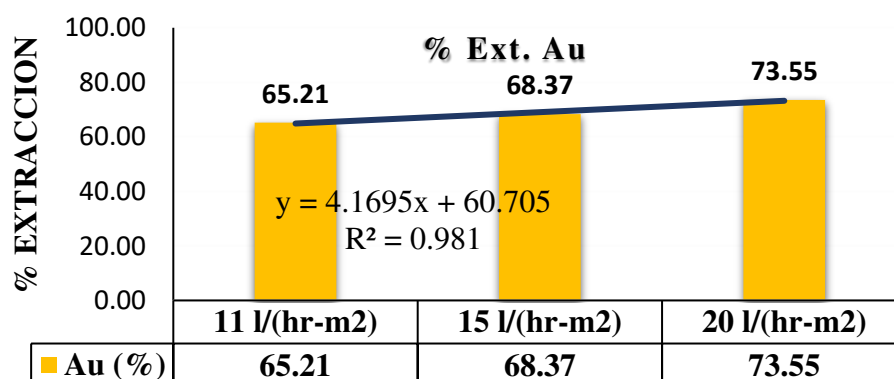
Humedades registradas de las pruebas en columnas

Pruebas	Granulometría	Humedad Saturación %	Humedad Inicial %	Humedad Descarga %	Humedad Retenida %
C - 11 l/(hr-m ²)	100%-3"	9.98	2.09	6.68	4.59
C - 15 l/(hr-m ²)	100%-3"	9.78	2.08	6.84	4.76
C - 20 l/(hr-m ²)	100%-3"	9.64	2.13	7.02	4.89

Fuente: Elaboración propia

Figura 22

%Extracción de Au, en columnas



Fuente: Elaboración propia

Las extracciones obtenidas en pruebas de columnas muestran claramente el efecto del incremento de densidad de riego en una relación directa, en la que se puede observar que a densidad de 20 l/(hr-m²) se obtiene una extracción de 73.55% de Au.

Tabla 14

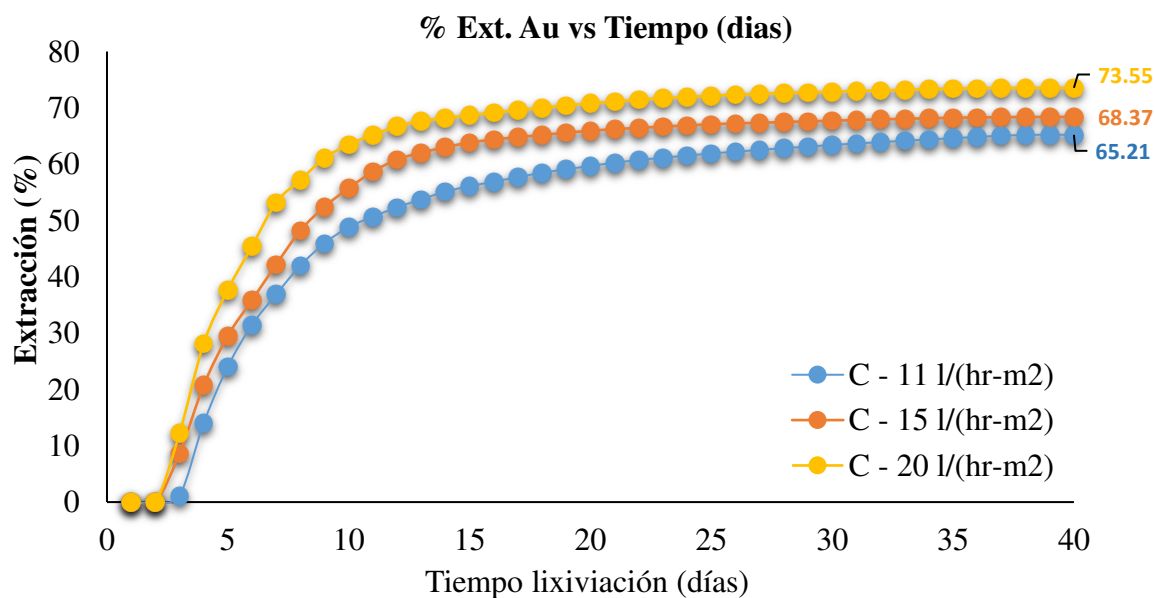
Resumen de la prueba en columnas.

DESCRIPCION DE PRUEBAS EN COLUMNAS	Ley de Cabeza (gr/t)				% Recuperación por Soluciones		% Extracción con cabeza calculada		Consumos		
	Au	Ag	Au_CN ppm	Au_CN %	Au	Ag	Au	Ag	NaCN (Kg/t)	H ₂ O (m ³ /t)	Cal (Kg/t)
C - 11 l/(hr-m ²)	0.542	6.353	0.494	91.18	65.23	5.64	65.21	9.06	0.096	1.80	0.45
C - 15 l/(hr-m ²)	0.548	6.344	0.498	90.81	69.29	5.65	68.37	10.66	0.162	2.47	0.45
C - 20 l/(hr-m ²)	0.540	6.352	0.491	90.93	76.39	5.68	73.55	11.39	0.158	3.30	0.45

Fuente: Elaboración propia

Figura 23

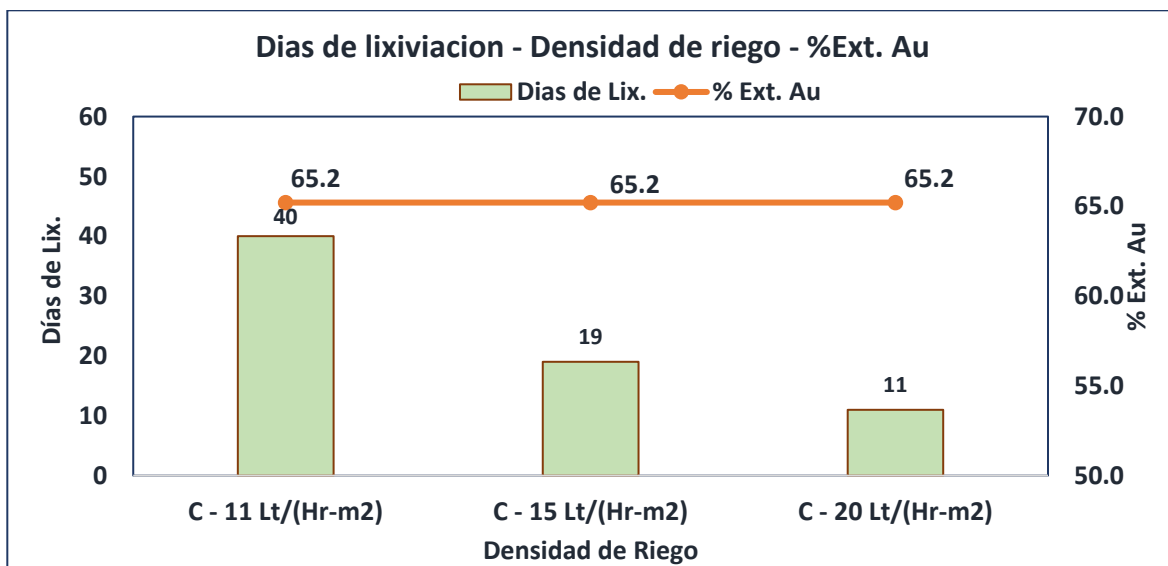
Cinética de Extracción del Au en el tiempo.



Fuente: Elaboración propia

Figura 24

Tiempo de lixiviación vs densidad de riego vs % Extracción de Au.

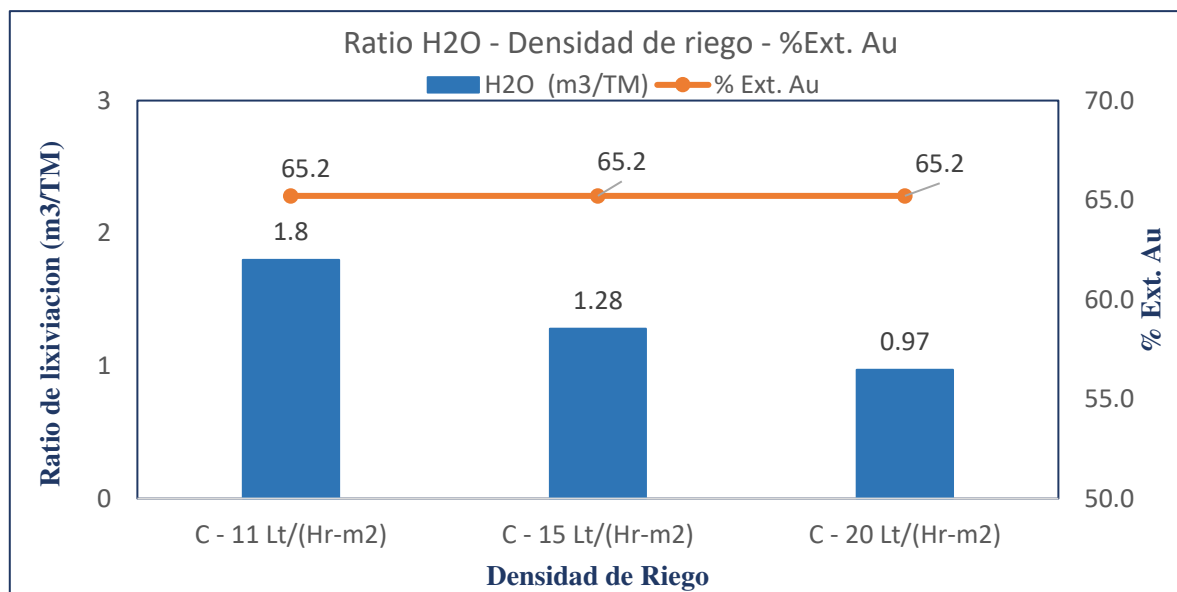


Fuente: Elaboración propia

Para un porcentaje de extracción en el rango de 65% el tiempo de lixiviación, se reduce considerablemente, como muestra la figura para cada densidad de riego.

Figura 25

Ratio de lixiviación vs densidad de riego vs % Extracción de Au.

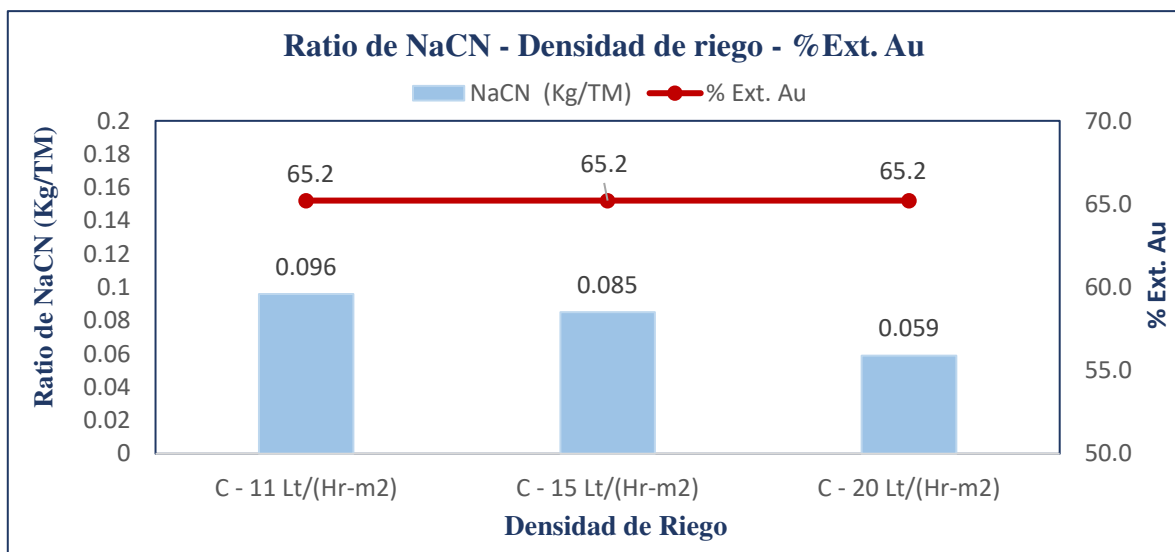


Fuente: Elaboración propia

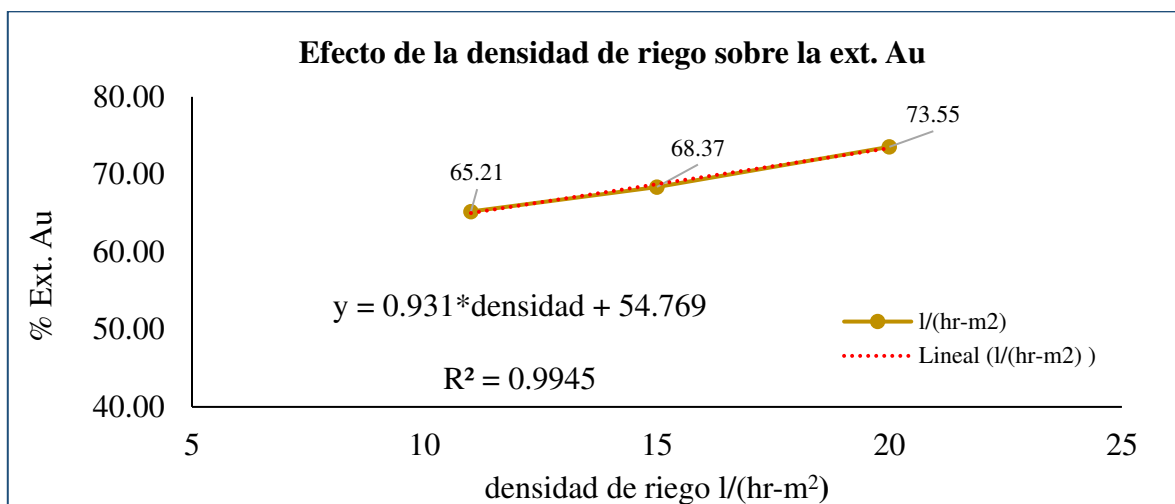
Para un porcentaje de extracción en el rango de 65% el ratio de lixiviación, se reduce considerablemente, como muestra la figura para cada densidad de riego.

Figura 26

Ratio de NaCN vs densidad de riego vs % Extracción de Au.

**Figura 27**

Ecuación lineal



Para el porcentaje de extracción de oro se obtiene una ecuación que depende de la densidad de riego. El R2 indica que los resultados son confiables.

$$\% \text{Ext.} = 0.931 * \text{Densidad} + 54.769$$

$$R^2 = 0.9945$$

CONCLUSIONES

1. El tiempo de lixiviación se reduce a 11 días, respecto a los 40 días que se demora en lixiviar a densidad de 11 l/(h*m²).
2. Al incrementar la densidad de riego a 20 l/(h*m²), permite elevar en 8.34% más la extracción de oro respecto a las condiciones de operación.
3. El ratio de lixiviación se reduce en un 46% y el consumo de reactivo en 38% al incrementar la densidad de riego a 20 l/(h*m²).
4. A la granulometría y p80, a la que se preparó la muestra permite la buena permeabilidad y lixiviación del mineral, por lo que concluye que a 20 l/(h*m²) se logra optimizar la producción de oro en la unidad minera de la zona sur del Perú.

RECOMENDACIONES

1. Continuar con la investigación variando la granulometría del mineral, altura de apilamiento y concentración de CN^- .
2. A las condiciones de las pruebas realizadas en laboratorio, lixiviar en pad pilotos para ver los efectos a gran escala.
3. Realizar estudios sobre las alteraciones sílice masiva, sílice vuggy, argílico avanzado y morrenas que son las otras alteraciones que ocurre en el tajo Checocollo.

REFERENCIAS

- Cerón Cáceres, F. T. (2010). Pucamarca: nuevo yacimiento epitermal de oro de alta sulfuración en el sur del Perú.
- Cobos, O. F. H., Reyes, J. L. T., & García, L. C. F. (2007). Comportamiento electroquímico del cobre en soluciones cianuradas. *Scientia et technica*, 13(36), 239-244.
- GONZALEZ, M. (1994). Curado-Aglomeración-Lixiviación. Curso de capacitación. Universidad de Atacama, Copiapó. Chile.
- Guillermo Zabaleta, A. (2000). El oro: comercio, obtención y aplicaciones.
- Habashi, F. (1967). Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution. Butte: Montana College of Mineral Science and Technology.
- Hedley, N., & Tabachnick, H. (1968). Mineral Dressing Notes No. 23. Chemistry of Cyanidation, American Cyanamid Company, New Jersey, USA.
- Heyl, D., & Livingston, W. (1999). El Yacimiento Tres Cruces y la Evolución de sus Modelos Genéticos de Geología Económica-Pro EXPLOR 99-Lima-Perú, v. Luis Hoshschild Plaut.
- Linares, N. (2008). Manejo ambiental de residuos de cianuración de oro en el laboratorio metalúrgico de la Facultad de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de Jorge Basadre Grohmann. Proyecto de Titulación previo a la obtención de Maestro en Ciencias con Mención en Gestión Ambiental y Desarrollo Sostenible, Tacna, Perú.
- Lu, J., Dreisinger, D. B., & Cooper, W. C. (2002). Thermodynamics of the aqueous copper–cyanide system. *Hydrometallurgy*, 66(1-3), 23-36.
- Luna Córdova, H. (2016). Desarrollo de la Minería Aurífera y Argentífera en el Perú. Desde Adentro, 152, 41-50.

- Marsden, J., & HOUSE, L. (1992). The chemistry of gold extraction—Ellis Horwood Limited. England-1992.
- Misari Chuquipoma, F. S. (2010). Metalurgia del oro. Lima: San Marcos EIRL.
- Samper, J. S., & Martínón-Torres, M. El oro en América.
- Ocharan, G. (2003). Estudio petrográfico, mineralógico y microanalítico de cuatro muestras, MN°-1, MN°-2, DDH-29 (206-208m), DDH-45 (157.50 m). MINSUR SA. Págs, 1.
- Vargas, J. (1990). Metalurgia del Oro y la Plata. 2da. Edición. Editorial San Marcos, Lima, Perú.
- Villas Bôas, R. C., & Sánchez, M. M. (2006). Tecnologías limpias en las industrias extractivas minero-metalúrgica y petrolera.
- XUE, T., & OSSEO-ASARE, K. Equilibrio Heterogéneo en los Sistemas Au-CN-H₂O y Ag-CN-H₂O. Metallurgical Transactions B, 16.

ANEXOS

Anexo 1

Preparación y Homogenizado de Mineral



Nuevo cono y cuarteo para la reducción del material y la obtención de muestras representativas en pesos necesarios para los respectivos análisis.

Anexo 2

Cuarteo de mineral

**Anexo 3**

Cuarteo de mineral



Anexo 4

Cuarteado de mineral para pruebas en botellas



Anexo 5

Pruebas en botellas



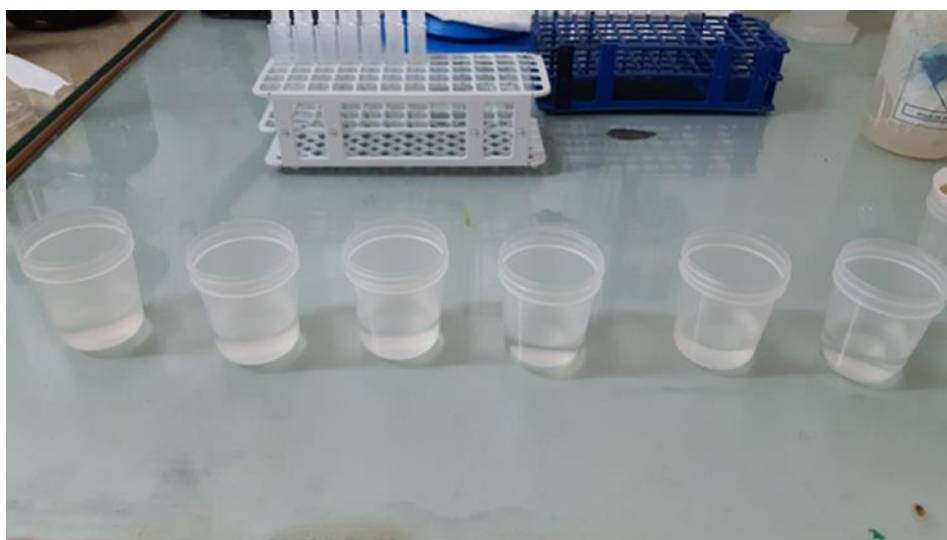
Anexo 6*Filtración de muestra***Anexo 7***Medición de pH de soluciones cianuradas*

Anexo 8

Pesado de cianuro de sodio

**Anexo 9**

Solución rica



Anexo 10

Hidróxido de sodio y rodamina

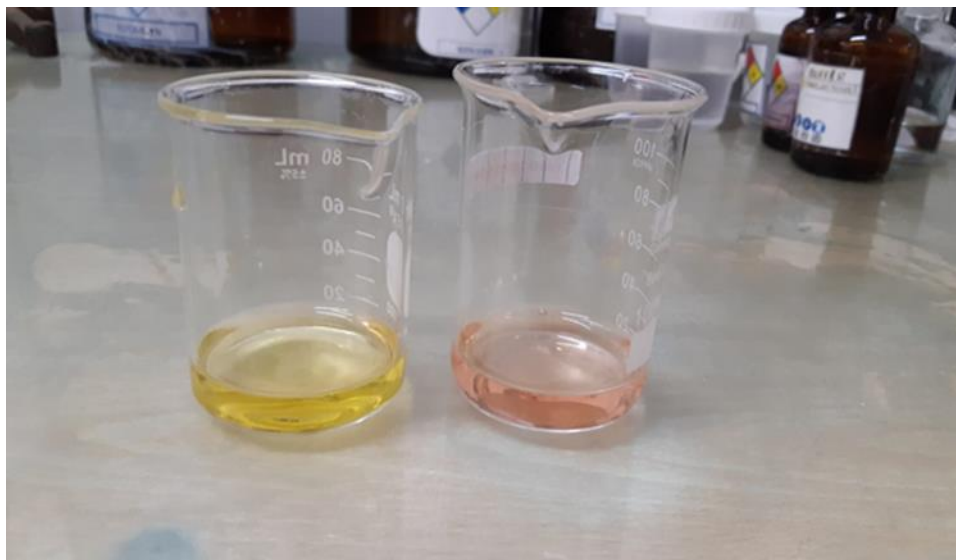
**Anexo 11**

Nitrato de palta

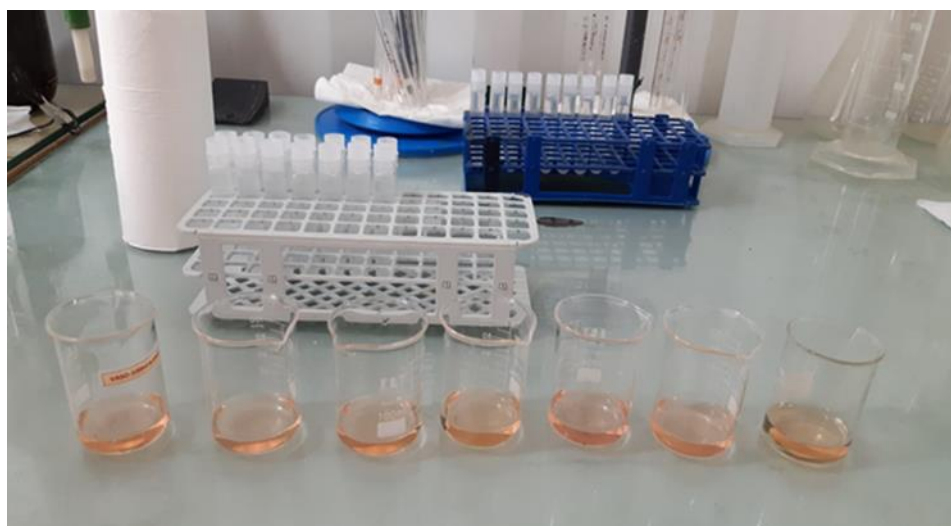


Anexo 12

Titulación de la solución cianurada antes y después de la titulación

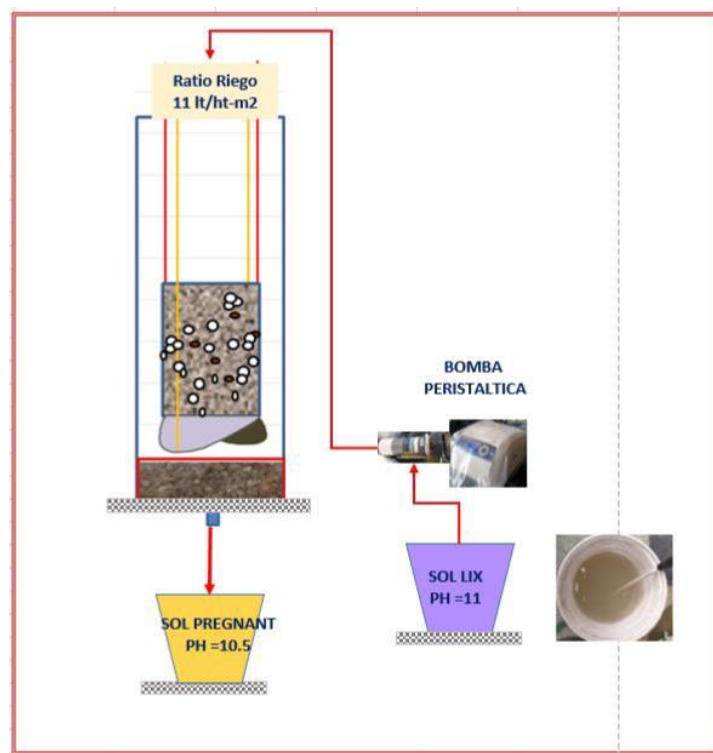
**Anexo 13**

Titulación de la solución cianurada antes y después de la titulación



Anexo 14

Mecanismo de la cianuración en columna



Anexo 15

Pruebas en columna



Tabla 15*Matriz de Consistencia*

PROBLEMA	OBJETIVOS	JUSTIFICACION	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	DISEÑO
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	En la unidad minera de la zona sur del Perú, el tiempo de lixiviación para alcanzar la extracción máxima de oro es más de 60 días, este prolongado tiempo de lixiviación ocasiona problemas financieros a la empresa, además obliga a los profesionales a resolver este problema, haciendo mejoras continuas, simplificando procesos, mejorando en el aspecto metalúrgico para acelerar la lixiviación sin ningún percance tecnológico y económico.	HIPÓTESIS PRINCIPAL	VARIABLES INDEPENDIENTE	$l/(h \cdot m^2)$ Kg/tn m ³ /t	UNIVERSO Mineral proveniente de la UM de la zona sur del Perú. MUESTRA La población de estudio corresponde a la totalidad del tajo Checocollo. EQUIPOS Chancadora de quijada Cuarteador Gilson Tamizador Gilson Horno de Secado Mesa de rodillo Botellas de 1 y 20lt Columnas metálicas
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS		HIPÓTESIS ESPECIFICAS	VARIABLES DEPENDIENTE		INSTRUMENTACION Análisis químico. Análisis mineralógico. Malla valorada MATERIALES EPPs, Bombas peristálticas Reactivos químicos Materiales de vidrio y plásticos METODOLOGÍA Diseño experimental - investigación aplicada.
Con los parámetros de lixiviación planteados desde el inicio de la operación de la mina, se sigue manteniendo la extracción de oro en el rango de 65% y en tiempos prolongados. ¿Cómo incrementar el porcentaje de extracción de oro? ¿Cómo reducir los tiempos de lixiviación alcanzando óptima extracción de oro?	Evaluar los parámetros actuales de operación y hacer pruebas de lixiviación incrementando la densidad de riego con el fin de optimizar y acelerar la cinética de extracción de oro. Evaluar a nivel laboratorio la influencia de la densidad de riego, en pruebas de lixiviación en columnas. Evaluar la extracción de oro, ratios de lixiviación y de reactivos.		Evaluando los parámetros de operación y mediante las pruebas de lixiviación con una alta densidad de riego se conseguirá mayor extracción de oro. La cinética de extracción de oro se acelerará a mayor densidad de riego. Elevando la densidad de riego se conseguirá un incremento en la extracción de oro. Al incrementar la densidad de riego se reducirá el ratio de lixiviación.	Densidad de riego $l/(h \cdot m^2)$. Concentración de cianuro. Porcentaje de extracción del Oro (%Ext. Au). Ratios de lixiviación m ³ /t. Tiempo de lixiviación		

Tabla 16*Balance Económico*

BALANCE ENCONÓMICO ANUAL						
Ley Au	0.546	gr/tn				
Toneladas x1000	3124.8	K tn				
NaCN	2.39	\$/kg				
CaO	0.25	\$/kg				
Cash cost	5	\$/tn				
1oz	31.103	gr				
Precio Au Inter.	1742.43	\$/oz				
POR % EXTRACCIÓN				POR TIEMPO DE LIXIVIACIÓN		
PRUEBAS	11 l/(hr-m2)	15 l/(hr-m2)	20 l/(hr-m2)	11 l/(hr-m2)	15 l/(hr-m2)	20 l/(hr-m2)
% Extracción Au	65.21%	68.37%	73.55%	65.21%	65.21%	65.21%
Ratio NaCN (kg/tn)	0.096	0.162	0.158	0.096	0.085	0.059
Ratio CaO (kg/tn)	0.45	0.45	0.45	0.45	0.45	0.45
Ratio de H2O (m3/tn)	1.8	2.47	3.3	1.8	1.28	0.97
Energía por Ratio de H2O (\$/tn)	0.081	0.111	0.149	0.081	0.058	0.044
Tiempo de lixiviación (días)	40	40	40	40	19	11
INGRESOS						
Oro producida (oz) x1000	35.8	37.5	40.3	35.8	75.3	130.1
Importe (\$) x1000	\$ 62,327	\$ 65,347	\$ 70,298	\$ 62,327	\$ 131,215	\$ 226,643
Total de ingresos (\$) x1000	\$ 62,327	\$ 65,347	\$ 70,298	\$ 62,326.89	\$131,214.51	\$226,643.24
EGRESOS						
NaCN	\$ 717	\$ 1,210	\$ 1,180	\$ 717	\$ 1,336	\$ 1,602
CaO	\$ 352	\$ 352	\$ 352	\$ 352	\$ 740	\$ 1,278
Energía	\$ 253	\$ 347	\$ 464	\$ 253	\$ 182	\$ 140
Cash cost	\$ 15,624	\$ 15,624	\$ 15,624	\$ 15,624	\$ 32,893	\$ 56,815
Total de egresos (\$) x1000	\$ 16,946	\$ 17,533	\$ 17,620	\$ 16,946	\$ 35,151	\$ 59,835
Utilidad neta x1000	\$ 45,381	\$ 47,814	\$ 52,679	\$ 45,381	\$ 96,063	\$ 166,808
Delta de Utilidad x1000	\$ -	\$ 2,433	\$ 7,297	\$ -	\$ 50,682	\$ 121,427

PROCEDIMIENTO OPERATIVO CARGUÍO, CONTROL Y DESCARGA DE COLUMNAS 13” x 3m

OBJETIVO

Realizar el carguío, monitoreo de los parámetros de riego, percolación, medición de pH, titulación de concentración de cianuro libre y descarga en pruebas en columna cumpliendo los lineamientos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.

ALCANCE

Este procedimiento se aplica a todo el personal de Supervisión, Técnico multifuncional de laboratorio y/o planta y personal de empresa especializada.

ABREVIATURAS / DEFINICIONES

1. EPP: Equipo de protección personal.
2. Matriz IPERC Continuo / ATS: Matriz de identificación de Peligros, Evaluación de riegos, determinación de controles y análisis de Trabajo Seguro.
3. MSDS: Hoja de Seguridad del producto (reactivo).
4. IPERC: Identificación de Peligros. Evaluación de riesgos y Control de Riesgo.
5. AAS : Asuntos Ambientales Significativos.

EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL

- Casco de seguridad
- Lentes de seguridad
- Mameluco con cinta reflectiva
- Chaleco con cinta reflectiva

- Guantes de nitrilo
- Guantes de Cuero
- Zapatos de seguridad
- Lentes de seguridad
- Tyvek
- Respirador para polvo y gases

EQUIPO/HERRAMIENTAS/MATERIALES

Equipo:

- Bombas Peristálticas.
- Multiparámetro.
- Balanzas.
- Cronómetro.

Materiales:

- Probeta 200 ml
- Llaves mixtas
- Baldes

Reactivos:

- Cianuro de Sodio (NaCN).
- Oxido de Calcio (CaO).

DESCRIPCIÓN

Realizar el carguío, monitoreo de los parámetros de riego, percolación, medición de pH, titulación de concentración de cianuro libre y descarga en pruebas en columna.

El personal debe tener pleno conocimiento de lo que indica la Hoja de Seguridad de cianuro de sodio, cal viva para tener cuidado en la manipulación de este producto en base a lo indicado en los lineamientos del Procedimiento Operativo Sustancias Químicas Peligrosas.

- Revisar que los materiales de vidrio no estén rajados ni quiñados ya que pueden romperse en la operación y causar accidentes.
- Tener puesto los EPP necesarios.
- Llenar el formato IPERC/ATS continuo firmado.
- Realizar orden y limpieza del área de trabajo, inspeccionar el buen estado de todos los materiales y equipos a usar en base a lo indicado en los lineamientos del Procedimiento Operativo para Inspecciones.
- Recepcionar aproximadamente 1000 kg de mineral.
- Homogenizar y cuartear el material 3 veces. Recoger extremos y llevarlo al medio del cono a formar (evitar lanzar con lampa hacia el medio del cono).
 1. 250kg para análisis de cabeza.
 2. 250 kg para mallas valoradas.
 3. 500 kg para columna 13"x3m



- Luego se sacará muestra para determinar la ley de cabeza, malla valorada, porcentaje de humedad, densidad aparente, ratio de cal, análisis mineralógico, y conductividad.

PARA MALLAS VALORADAS

- Efectuar el homogenizado de los 500 kilos y cuartear hasta obtener aproximadamente 25 kg para la malla valorada. PESAR esta porción de mineral.
- Pasar el mineral por las mallas 4 pulgadas de manera manual.
- El tamizado en las mallas 2", 1½", 1", ½", 10m se realizará en el Tamizador Gilson al cual se cargará un peso de 12 – 20 kg de mineral y en un tiempo de 5 minutos, con la humedad propia del mineral.
- Realizar el lavado cada granulometría gruesa para evitar desviaciones de leyes de oro. Retenerlo en +10m.
- Mandar a secar por separado y registrar peso seco.

- El fino -10m producto del Gilson se sumará con el fino -10m que se lavó de las granulometrías gruesas.
- Se manda a secar al horno a temperatura 85°C hasta el día siguiente.
- Este fino -10m seco, se homogenizará y cuarteará dos veces y la cuarta parte de este mineral se deberá pesar.
- Luego lavar +200m. La cantidad retenida +200m y fino pasante -200m, se envían a secar al horno y al día siguiente se registra el peso seco
- Para mallas valoradas preparar el producto de cada malla y enviarlo a Laboratorio Químico para los análisis químicos recomendados (Au, Ag, Cu, Hg, Ctotal, Stotal; AuCN-). Si fueran necesarios otros análisis enviar a Laboratorios Externos.

PREPARACIÓN PARA ANÁLISIS DE CABEZA

- Del homogenizado y cuarteo inicial, también se separa la cuarta parte (aproximadamente 25 kg), y se procede a chancar a 80% ¼", se homogenizan tres veces con el cuarteador Jones.
- Enviar al laboratorio químico 2 muestras de 5 Kg 80% 1/4" para los análisis químicos recomendados (Au, Ag, Cu, Hg, Ctotal, Stotal; AuCN-). Si fueran necesarios otros análisis enviar a Laboratorios Externos.
- Determinar adicionalmente:
 1. Porcentaje de humedad (sobrante del mineral cuarteado homogenizado inicialmente)
 2. Densidad aparente (sobrante del mineral cuarteado homogenizado inicialmente)
 3. Ratio de cal ((sobrante del mineral chancado de la cabeza)

CARGUÍO COLUMNA

- La muestra será homogenizada con la cantidad de cal requerida según el ratio obtenido (según LM EMC2 PO-003 pH del mineral)
- Las columnas deben ser verificadas si están correctamente selladas para evitar fugas de solución cianurada.
- La muestra será cargada dentro de los recipientes metálicos hasta aproximadamente 150 Kg, para luego ser levantados con la grúa puente. Anotar peso total húmedo depositado dentro de la columna (Determinar el % humedad del mineral)
- Luego de terminar el carguío de las columnas, se anotará la altura libre dejada entre el mineral y el límite de la columna.
- Se procederá armar el circuito de bombeo y columna de carbón activado si fuera el caso con carbón, por cada columna cargada.
- Se prepara la solución cianurada de riego para cada columna, con los parámetros establecidos de pH, concentración de cianuro, densidad de riego, etc. de acuerdo a los requerimientos de cada prueba.
- Después de empezar con la percolación de solución de la columna se empezará con el control de la columna, Verificando si el recipiente que contiene la solución de riego de las columnas está completamente vacío se procederá al control de la columna.
- Registrar la fecha y hora de inicio de riego. También el dato de la hora y fecha de la primera gota que cae al balde solución percolado (para determinar % humedad de saturación).
- Retirar la solución de percolación manualmente almacenado en baldes de 40 litros.

- Poner inmediatamente el recipiente que tenía la solución de riego, este ya vacío, para que recepcione la solución que continúa percolando de la columna.
- El recipiente que contiene la solución percolado deberá ser pesado y registrado en el formato de control de columnas. Además de anotar la tara de los recipientes.
- De la solución percolado se tomará una muestra de aproximadamente 200 ml para ser analizada por lo siguiente:
 1. Medir los parámetros de pH, cianuro libre por personal de metalurgia LM-EMC2-PO-014 Procedimiento Operativo Análisis de Cianuro Libre.
 2. Envío solución rica en tubos de ensayo al Laboratorio Químico para ser analizado por Au, Ag, Cu, Hg. Los 5 primeros días guardar contra muestra para una posterior verificación de ser necesario).
- Luego a la solución percolado se le ajustarán parámetros de pH, concentración de cianuro y volumen. Para iniciar nuevamente el riego de la columna, o preparar nuevamente la solución de riego al volumen, pH y concentración de cianuro libre deseado.
- Encender bomba peristáltica para regular la densidad de riego según parámetros de la prueba en columna, para esto el operador medirá el flujo en una probeta de 50ml de la solución lixivante según parámetros de prueba en columna
- Todos los controles antes mencionados se realizarán diariamente hasta mantener por tres días consecutivos la ley de percolación de oro < 0.014 ppm (este dato lo brindará el Técnico de Minsur- límite detección)
- Luego la columna entrará a una etapa de lavado, preparando solución alcalina respetando la densidad de riego de la columna. Este lavado se realizará hasta que la

concentración de cianuro libre este < 10 ppm. La solución percolado será pesada y analizada como si fuera control de columna.

- Después de terminar la etapa de lavado, se dejará drenar la columna hasta alcanzar el mínimo flujo de drenaje, de igual manera esta solución se pesará y enviará a analizar. Se medirá altura libre final dejada entre el mineral y el límite de la columna (% de compactación del mineral en la columna)
- Terminada la etapa de DRENAJE la columna será descargada, tomando todas las medidas de seguridad posibles.
- Luego toda la muestra descargada será OREADA a la intemperie (se deberá sacar una muestra representativa para el % humedad retenida) y luego de 1 día, recién se homogenizará y cuarteará para obtener: muestra para la ley de ripio, malla valorada de ripio. NOTA (para los análisis químicos del ripio será necesario hacer un lavado de la muestra)
- Realizar orden y limpieza según lo indicado en los lineamientos del Procedimiento Operativo Orden y Limpieza.), segregar los residuos de acuerdo al DS-024-2016-EM.

[illegible]