

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**APLICACIÓN DEL REACTIVO GOLDMAX PARA LA
LIXIVIACIÓN DE ORO EN LA UNIDAD MINERA
PUCAMARCA - TACNA**

TESIS

Presentada por:

Bach. Leonardo Rufino Saavedra Olaya

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ
2022

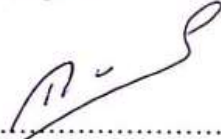
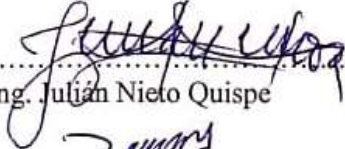
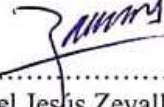

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

TESIS
“APLICACIÓN DEL REACTIVO GOLDMAX PARA LA
LIXIVIACIÓN DE ORO EN LA UNIDAD MINERA
PUCAMARCA - TACNA”

JURADO CALIFICADOR

Tesis sustentada por el bachiller Leonardo Rufino Saavedra Olaya, aprobada el
08/09/2022, el jurado calificador integrado por:

PRESIDENTE	:	 Dr. Polomeo Raúl Soto Pérez
SECRETARIO	:	 Ing. Julián Nieto Quispe
VOCAL	:	 Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos
ASESOR	:	 Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

DEDICATORIA

A Dios, por permitirme
llegar a este momento.
por cuidarme y estar a
mi lado en todo
momento, por su
infinita bondad, amor.

A mi familia,
mi madre, Luz María
Olaya Morquencho, que
es la luz de mi vida
y a mis hermanos, por
su apoyo constante.

AGRADECIMIENTO

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

A mi familia, a mi madre, por su apoyo incondicional y a todas las personas involucradas en el desarrollo de esta tesis que, con su trabajo, aportaron para concluir en forma exitosa.

A los docentes de Ingeniería Metalúrgica y Materiales y a mi asesor, por su valiosa orientación y acertados consejos que me sirvieron de mucho en la elaboración de la presente tesis.

CONTENIDO

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....	x
NOMENCLATURAS.....	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT.....	xiv
INTRODUCCIÓN.....	1
1. CAPÍTULO I.....	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	4
1.2.1. Problema general	4
1.2.2. Problemas específicos.....	4
1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	4
1.4. ALCANCE Y LIMITACIONES.....	5
1.4.1. Alcances de la investigación.....	5
1.4.2. Limitaciones	5
1.5. OBJETIVOS.....	5
1.5.1. Objetivo general	5
1.5.2. Objetivos específicos	6

1.6. HIPÓTESIS	6
1.5.1 Hipótesis específicos	6
1.7. VARIABLES	6
1.7.1. Variables independientes	6
1.7.2. Variables dependientes	6
2. CAPÍTULO II.....	7
MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO.....	7
2.2. BASES TEÓRICAS.....	7
CONCEPTO DE LIXIVIACIÓN	7
2.2.1. Métodos de lixiviación	8
2.2.2. Lixiviación en pila o montón.....	8
2.2.3. Lixiviación por agitación.....	10
2.2.4. Lixiviación en botaderos	11
2.2.5. Lixiviación in situ.....	12
2.2.6. Lixiviación en bateas	12
2.3. LIXIVIACIÓN CON CIANURO DE SODIO.....	13
2.3.1. Química de este proceso.....	13
2.4. LIXIVIACIÓN CON GOLDMAX.....	14

2.5. PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DEL ORO	16
2.5.1. Tamaño de partícula	16
2.5.2. Efecto de la densidad de riego.....	17
2.5.3. Concentración de cianuro	17
2.5.4. Alcalinidad – pH.....	19
2.6. CINÉTICA DE LAS REACCIONES ELECTROQUÍMICA.....	22
2.7. CINÉTICA DE LA REACCIÓN DE CIANURACIÓN.....	23
2.8. TERMODINÁMICA DE LIXIVIACIÓN DEL ORO	25
2.8.1. Diagrama de Pourbaix Au-H ₂ O a 25°C.....	26
2.8.2. Diagrama de Pourbaix Au-H ₂ O-CN a 25°C.....	29
2.9. EFECTO DE LAS IMPUREZAS	32
2.10. EFECTO DE LOS MINERALES	33
2.10.1. Minerales de cobre.....	35
2.10.2. Minerales de zinc.....	37
2.10.3. Minerales de hierro.....	39
2.10.4. Minerales de arsénico y antimonio.....	40
2.11. DESCRIPCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN	42
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	46

2.3.1. Chancado de mineral	46
2.3.2. Apilamiento del mineral	48
2.3.3. Preparación de celda de lixiviación.....	48
2.3.4. Sistema de riego por goteo.	49
2.3.5. Inicio de lixiviación de celdas	50
2.3.6. Solución cianurada para el proceso de lixiviación	52
2.3.7. Planta de adsorción, desorción y reactivación.....	53
3.CAPÍTULO III.....	61
MARCO METODOLÓGICO.....	61
3.1. TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	61
3.1.1 Tipo de investigación	61
3.1.2. Diseño de investigación	61
3.1.2.1. Localización geográfica.....	61
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	63
3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	67
3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS....	68
3.4.1. Toma de muestra	68
3.4.2. Muestra de sílice granular.....	68
3.4.3. Técnica de análisis de datos.....	69

3.4.4. Materiales y equipos.....	69
3.4.5. Materiales para las pruebas.....	70
3.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	71
3.5.1. Variables que se obtiene a partir de la prueba.....	71
3.5.2. Muestra de cabeza.....	72
3.5.3. Análisis químico.....	72
3.5.4. Descripción de las pruebas.....	74
3.5.5. Descripción de la prueba rápida de cianuración – QLT.....	74
3.5.6. Descripción de la prueba en botella – BRT.....	75
3.5.7. Descripción de la prueba en columna.....	76
3.5.8. Monitoreo y control de columnas.....	77
4. CAPÍTULO IV	
RESULTADOS.....	79
4.1. RESULTADOS.....	79
4.1.1. Prueba de QLT.....	79
4.1.2. Prueba de BRT (60 ppm CN-).....	81
4.1.3. Prueba en columna.....	83

4.1.4. Determinación de humedades.....	83
5. CONCLUSIONES.....	87
6. RECOMENDACIONES	88
7. ANEXOS.....	92

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Componentes del Goldmax.....	15
Tabla 2	Cantidad de oro disuelto en una hora	19
Tabla 3	Solubilidad de minerales de cobre a 23°C con el cianuro, expresado en porcentaje.....	37
Tabla 4	Solubilidad de minerales de zinc en cianuro	38
Tabla 5	Solubilidad de minerales de hierro con el cianuro.....	40
Tabla 6	Distribución por alteraciones mineralógicas.....	44
Tabla 7	Cuadro de análisis de químico	73
Tabla 8	Condiciones de la prueba en columnas.....	77
Tabla 9	Condiciones de prueba - QLT.....	79
Tabla 10	Condiciones de prueba - BRT.....	81
Tabla 11	Detalle y condiciones de las pruebas en columnas	83
Tabla 12	Humedades registradas de las pruebas en columnas.....	84
Tabla 13	Resumen de pruebas experimentales.	86
Tabla 14	Matriz de consistencia.....	102

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Presencia del ácido cianhídrico y del ion cianuro en solución acuosa en función del pH	20
Figura 2	Representación de la disolución del oro sobre soluciones de cianuro	23
Figura 3	Diagrama Pourbaix Sistema Au-H ₂ O a 25°C para [Au]=10 ⁻⁴ M.....	28
Figura 4	Diagrama de estabilidad potencial Eh- pH para el sistema Au – H ₂ O – CN- a 25	31
Figura 5	Distribución por alteraciones se observa en mayor porcentaje la alteración sílice masiva.	44
Figura 6	Pareto de alteraciones	45
Figura 7	Diagrama de flujo de chancado – tolva de carguío de mineral.....	47
Figura 8	Circuito del proceso de adsorción en columnas.....	55
Figura 9	Circuito del proceso de desorción.....	57
Figura 10	Circuito de lavado ácido.....	58
Figura 11	Circuito de fundición.....	60
Figura 12	Ubicación de la unidad minera en el departamento de Tacna.....	62

Figura 13	Protocolo de pruebas metalúrgicas.	63
Figura 14	Grano de oro nativo (Au)	63
Figura 15	Posible grano de electrum (elc).....	65
Figura 16	Granos de electrum (elc)	66
Figura 17	Ley de cabeza por malla.....	71
Figura 18	Lixiviabilidad del Au	80
Figura 19	Procentaje de extracción de Au en prueba de BRT a 60 ppm [CN ⁻] y Goldmax.....	82
Figura 20	Cinética de extracción del Au en prueba de BRT a 60ppm [CN ⁻] y Goldmax.....	82
Figura 21	Porcentaje de Extracción de Au, en columnas	85
Figura 22	Cinética de extracción del Au en el tiempo.	855
Figura 23	Pruebas realizadas a diferentes concentraciones.....	86

NOMENCLATURA

Au	Oro
BRT	Botell rool test
°C	Grados centígrados
CN-	Cianuro Libre
gr	Gramo
gr/t	Gramos por tonelada
HDPE	Polietileno de alta densidad
Hr	Hora
Kg.	Kilogramos
Kg/t	Kilogramos por tonelada
Km	Kilómetro
L	Litro
L/(hr-m ²)	Litro por hora-metro cuadrado
Leach Pad	Pad de lixiviación
L/S	Correlación líquido - sólido
mg	Miligramos
ml	Mililitro
m ³ /t	Metros cúbicos por tonelada
MSDS	Hoja de seguridad de materiales (Material safety data sheet)
ORE BIN	Contenedor de mineral

oz	Onzas
pH	Potencial de Hidrógeno
ppm	Partes por millón
QLT	Quick leach test
Tpd	Toneladas métricas por día
TM	Toneladas métricas
UM	Unidad minera
”	Pulgadas
%Ext.	% de extracción
CAS	Designación numérica asignada a las sustancias químicas por el US (Chemical Abstracts Service)

RESUMEN

El presente trabajo de investigación trata sobre cómo se lixivia el oro de un mineral oxidado en la UM Pucamarca aplicando un reactivo llamado Goldmax; se desarrolló con una muestra de mineral del tajo Checocollo, cuya ley de Au fue 0,948 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 90% de extracción de oro y la prueba de BRT presentó, que el Goldmax lixivia al oro similar que el cianuro de sodio. Se realizó cuatro pruebas de lixiviación en columnas; en la cual, las dos primeras columnas se lixiviaron con NaCN (una a 60 ppm y otra curado a 600 ppm) y las dos últimas con Goldmax (una a 60 ppm y otra curado a 600 ppm), todas las columnas a una densidad de riego a 11 l/ (hr-m²), obteniéndose extracciones de Au de 60,61%, 64,79%, 60,59% y 64,11% respectivamente. De las pruebas realizadas se concluye que el Goldmax lixivia tan similar que el NaCN, por lo que, es un reactivo alternativo para optimizar el costo de extracción de oro, además que es más amigable con el medio ambiente.

Palabras claves: Extracción, Goldmax, Lixiviación.

ABSTRACT

In this research work, gold is leached from an oxidized mineral in the UM Pucamarca by applying a reagent called Goldmax; was developed with a sample of ore from the Checocollo pit whose Au grade was 0,948 gr/t, which was tested for rapid cyanidation (QLT); bottle leaching test (BRT) and column leaching test (CLTs). The QLT tests determine that the mineral presents a cyanurability with 90% gold extraction and the BRT test presented, that Goldmax leaches to gold similar to sodium cyanide. Four column leaching tests were performed; in which, the first two columns were leached with NaCN (one at 60 ppm and another cured at 600 ppm) and the last two with Goldmax (one at 60 ppm and another cured at 600 ppm), all columns at an irrigation density at 11 l/(hr-m²), obtaining Au extractions of 60,61%, 64,79%, 60,59% and 64,11% respectively. From the tests carried out it is concluded that Goldmax leaches as similar to NaCN so it is an alternative reagent to optimize the cost of gold extraction, in addition to being more friendly to the environment.

Key words: Leaching, Goldmax, extraction.

INTRODUCCIÓN

El cianuro es el reactivo más utilizado en los últimos años en las diferentes mineras en Perú debido a que es un excelente lixivante para oro y plata.

En el mercado han aparecido muchos productos que bien podrían remplazar al cianuro en la lixiviación, productos menos tóxicos y nocivos para la salud y el medio ambiente, productos no fiscalizados y que al igual que el cianuro tienen un alto grado recuperación de metales preciosos en menores tiempos de lixiviación; los cuales, podrían usarse desde la pequeña minería hasta la gran minería con un menor costo de operación en el proceso. Entre estos productos encontramos al Goldmax , que en este trabajo de investigación se quiere comprobar la recuperación de oro mediante pruebas experimentales de lixiviación en columna a nivel laboratorio y obtener información comparativa en la recuperación de oro mediante lixiviación usando cianuro de sodio y Goldmax manteniendo parámetros de control similares con ambos reactivos lixiviantes.

Con esta investigación se ampliará el conocimiento del proceso de lixiviación con el agente lixiviantes Goldmax, para que las empresas mineras puedan evaluar y determinar si es técnicamente rentable o no para su aplicación a nivel industrial para su uso. Las pruebas experimentales realizadas en el laboratorio metalúrgico en la UM. Pucamarca, permiten determinar que el proceso metalúrgico aplicando el reactivo Goldmax es adecuado para minerales cuya alteración es sílice granular.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

6.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Actualmente, la necesidad de poder extraer el metalpreciado por la humanidad, que es el oro, ha hecho que la ciencia siga avanzando en sus estudios, así obteniendo nuevos productos que harán que la extracción de dicho metal, sea más accesible y amigable al medio ambiente. En estos tiempos, el uso del cianuro se ha vuelto una controversia ya que la mayoría de mineras en el Perú hace el uso de este reactivo para la extracción de oro teniendo buenos resultados; pero, lo que se busca hoy mediante estudios, es poder reemplazar el cianuro por uno que sea rentable y más amigable con el medio ambiente teniendo un nuevo concepto de vida: “desarrollo sustentable”. El siguiente trabajo de investigación, propone realizar a nivel laboratorio el uso de un nuevo reactivo para la extracción del oro mejorando así su extracción en este caso con alteraciones geológicas como (sílice granular).

6.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

6.2.1. Problema general

Hoy en día las diversas mineras del Perú se encuentran en una controversia, ya que al transcurso de los años la flora y fauna son muy afectados con la contaminación que se produce a efecto de reactivos que se utilizan para la extracción de minerales. Por lo tanto, se ve necesario el uso de nuevos reactivos que sean orgánicos y no afecten al medio ambiente que es lo más importante.

6.2.2. Problemas específicos

¿Cómo reducir el impacto negativo al medio ambiente en las unidades mineras que se dedican a la extracción de oro?

¿Habrá un reactivo lixivante que permita extraer al oro al igual que el cianuro de sodio?

6.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

En Pucamarca, se viene realizando pruebas en busca de reactivos alternativos que permita extraer oro tan igual o similar que el cianuro de sodio, que sea más rentable y que además no genere impactos negativos en el proceso de lixiviación al medio ambiente.

Este trabajo de investigación propone realizar pruebas de lixiviación con reactivo Goldmax y analizar si tiene efectos positivos en el proceso. Se realizará pruebas de comparación con cianuro de sodio y Goldmax a una densidad de riego de 11 L/(hr-m²), a una concentración de 60 ppm y curado a 600 pm con cada reactivo.

6.4. ALCANCE Y LIMITACIONES

6.4.1. Alcances de la investigación

Este estudio fue realizado experimentalmente a nivel de laboratorio, con mineral extraído del tajo Checocollo.

6.4.2. Limitaciones

- Limitación espacial

La investigación se elaboró en el laboratorio de metalurgia en unidad minera Pucamarca – Minsur – Tacna.

- Limitación temporal

6.5. La investigación se desarrolló entre los meses de octubre y diciembre de 2021.OBJETIVOS

6.5.1. Objetivo general

Evaluar los parámetros actuales de operación y hacer pruebas de lixiviación aplicando el Goldmax con el fin de buscar un reactivo alternativo para la extracción del oro.

6.5.2. Objetivos específicos

- Evaluar a nivel laboratorio la influencia del Goldmax, en pruebas de lixiviación en columnas.
- Evaluar la extracción de oro con el Goldmax en comparación con NaCN.

6.6. HIPÓTESIS

Evaluando los parámetros de operación y mediante las pruebas de lixiviación con el Goldmax se conseguirá extracción de oro, similar que con el uso del NaCN.

1.6.1 Hipótesis específicos

- La cinética de extracción de oro con el Goldmax será tan similar que con el NaCN.
- Al lixiviar con Goldmax se tendrá un reactivo alternativo orgánico más amigable con el medio ambiente.

6.7. VARIABLES

6.7.1. En el trabajo de investigación se consideran las siguientes variables:

Variables independientes

- Concentración de cianuro
- Concentración de Goldmax.

6.7.2. Variables dependientes

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

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

8.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

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).

8.2. BASES TEÓRICAS

Concepto de lixiviación

La fase de lixiviación es un proceso básico en la hidrometalurgia, 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 y Márquez, 2012).

8.2.1. 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:

8.2.2. 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, que 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, si 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).

8.2.3. 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. y 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. y House, L. 1992).

8.2.4. 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).

8.2.5. 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.

8.2.6. Lixiviación en bateas

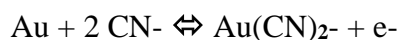
La lixiviación en bateas o estanques se define como la inundación de la mena triturada finamente 0,0254 m (-1”) en un compuesto de cianuro, utilizando tinas grandes con capacidad para albergar miles de toneladas de mena. Se debe justificar el grado de aglomeración y trituración a través del perfeccionamiento en el proceso de recuperación del oro. La lixiviación de menas de oro en tinas 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, por el 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 (Cruzado Reyes, E. D. y Quispe Pérez, M. S. 2021).

8.3. LIXIVIACIÓN CON CIANURO DE SODIO

8.3.1. 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).

8.4. LIXIVIACIÓN CON GOLDMAX

Goldmax es un producto de innovadora fórmula, fabricado con materias primas exentas de impurezas y que se utilizan en la manufactura de fertilizantes, siendo por ello un reactivo lixivante ecológico y además favorable al medio ambiente.

Este agente de extracción de oro, puede reemplazar el tradicional uso de cianuro de sodio (NaCN), el cual es altamente tóxico y que, por lo general, se considera como único lixivante de Au-Ag, lo cual, brinda un enfoque distinto con este nuevo producto.

Goldmax puede aplicarse desde la molienda, además de la lixiviación en tanque y el proceso de lixiviación del tipo CIP y CIL, sin mayor inconveniente, además de su total aplicación en el proceso Merrill Crowe.

Como es sabido actualmente el 85% del oro, producido en el mundo se extrae mediante el uso de procesos de cianuración. Para hacer frente a la contaminación de productos altamente tóxicos como el cianuro, expertos investigadores de prestigiosas entidades, han llevado a cabo un gran número de experimentos e investigaciones para buscar productos de extracción de oro sin el uso de cianuro en los últimos años, buscando baja toxicidad o de ser posible toxicidad nula, pero ningún avance se ha hecho hasta el momento.

Actualmente, Goldmax agente de extracción de oro, se plantea como la solución definitiva a esta problemática ofreciendo al rubro minero, un lixivante eficaz, de bajo

consumo, que ofrece alta recuperación de oro muy similar a la que se obtiene con el cianuro, y a un precio razonable para hacer viable cualquier operación basada en el costo–beneficio (Ficha técnica Gold MAX® Royal Chemical).

Tabla 1

Componentes del Goldmax

Componentes	CAS (Chemical Abstracts Service) número	Aproximado (%) por peso
Óxido de sodio (Na ₂ O)	1313-59-3	35-50%
Nitrógeno (N)	7727-37-9	12-20%
Amonio (NH ₄)	14798-03-9	7-12%
Humedad (H ₂ O)	7732-18-5	1-4%
Calcio (Ca)	7440-70-2	1-5%
Hierro (Fe)	7439-89-6	1-5%
Substancia insoluble en agua	---	3-8%

Nota. Ficha técnica, tomado de Gold MAX® Royal Chemical.

Goldmax, agente de extracción de oro, es aplicable en minerales de óxido de oro y plata, mineral de sulfuro, relaves de mineral, puede aplicarse en lixiviación en pilas (Heap Leaching , Vat Leaching), lixiviación en pozas – estanque de inmersión, (lixiviación agitación CIP – CIL) y el proceso es idéntico a la producción cuando se usa cianuro de sodio.

8.5. PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DEL ORO

8.5.1. 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 ha cianurado materiales a menos de 140 mallas 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 45μ de espesor) no demorará un tiempo mayor a 12 horas para su disolución, mientras que una de 150μ 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).

8.5.2. Efecto de la densidad de riego

La densidad de riego es una variable que afecta la cinética de lixiviación de minerales. Las densidades de riego más altas aumentan la entrada de cianuro al mineral, lo que aumenta la tasa de disolución del oro. Sin embargo, a densidades de riego muy altas, se produce un estancamiento en las pilas de lixiviación y el efecto de dilución degrada el oro. Por otro lado, al reducir la densidad de riego, se ralentiza la cinética de lixiviación, lo que reduce la entrada de cianuro al mineral y, por lo tanto, ralentiza la tasa de disolución del oro.

8.5.3. 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 concentración 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 (1903) 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 Ca(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) (Cruzado Reyes, E. D. y Quispe Pérez, M. S. 2021).

Tabla 2

Cantidad de oro disuelto en una hora

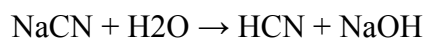
NaCN en solución	Au disuelto
(%)	en 1 hora
	(mg/cm²)
0,5	2,943
0,25	3,007
0,1	2,986
0,05	3,251
0,025	2,513
0,01	0,338

Nota. Adaptado de Misari Chuquipoma. (2010). *Metalurgia del oro.*

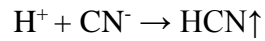
8.5.4. Alcalinidad – pH

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 Ca(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:



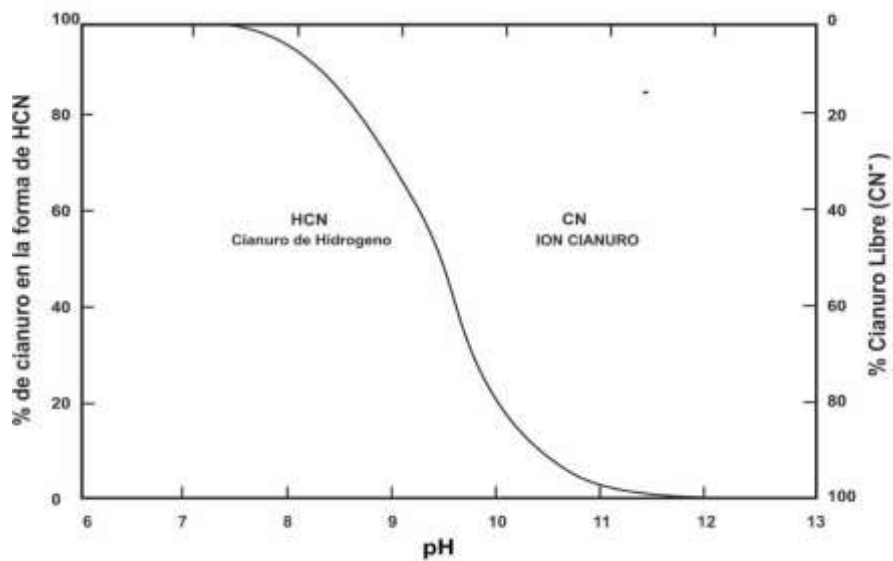
Resumidamente,



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 lixivante sino por la toxicidad del gas HCN (Misari Chuquipoma, F. S. 2010).

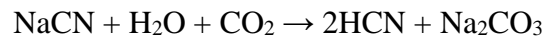
Figura 1

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



Nota. Tomado de *Metalurgia del oro*, por Misari Chuquipoma, 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 cáustica 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 Ca(OH)_2 y NaOH agregado en distintos niveles de alcalinidad.

El Ca(OH)_2 también es preferible el NaOH cuando se trata de algún mineral sulfurado de Au y Ag, este último ocasiona mucho más cantidad de sulfocianuros (CNS^-), lo 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 Ca(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).

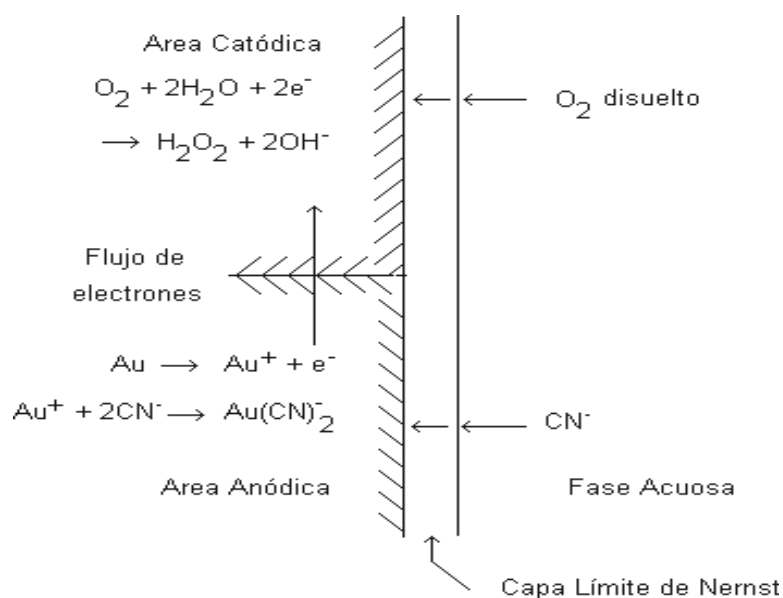
8.6. CINÉTICA DE LAS REACCIONES ELECTROQUÍMICA

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 2

Representación de la disolución del oro sobre soluciones de cianuro



Nota. Tomado de: <https://fdocuments.ec/document/hidrometalurgia-i-o-benavente.html>.

8.7. 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 del cual, estas sustancias reaccionantes se difunden, basándose en la llamada Ley de Fick.

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

Donde:

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)

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

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

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

8.8. TERMODINÁMICA DE LIXIVIACIÓN DEL ORO

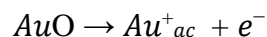
La termodinámica de sistemas acuosos, la forma más conveniente de representar es de manera representativa con los denominados “diagramas de Pourbaix” o diagrama potencial – pH. Son bastante utilizadas estas representaciones por la hidrometalurgia debido a que consiente representar las posibles reacciones, 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. Cruzado Reyes, E. D. & Quispe Pérez, M. S. (2021)

8.8.1. 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:



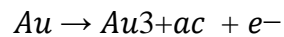
Por la ecuación de Nernst el potencial será:

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

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:

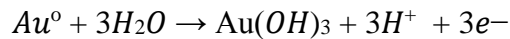
$$E = 1,45$$

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

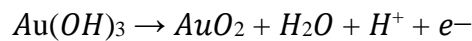


$$E = 1,42$$

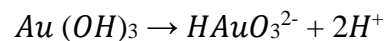
Igualmente, al momento de producirse la oxidación, el metal lograría interactuar con el entorno ambiental:



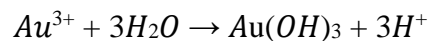
$$E = 1,457 - 0,06pH$$



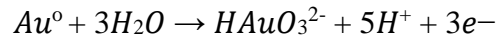
$$E = 2,630 - 0,06pH$$



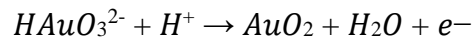
$$pH = 13,29$$



$$pH = 1,93$$



$$E = 2,747 - 0,24 \text{ pH}$$

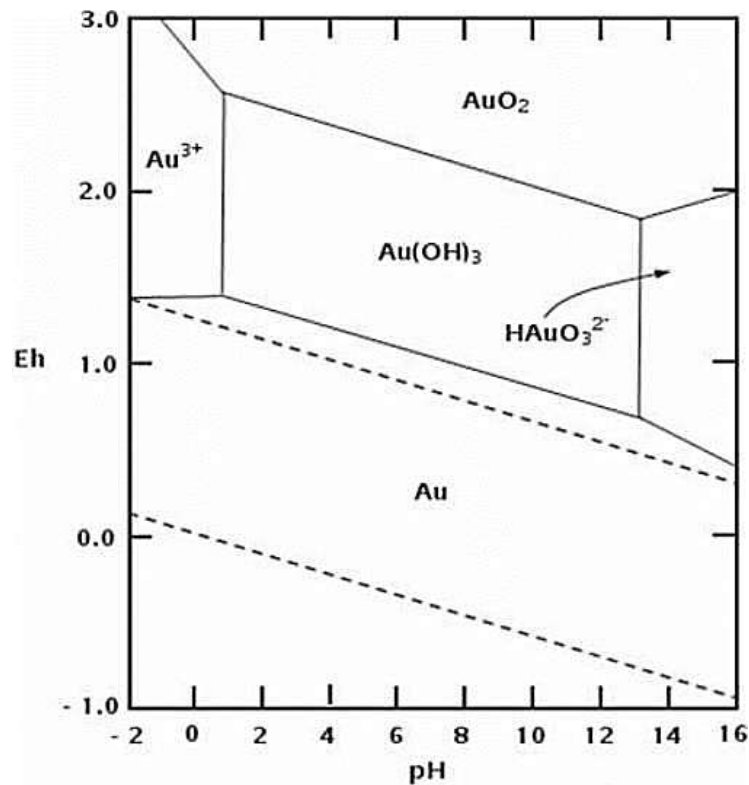


$$E = 1,062 - 0,06 \text{ pH}$$

(Misari Chuquipoma, F. S. 2010).

Figura 3

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

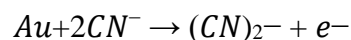


Nota. Tomado de *Metalurgia del oro*, por Misari Chuquipoma, 2010.

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.

8.8.2. 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:



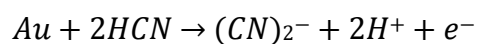
$$E = -0,6418 + 0,06 \log (CN)_2^- - 0,12 \log CN^-$$

$$E = -0,522$$

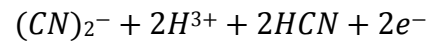
Debido a que la agrupación de CN⁻ no depende del pH ni de la totalidad del cianuro agregado, el grado de concentración del cianuro se afecta por la hidrólisis que este contiene.



$$pH = 9,22 + \log |CN^-| |HCN|$$



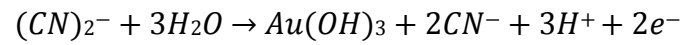
$$E = 0,588 - 0,12pH$$



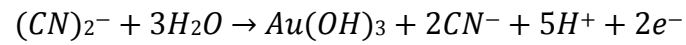
$$E = 1,832 + 0,06pH$$



$$E = 1,891 - 0,03pH$$



$$E = 2,446 - 0,09pH$$



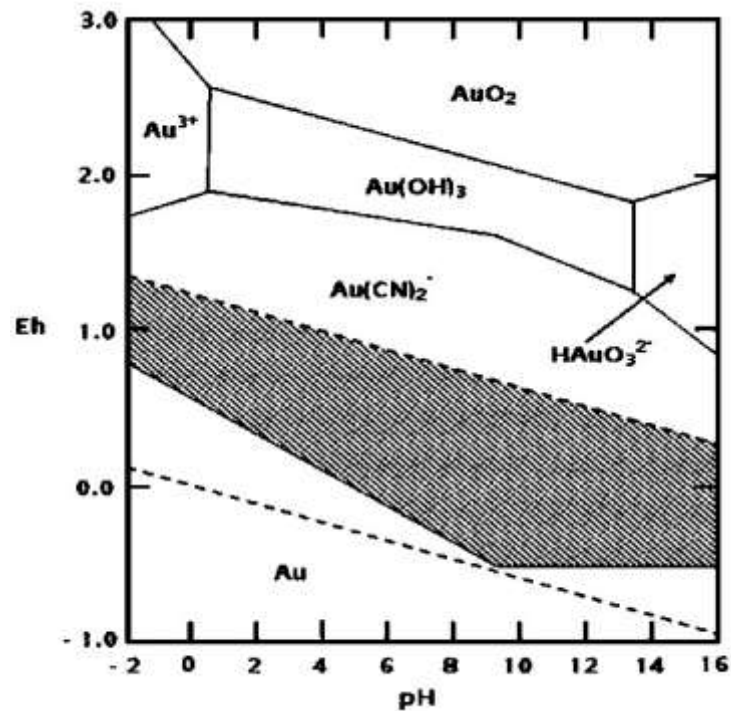
$$E = 3,23 - 0,15pH$$

(Misari Chuquipoma, F. S. 2010).

Figura 4

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

25



Nota. Tomado de *Metalurgia del oro*, por Misari Chuquipoma, 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 aurosa, 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, 2010 y Habashi, F. 1967)

8.9. 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 lixivante, 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), pirita (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, J., Dreisinger, D. B. y Cooper, C. K, 2002).

8.10. 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 donde las especies de mineral que 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 (Cruzado, R. E. D. y Quispe, P. M. S. 2021).

8.10.1. 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: $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$; 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 $\text{Cu}(\text{CNS})$, $\text{Cu}(\text{CNS})_2$, 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. y García, L. C. F. 2007).

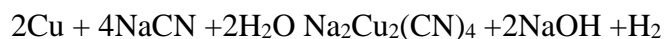


Tabla 3

Solubilidad de minerales de cobre a 23°C con el cianuro, expresado en porcentaje

MINERAL	FORMULA	% EXTRACCION COBRE
Azurita	2CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	94,5
Malaquita	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	90,2
Cuprita	Cu ₂ O	85,5
Crisocola	CuSiO ₃	11,8
Calcosita	Cu ₂ S	90,2
Calcopirita	CuFeS ₂	5,6
Bornita	FeS.2Cu ₂ S.CuS	70,0
Enargita	3CuS.AS ₂ S ₅	65,8
Tetraedrita	4Cu ₂ S.Sb ₂ S ₃	21,9
Cobre Metálico	Cu	90,0

Nota. Datos tomados de *Mineral Dressing Notes No. 23*, por Hedley y Tabachick, 1968.

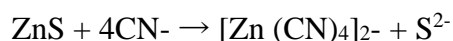
Minerales de zinc

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).

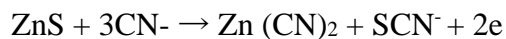
La representación para el zinc (en estas mezclas) suele ser bastante frecuente, ya que se considera uno de los principales precipitantes empleados. La composición de

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 $(Zn(CN)_2-4)$ 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 (H_2Zn_2SiO)	13,4
Esfalerita (ZnS)	18,4
Franklinita (Fe,Mn,Zn)O, (Fe,Mn) $_2O_3$	20,2
Hidrozinca ($3ZnCO_3 \cdot 2H_2O$)	35,1
Zincita ZnO	35,2
Smithsonita ($ZnCO_3$)	40,2

Nota. Adaptado de *Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution*, por F. Habashi. 1967.

8.10.2. 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 $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ 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

Nota. Adaptado de *Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution*, por F. Habashi, 1967.

8.10.3. Minerales de arsénico y antimonio

Al mencionar los sulfuros de antimonio y arsénico, entre los que 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).

8.11. 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. 2010a).

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. 2010b).

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. 2010c).

Tabla 6

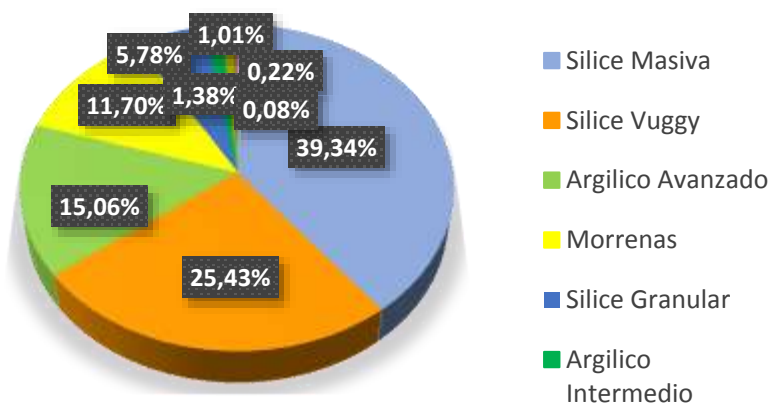
Distribución por alteraciones mineralógicas

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%

Nota. Informe interno de Geología.

Figura 5

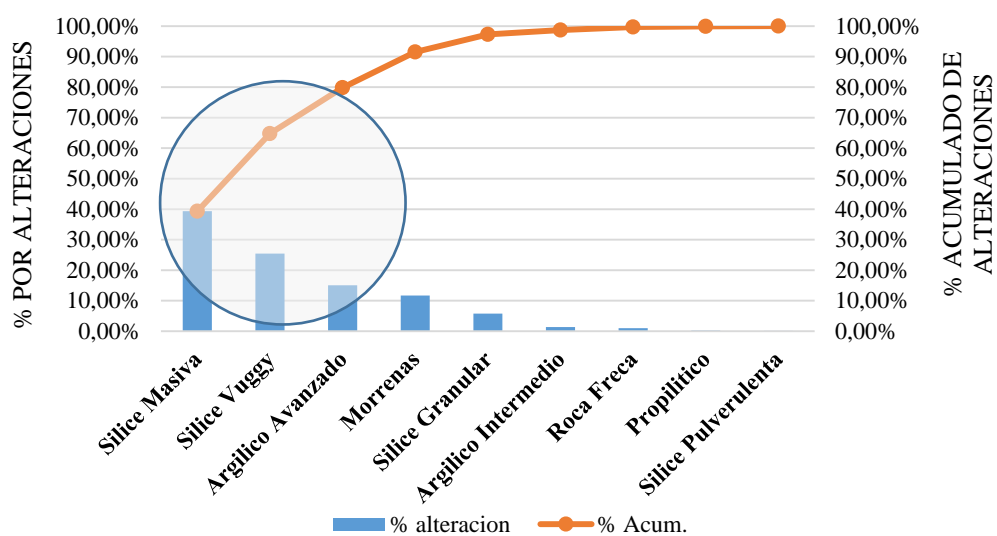
Distribución por alteraciones se observa en mayor porcentaje la alteración sílice masiva.



Nota. Informe interno de Geología.

Figura 6

Pareto de alteraciones



Nota. Informe interno de Geología.

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

8.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

8.3.1. 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 t/h), donde se obtendrá una granulometría de 100% -3" (Informe interno de planta).

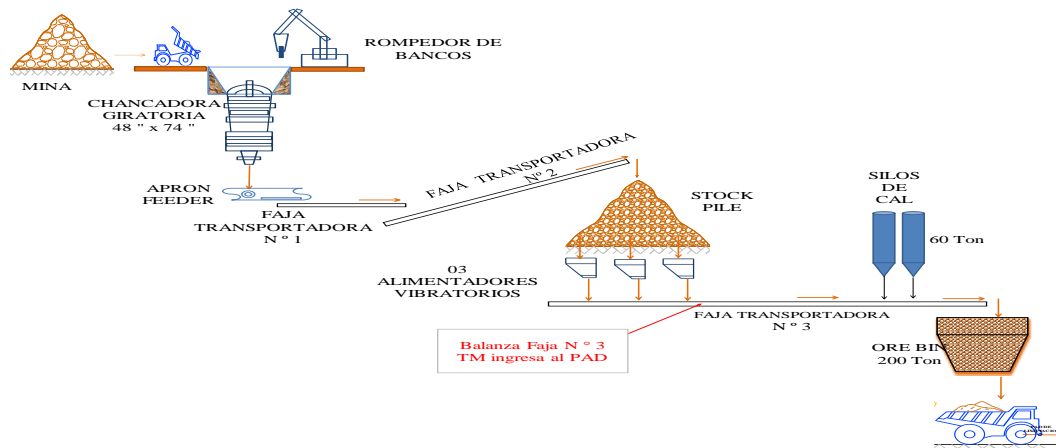
Este mineral que es un derivado del chancado primario suele ser descargado en una faja de velocidad móvil (Apron Feeder), que lleva el producto hasta la faja transportadora N° 1, donde se cuenta con detector de metales y esta descarga en la faja transportadora N° 2, la misma que alimenta a la zona de 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, esta faja cuenta con balanza para controlar el tonelaje procesado además se tiene dos silos de óxido de calcio de 60 toneladas cada uno que dosifican 0.44 kg de Cal /tn de mineral en la faja N° 3 para proporcionar al mineral la alcalinidad que se necesita para la lixiviación con cianuro de sodio. Esta faja descarga en este mineral una tolva u Ore Bin, teniendo un volumen de 200 TM secas

del mineral. En el lado menor de la tolva de acopio de mineral se llenan los camiones CAT 777 de 90 TM de tonelaje, llevando a las celdas de lixiviación este mineral.

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; y de Cruzado, R. E. D. y Quispe, P. M. S. 2021).

Figura 7

Diagrama de flujo de chancado – tolva de carguío de mineral



Nota: Informe interno de Planta.

8.3.2. 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; Cruzado y Quispe, 2021).

8.3.3. 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 ripliar 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.

8.3.4. 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 $L/(h \cdot m^2)$, en Unidad Minera actualmente la densidad de riego es $11 L/(h \cdot m^2)$.

Las condiciones que deben considerarse son:

- a. El riego debe ser uniforme.
- b. Verificar si presenta encharcamientos.
- c. Un riego que no provoque degradación del mineral con la consiguiente formación de finos.
- d. Un riego que no sea afectado por las condiciones climáticas, es decir, no sea arrastrado por el viento o provocar pérdidas por evaporación.
- e. 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:

- a. Delinear las tuberías principales, de tal modo, que garanticen la presión en esta línea, desarrollando su radio o creando círculos de permanente presión.

- b. Elegir con sumo cuidado aquellos mecanismos de riego, en concordancia con lo establecido previamente.
- c. Deducir su repartición ajustando sus áreas de influencia y de capacidad de flujo con la cantidad o tasa de riego deseada de $11 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$.

8.3.4.1. Malla de riego

- a. Las distancias entre manguera y manguera son de 40 cm.
- b. Las distancias entre gotero y gotero son de 45 cm.

8.3.5. 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 $5 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$.

Producción: De aproximadamente 40 días con una consistencia para riego de $11 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$.

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.

8.3.5.1. Parámetros de riego en la celda

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

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

$$Q = 1.98 L/h$$

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

$$\text{Marco de riego} = (\text{distancia entre mangueras}) \times (\text{distancia entre goteros})$$

$$\text{arco de riego} = 0,40m \times 0,45m$$

$$\text{Marco de riego} = 0,18m^2$$

Densidad de riego: Tiene como función el mojado uniforme del mineral en L/(h·m²).

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

$$\text{Densidad de riego} = 11 \frac{l}{h \cdot m^2}$$

8.3.6. 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, antecedéndole 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; Cruzado Reyes, et al., 2021).

8.3.6.1. 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.

8.3.7. 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).

8.3.7.1. 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)

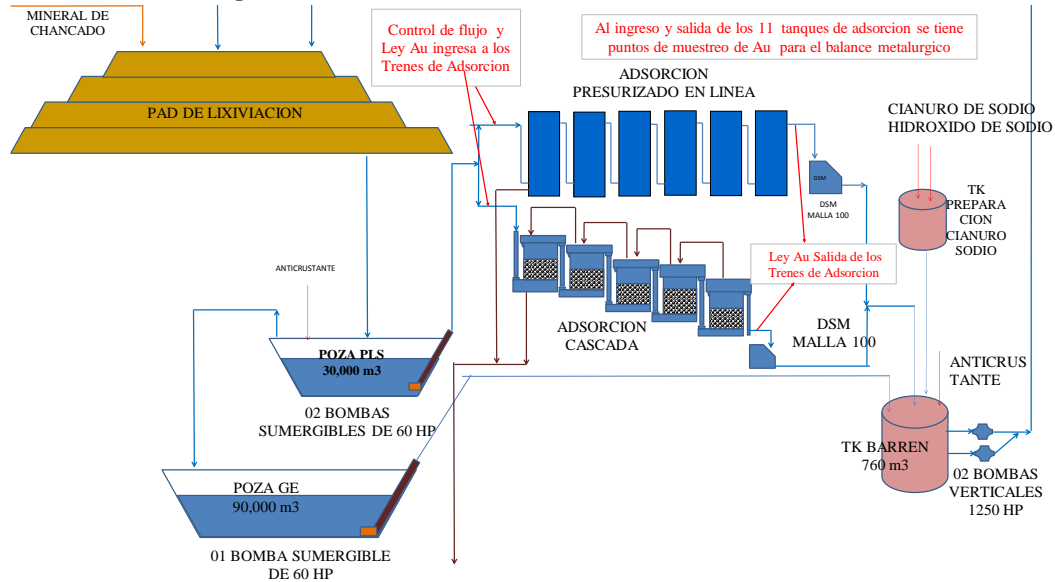
La propiedad que posee el carbón activado para impregnar los complejos cianurados de plata, oro o cualquier otro metal en solución, gracias a su disposición permeable, se adhiere la solución rica a la primera columna donde se absorbe gran parte del oro, en seguida va a la segunda y así repetidamente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

Al final del circuito se obtiene una solución barren, que 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., Informe privado 2006).

Figura 8

Circuito del proceso de adsorción en columnas



Nota. Informe interno de planta, 2006.

8.3.7.2. Desorción tipo Zadra y electrodeposición

Se consigue en UM un circuito a presión de desorción de ejemplar Zadra, que 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.

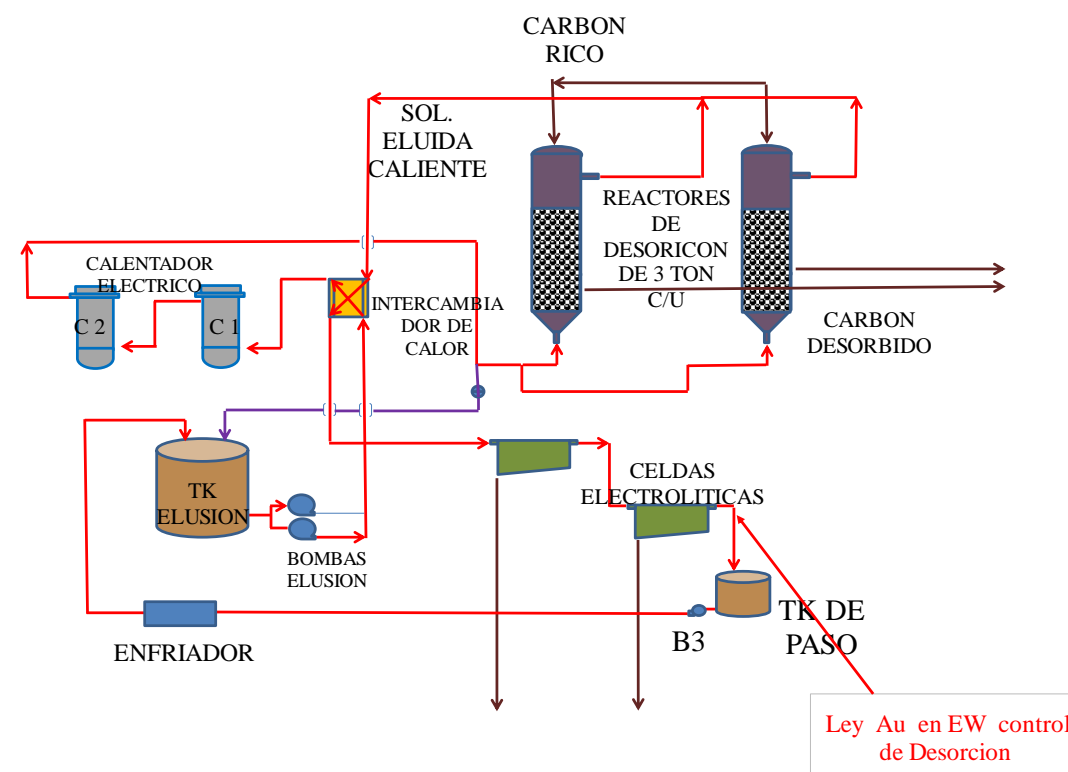
La plata y el oro al momento generarse el ciclo de elución, se extraen de forma continua por electrodeposición de la solución eluyente, que se enriquece por la desorción. Ingresa el carbón cargado y rico a los reactores de desorción con el fin de

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, 2006).

Figura 9

Circuito del proceso de desorción



Nota. Informe interno de planta, 2006.

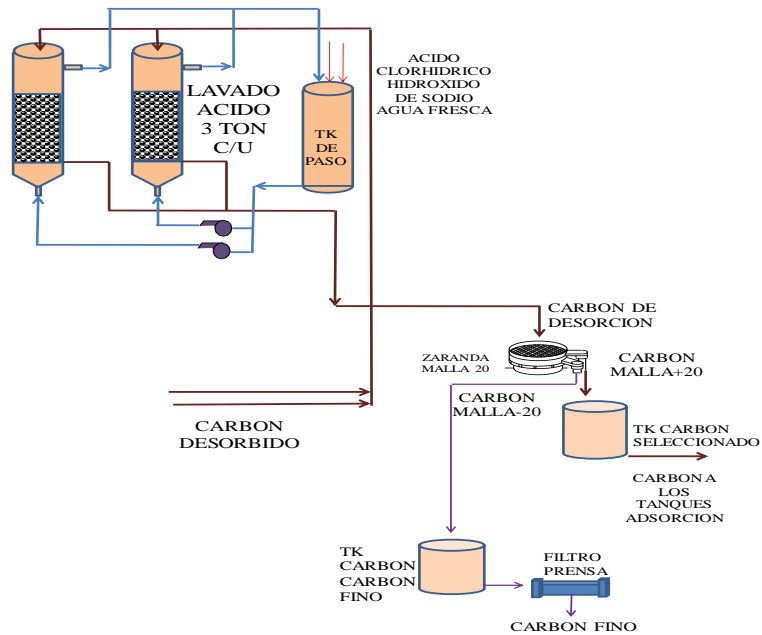
8.3.7.3. Reactivación del carbón con lavado ácido

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 10

Circuito de lavado ácido



Nota. Informe interno de Planta, 2006.

8.3.7.4. Cosecha y fundición

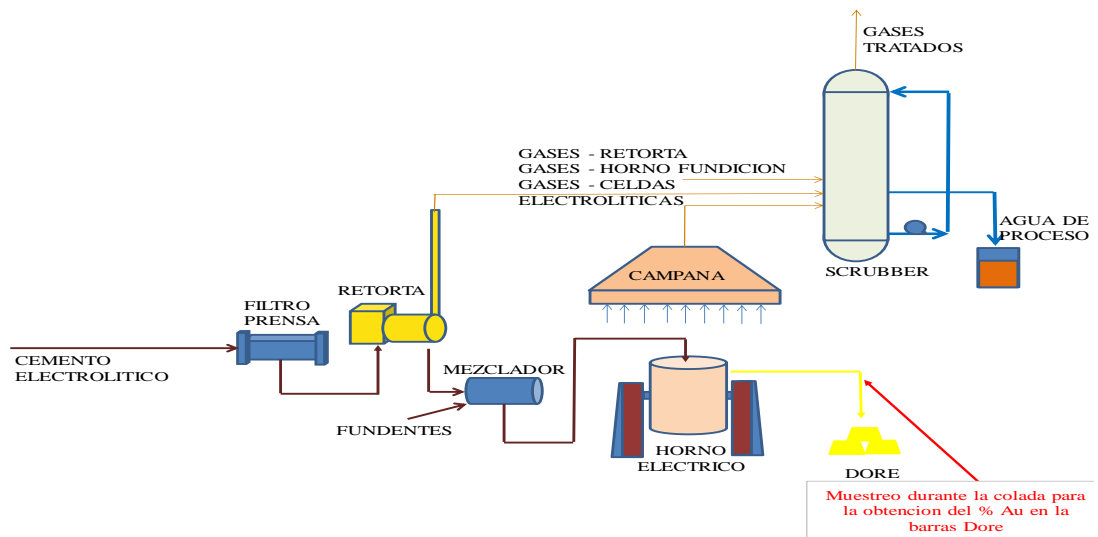
La saturación con cemento de los cátodos electrolíticos en la celda electrolítica es lavada a presión con agua; posteriormente, se realiza el filtrado. El cemento, luego de este lavado y filtrado pasa por el sistema de retorta para luego ser fusionado con fundentes, para así ser fundido en el horno eléctrico, a temperatura de 1 300 °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; Cruzado y Quispe, 2021).

Figura 11

Circuito de fundición



Nota. Informe interno de Planta, 200).

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

9.1. TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

3.1.1 Tipo de investigación

Este trabajo utiliza experimentos y principios que se encuentran en el método científico, la investigación realizada es experimental. Aplica el conocimiento de la caracterización de muestras y las técnicas de cianuración utilizadas para resolver el problema de la recuperación de oro de minerales de óxido altamente sulfurados.

3.1.2. Diseño de investigación

3.1.2.1. 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 12

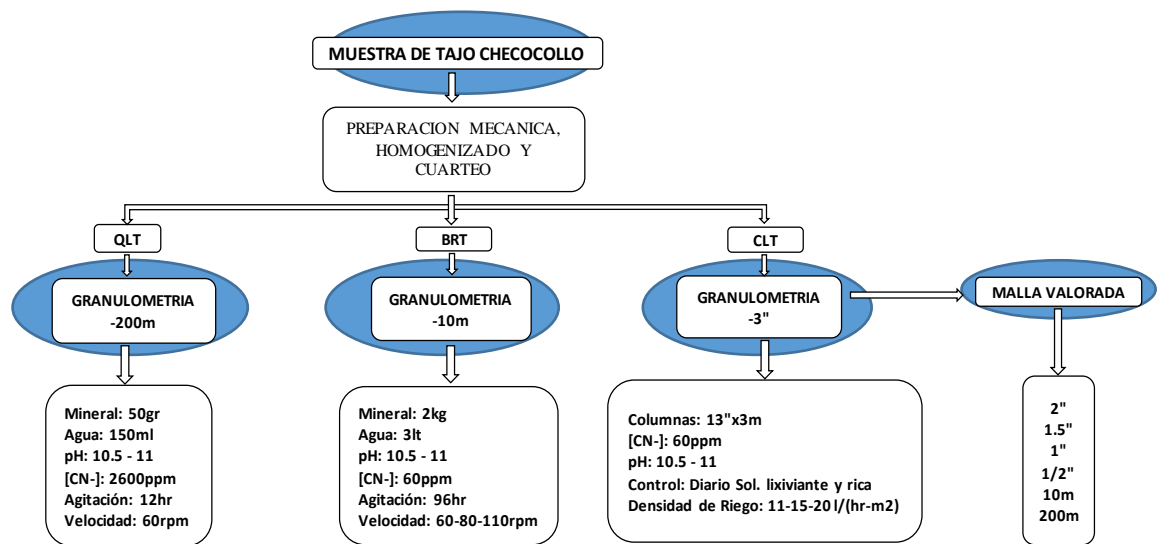
Ubicación de la unidad minera en el departamento de Tacna



Nota. Tomado de Google Maps.

Figura 13

Protocolo de pruebas metalúrgicas.



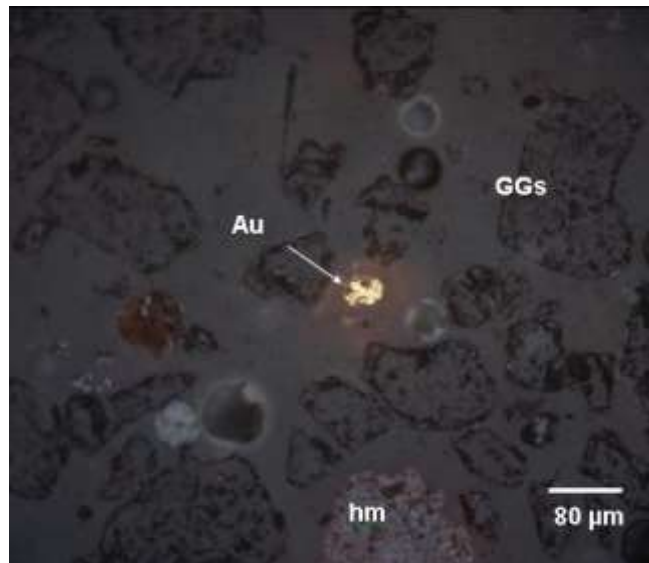
9.2. POBLACIÓN Y MUESTRA

En la U. M. Pucamarca, la zona minera se encuentra en el Cerro Checocollo. La morfología sedimentaria se representa así como un sistema de brechas y vetas correspondientes a sedimentos epitermales. En ambientes extrahidrotermales, esta asociación es común cuando se ha demostrado que la plata está asociada con oro (electrum), a veces plata natural, sulfato y oro natural. La plata se presenta como acanthita o sulfosal en col checa (argentita fría). La mineralización es la acción de los óxidos que contienen metales preciosos (oro y plata) en difusión. Este es un depósito

epiternal altamente silicificado llamado de-alteración de sílice granular. La asociación más característica es la que se da entre oro, cinabrio, oropimente, rejalgam y azufre. Esto está asociado con silicificación aguda, cinturones de brechas, condiciones litológicas y cinturones de brechas impregnados de óxido de hierro. Tanto el antimonio como el mercurio y el azufre muestran aumentos significativos cuando los niveles de plata y oro son en su mayoría altos.

Figura 14

Grano de oro nativo (Au)

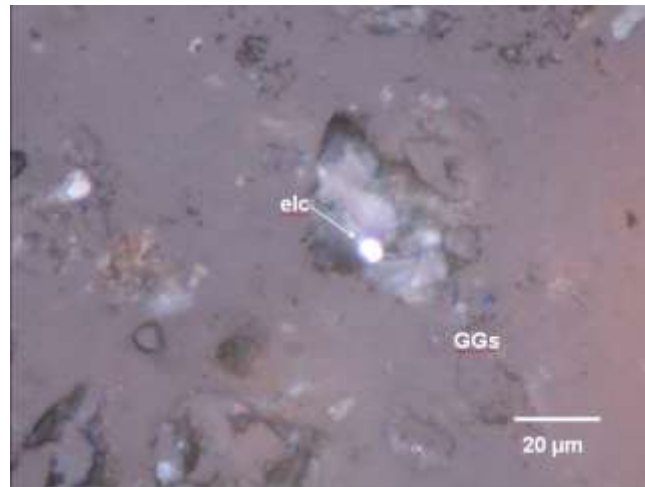


Nota. Adaptado de Informe interno de Geología, 2006.

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

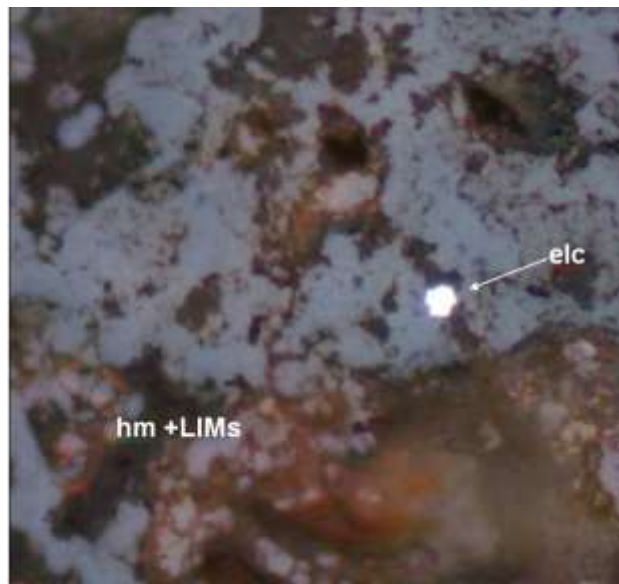
Posible grano de electrum (elc)



Nota. Tomado de Informe interno de Geología, 2006.

Figura 16

Granos de electrum (elc)



Nota. Tomado de Informe interno de Geología, 2006.

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).

9.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Con el propósito de desarrollar el presente estudio de investigación se han considerado las siguientes variables que fueron evaluadas.

a) Variables independientes

- Mineral
- Riego
- Flujo

b) Variable dependiente

- Extracción máxima

c) Variables intervinientes bajo control

- pH, solución extractora
- Solución Goldmax
- Clima (21 °C)
- Tiempo de riego

9.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS

9.4.1. Toma de muestra

La toma de muestra de estudio se realizó en la Unidad minera Pucamarca, se encuentra ubicada en el distrito de Palca, a 52 kilómetros de la ciudad de Tacna, a más de 4 500 msnm, de la empresa Minsur. Las operaciones de Pucamarca se iniciaron en enero de 2013, luego de cumplir rigurosamente con todos los procesos legales, administrativos y ambientales.

Pucamarca es una mina de tajo abierto de donde se obtiene oro del cerro Checocollo, mediante el proceso de lixiviación. Se calcula que existen, como reservas extraíbles, 555 000 onzas de oro, a partir del cual, se ha determinado que la mina tendrá un periodo de vida de 8 años de minado más 2 adicionales de lixiviación.

9.4.2. Muestra de sílice granular

La muestra de mineral de alteración (sílice granular) por la empresa Minsur, de donde posteriormente fueron llevadas a ADR, al área de laboratorio metalúrgico.

Para la caracterización del mineral se realizó el muestreo por el método de cuarteo previa homogenización, para muestras de 500 g cada una para los diferentes tipos de análisis y pruebas que se realizó.

9.4.3. Técnica de análisis de datos

Para el desarrollo de los análisis estadísticos de datos se utilizó el programa Excel.

9.4.4. Materiales y equipos

- 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

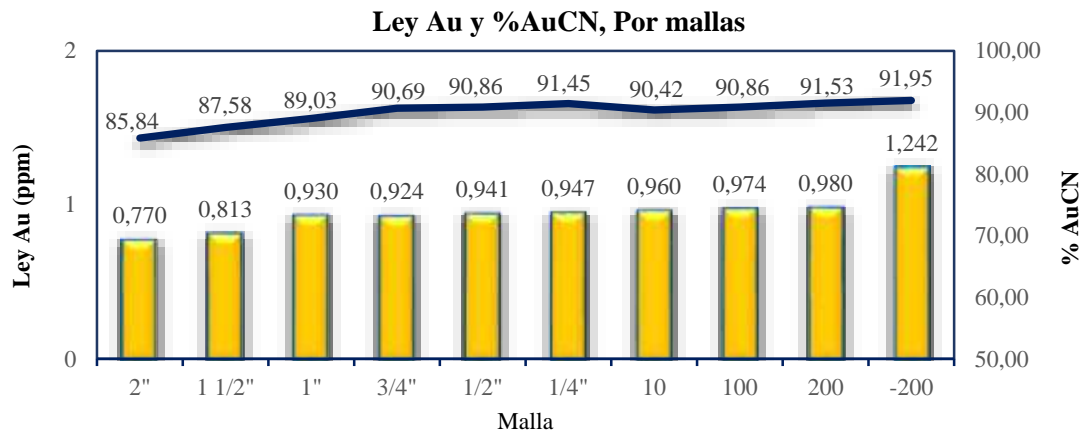
9.4.5. Materiales para las pruebas

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

9.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Figura 17

Ley de cabeza por malla



9.5.1. Variables que se obtiene a partir de la prueba

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

9.5.2. Muestra de cabeza

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

9.5.3. 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 g/t; asimismo, se ha considerado el análisis de la plata que registra un valor de 6,3 g/t.

Tabla 7*Cuadro de análisis de químico*

Elemento	Unidad	Ley promedio	
Au	(g/t)	0.948	
Ag	(g/t)	5.80	
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

Nota. Adaptado de Reporte laboratorio químico SGS del Perú.

9.5.4. 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 tajo 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.

9.5.5. 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 g de muestra previamente homogenizado, la relación S/L es de 1/3; la concentración de cianuro libre y Goldmax 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 lixiviación rápida (QLT).

9.5.6. 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 y Goldmax con la que realizaremos la prueba, es de 60 ppm, a estas condiciones se agita en una mesa de rodillos durante 96 horas a 60 rpm, el control de estas pruebas se hace en 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas. En las horas indicadas se hace control de: fuerza de cianuro y Goldmax, pH y se obtiene solución clara para su análisis químico, a la misma vez se reajusta la concentración de los reactivos 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 y Goldmax remanente y se coloca en una bandeja para secar en la estufa a una temperatura de 40°C; una vez, seca la muestra se envía para su análisis químico de ripio. Según procedimiento operativo: LAB-PU-PO-013 Prueba de lixiviación en botella (BRT).

9.5.7. 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 cuatro columnas. Habitualmente suele utilizarse la analogía 6 a 1 (diámetro 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, la densidad de riego que utilizaremos es: 11L/hr-m² a concentración de 60 ppm y 600 ppm para curado de CN⁻ y Goldmax.

Tabla 8*Condiciones de la prueba en columnas*

COLUMNAS	1	2	3	4
Granulometría	100% -3''	100% -3''	100% -3''	100% -3''
Densidad de riego (L/h-m²)	11	11	11	11
Peso húmedo (Kg)	383	382	381	382
% humedad	2,09	2,08	2,13	2,1
Peso seco (Kg)	375,00	374,05	372,88	373,98
Ratio de cal (Kg/Tm)	0,27	0,27	0,27	0,27
Fuerza de cianuro libre (ppm)	60	600-60	**	**
Fuerza de Goldmax (ppm)	**	**	60	600-60

9.5.8. 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 L/(h-m²) para cada columna y se anota la hora y fecha de inicio de riego y de la caída de la primera gota percolado.

Para cada columna se prepara solución de riego que corresponde a 60 ppm de CN⁻ o Goldmax hasta el final de la prueba y para las columnas con curado a 600 ppm de CN⁻ o Goldmax hasta que percole la primera gota y luego a 60 ppm de CN⁻ o Goldmax 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, Goldmax y pH.

Todos los controles antes mencionados se realizan cada 24 horas hasta que la ley de oro en la percolación sea $< 0,03\text{ppm}$. 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 o Goldmax este $<10\text{ ppm}$. 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 descargada, 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 Carguío, Control y Descarga de Columnas (Cruzado y Quispe, 2021).

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

11.1. RESULTADOS

11.1.1. Prueba de QLT

Se desarrolló 4 pruebas, de acuerdo a la descripción anterior de prueba de QLT y a las condiciones que indica el cuadro siguiente.

Tabla 9

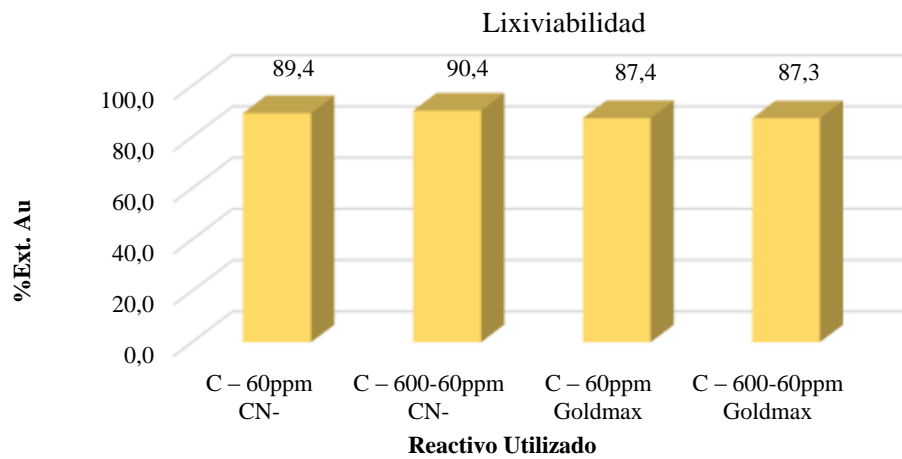
Condiciones de prueba - QLT

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

Se corrió 4 pruebas de QLT, para cada reactivo por duplicado y se analizó por duplicado sus muestras de cabeza y soluciones para cada prueba.

Figura 18

Lixiviabilidad del Au



Según la prueba de QLT, el mineral presenta alta cianurabilidad, esto es claro indicador que el mineral es lixiviable.

11.1.2. Prueba de BRT (60 ppm CN-)

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

Tabla 10

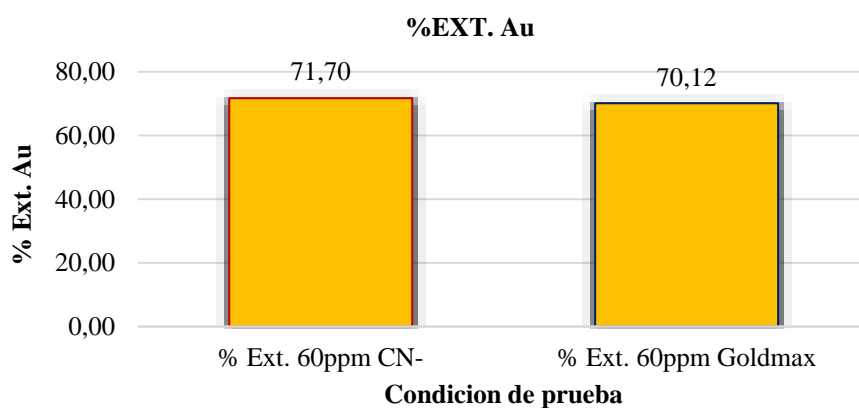
Condiciones de prueba - BRT

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 ⁻ (ppm)	60
Fuerza de Goldmax (ppm)	60

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

Figura 19

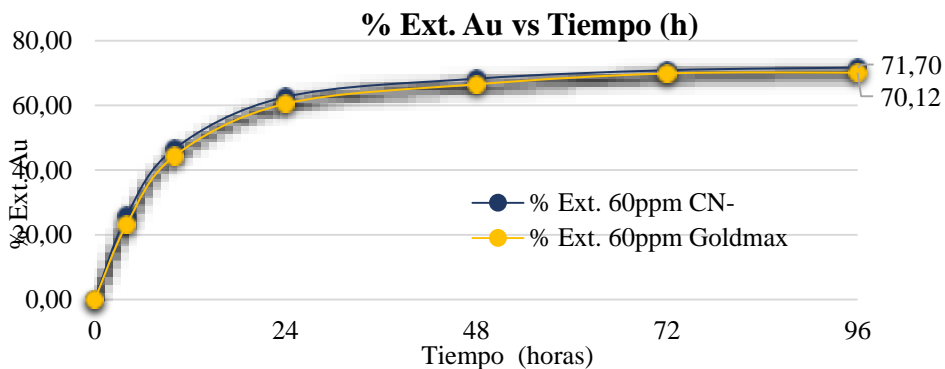
% Extracción de Au en prueba de BRT a 60 ppm [CN⁻] y Goldmax.



En el gráfico 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 20

Cinética de extracción del Au en prueba de BRT a 60ppm [CN⁻] y Goldmax.



En las pruebas de BRT se puede observar el efecto del Goldmax que la curva de la cinética de extracción del oro es similar al de cianuro de sodio.

11.1.3. 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 11

Detalle y condiciones de las pruebas en columnas

COLUMNAS	1	2	3	4
Granulometría	100% -3"	100% -3"	100% -3"	100% -3"
Densidad de riego (L/h-m²)	11	11	11	11
Peso húmedo (Kg)	383	382	381	382
% Humedad	2,09	2,08	2,13	2,10
Peso seco (Kg)	375,00	374,05	372,88	373,98
Ratio de cal (Kg/t)	0,27	0,27	0,27	0,27
Fuerza de cianuro libre (ppm)	60	600-60	**	**
Fuerza de Goldmax (ppm)	**	**	60	600-60

11.1.4. 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, 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:

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

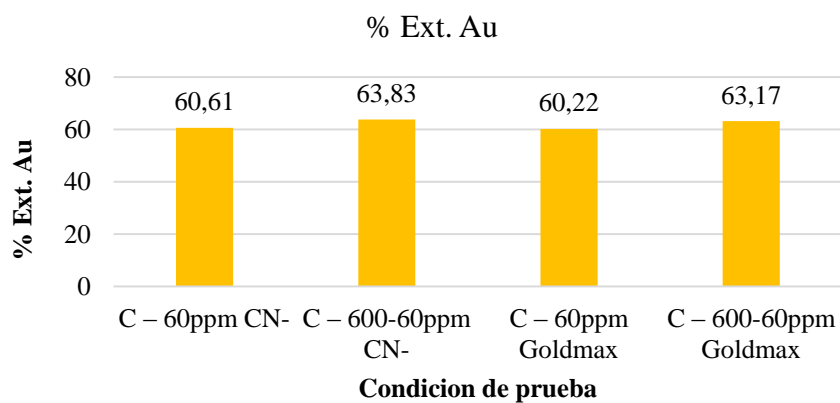
Tabla 12

Humedades registradas de las pruebas en columnas

Pruebas	Granulometría	%H Saturación	%H Inicial	%H Descarga	%H Retenida
C – 60ppm CN⁻	100% -3”	9,92	2,09	6,68	4,59
C – 600-60ppm CN⁻	100% -3”	9,76	2,08	6,84	4,76
C – 60ppm Goldmax	100% -3”	9,12	2,13	6,87	4,89
C – 600-60ppm Goldmax	100% -3”	9,30	2,10	6,78	4,71

Figura 21

%Extracción de Au, en columnas



Las extracciones obtenidas en pruebas de columnas muestran claramente que el Goldmax extrae al oro tan similar que el cianuro de sodio.

Figura 22

Cinética de Extracción del Au en el tiempo.

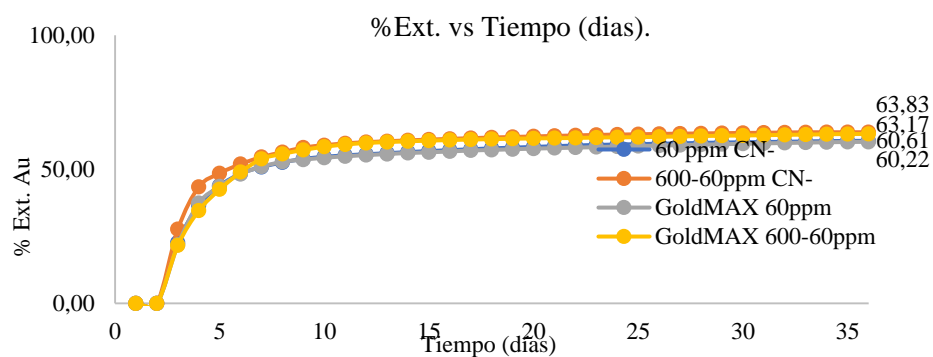


Tabla 23

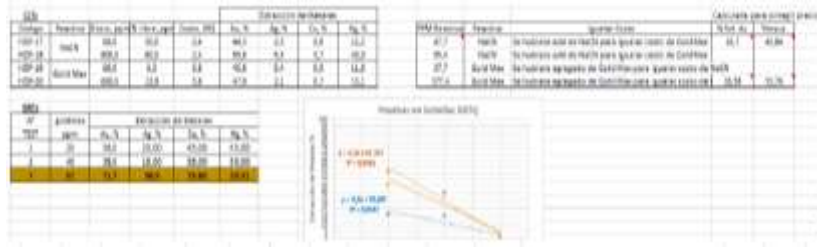
Resumen de pruebas experimentales

Condición de pruebas	Ley cabeza Au	% Au QLT	% Au BRT	% Au CLTs	NaCN/Goldmax (Kg/TM)	H2O (m ³ /TM)	Cal (Kg/TM)
C – 60ppm CN-	0,948	89,40	71,70	60,61	0,086	2,93	0,27
C – 600-60ppm CN-	0,948	90,40	**	63,83	0,093	2,92	0,27
C – 60ppm Goldmax	0,948	87,40	70,12	59,02	0,004	2,65	0,27
C – 600-60ppm Goldmax	0,948	87,30	**	62,05	0,029	2,79	0,27

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

Figura 23

Pruebas realizadas a diferentes concentraciones.



En la siguiente imagen se ve la comparación del reactivo Goldmax y el cianuro a diferentes concentraciones, donde se puede apreciar que a una concentración de 60 ppm el reactivo tiene una mayor extracción.

CONCLUSIONES

El reactivo Goldmax es una buena alternativa para reemplazo total y/o parcial del cianuro de sodio.

De las pruebas metalúrgicas realizadas en laboratorio podemos determinar que el Goldmax lixivia al oro tan similar que el cianuro.

La ratio de lixiviación y de reactivo es similar en las pruebas comparativas, por lo que, el Goldmax tendría el mayor potencial de ser el reemplazo para el cianuro por ser orgánico y amigable con el medio ambiente.

A la granulometría y p80, a la que se preparó la muestra permite la buena permeabilidad y lixiviación del mineral, por lo que, el Goldmax es aplicable para mineral de alteración sílice granular.

RECOMENDACIONES

Continuar con la investigación sobre las alteraciones sílice masiva, sílice vuggy, argílico avanzado y morrenas que son las otras alteraciones que ocurre en el tajo Checocollo.

A las condiciones de las pruebas realizadas en laboratorio, lixiviar en pad pilotos para ver los efectos a gran escala.

Realizar estudios variando densidad de riego, altura de apilamiento y tamaño de partícula.

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. y García, L. C. F. (2007). Comportamiento electroquímico del cobre en soluciones cianuradas. *Scientia et Technica*, 13(36), 239-244.
- Cruzado, R. E. D. y Quispe, P. M. S. (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 Pregrado]. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Ficha técnica. (2007). Gold MAX® Royal Chemical
- Gonzales, 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. y Tabachnick, H. (1968). Mineral Dressing Notes No. 23. Chemistry of Cyanidation, American Cyanamid Company, New Jersey, USA.

- Heyl, D. y Livingston, W. (1999). El Yacimiento Tres Cruces y la Evolución de sus Modelos Genéticos de Geología Económica-Pro EXPLO 99-Lima-Perú, v. Luis Hoshschild Plaut.
<https://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/20.500.12672/17888>.
- 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. [Tesis Posgrado]. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Lu, J., Dreisinger, D. B. y 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. y 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.
- Ocharan, G. (2003). Estudio petrográfico, mineralógico y microanalítico de cuatro muestras, MN^o-1, MN^o-2, DDH-29 (206-208m), DDH-45 (157.50 m). MINSUR SA. p.1.
- Samper, J. S. y Martín-Torres, M. (2012). *El oro en América*.

Vargas, J. (1990). Metalurgia del Oro y la Plata. 2da. Edición. Editorial San Marcos, Lima, Perú.

Villas Bôas, R. C. y Sánchez, M. M. (2006). Tecnologías limpias en las industrias extractivas minero-metalúrgica y petrolera.

Xue, T. y Osseo-Asare, K. (1985). 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 conteo 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



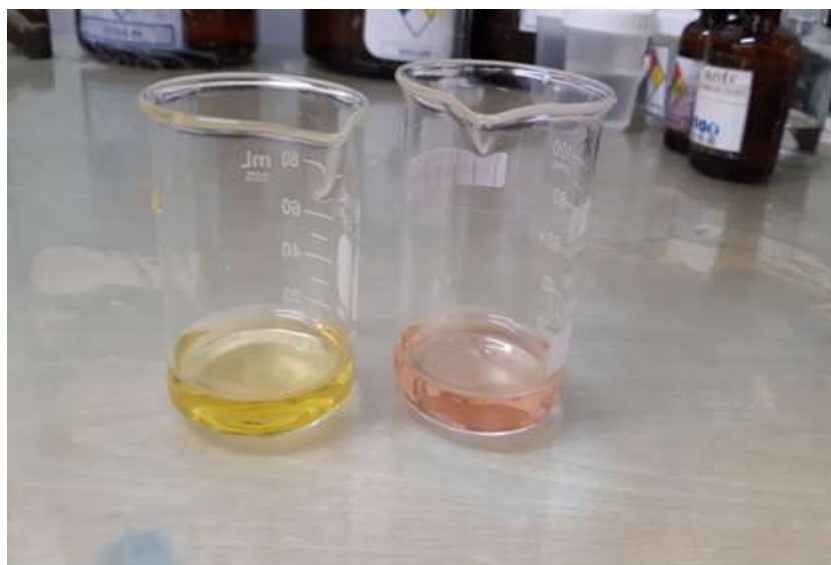
Anexo 11

Nitrato de palta



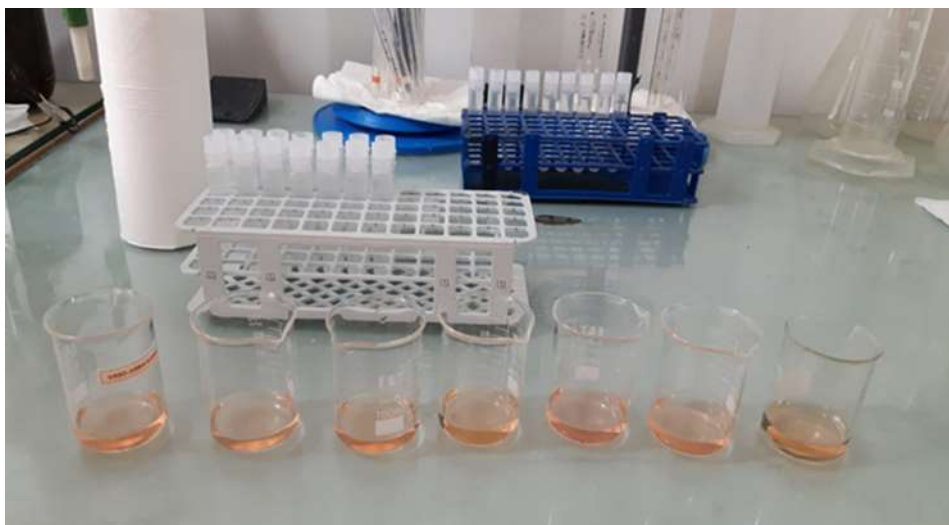
Anexo 12

Titulación de la solución cianurada antes y después de la titulación



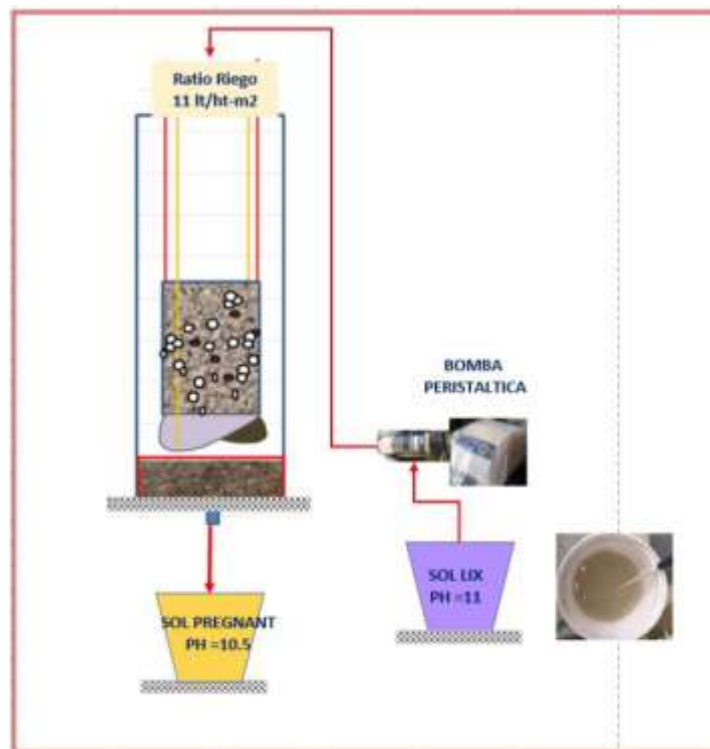
Anexo 13

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 14 Matriz de Consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	JUSTIFICACION	HIPOTESIS PRINCIPAL	VARIABLES INDEPENDIENTE	INDICADORES	DISEÑO
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>En las distintas mineras del Perú siempre existe el problema de los pobladores que tienden a cuidar la vida existente que son la flora y fauna. Las cuales son afectadas y contaminadas por el uso de reactivos que se utilizan para la extracción de minerales. Por lo tanto se ve necesario el uso de nuevos reactivos que sean orgánicos y no afecten al medio ambiente que es lo más importante.</p>	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Evaluar los parámetros actuales de operación y hacer pruebas de lixiviación aplicando el Goldmax con el fin de buscar un reactivo alternativo para la extracción del oro.</p>	<p>En Pucamarca, se viene realizando pruebas en busca de reactivos alternativos que permita extraer oro tan igual o similar que el cianuro de sodio, que sea más rentable y que además no genere impactos negativos en el proceso de lixiviación al medio ambiente. Este trabajo de investigación propone realizar pruebas de lixiviación con reactivo Goldmax y analizar si tiene efectos positivos en el proceso.</p>	<p>Evaluar los parámetros de operación y mediante las pruebas de lixiviación con el Goldmax se conseguirá extracción de oro como similar que con el NaCN.</p>	<p>Concentración de cianuro y Goldmax. Densidad de riego L l/(hr·m²).</p>	<p>l/(hr·m²) Kg/m³ m³/t %Ext.</p>	<p>UNIVERSO Mineral proveniente de la UM Pucamarca</p> <p>MUESTRA La población de estudio corresponde a la totalidad del tajo Chacocollo.</p> <p>EQUIPOS Chancadora de quijada Cuarteador Gilson Tamizador Gilson Horno de Secado Mesa de rodillo Botellas de 1 y 20lt Columnas metálicas</p>
<p>PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <p>¿Cómo reducir el impacto negativo al medio ambiente en las unidades mineras que se dedican a la extracción de oro?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECIFICOS</p> <p>Evaluar a nivel laboratorio la influencia del Goldmax, en pruebas de lixiviación en columnas.</p>		<p>HIPOTESIS ESPECIFICAS</p> <p>La cinética de extracción de oro con el Goldmax será tan similar que con el NaCN.</p>	<p>VARIABLES DEPENDIENTE</p> <p>Porcentaje de extracción del Oro (%Ext. Au). Ratios de lixiviación m³/t Tiempo de lixiviación.</p>		<p>INSTRUMENTACION Análisis químico. Análisis mineralógico. Malla valorada</p> <p>MATERIALES EPPs, Bombas peristálticas Reactivos químicos Materiales de vidrio y plásticos</p> <p>METODOLOGIA Diseño experimental - investigación aplicada.</p>
<p>¿Habrá un reactivo lixivante que permita extraer el oro al igual que el cianuro de sodio?</p>	<p>Evaluar la extracción de oro con el Goldmax en comparación con NaCN.</p>		<p>Al lixiviar con Goldmax se tendrá un reactivo alternativo orgánico más amigable con el medio ambiente.</p>			

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 riesgos, 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)
- Óxido 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 1 000 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% 1/4", 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:
 - a) Porcentaje de humedad (sobrante del mineral cuarteado homogenizado inicialmente)
 - b) Densidad aparente (sobrante del mineral cuarteado homogenizado inicialmente)
 - c) Ratio de cal ((sobrante del mineral chancado de la cabeza)

CARGUÍO COLUMNA

- La muestra será homogenizada con la cantidad de cal requerida según la 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 reciba la solución que continúa percolando de la columna.
- El recipiente que contiene la solución percolada 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:
 - a) Medir los parámetros de pH, cianuro libre por personal de metalurgia LM-EMC2-PO-014 Procedimiento Operativo Análisis de Cianuro Libre.

- b) 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 $< a 10$ ppm. La solución percolada 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.

FORMATO DEL CONTROL DE COLUMNAS

Formato CONTROL DE COLUMNAS													
GENERAL	Formato CONTROL DE COLUMNAS												
Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.				Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.				Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.				
Alcance: Este programa de control de calidad aplica a todos los departamentos de la empresa.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.	Objetivo: Formular un programa de control de calidad que asegure la satisfacción del cliente.
Orden	Fecha	Firma	Inicio de Inducción	Fin de Inducción	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control	Obj. de Control
1													
2													
3													
4													
5													
6													
7													
8													
9													
10													
11													
12													
13													
14													
15													
16													
17													
18													
19													
20													
21													
22													
23													
24													
25													
26													
27													
28													
29													
30													
31													
32													
33													
34													
35													
36													
37													
38													
39													
40													
41													
42													
43													
44													
45													
46													
47													
48													
49													
50													

FORMATO DEL CONTROL DE BOTELLAS (BRT)

FORMATO CONTROL DE BOTELLAS										Codigo: LAS PLUMAS 20		
mmsun										Fecha de Emision: 12/01/2011		
201/007 18-183										12/01/2011		
NO. BOTELLA	TIPO	VOLUMEN (L)	FECHA	REVISION	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA
3/2	300	200	1.3	/	/	/	/	/	/	/	/	#10
01HR	996	2.0	1030	/	0.3942	/						
04HR	1067	/	1067	2.60	0.0481	30						
08HR	1050	/	1050	2.49	0.0600	20						
24HR	1079	0.15	1079	2.71	0.0334	25						
48HR	1004	0.25	1033	2.40	0.0492	26						
72HR	991	0.3	1066	2.04	0.1150	/						
96HR	1034	0.2	1082	3.0	/	/						
120HR	1023	0.3	1086	2.67								
144HR												
201/007 204-312 <th colspan="2">Codigo: LAS PLUMAS 20</th>										Codigo: LAS PLUMAS 20		
201/007 204-312 <th colspan="2">Fecha de Emision: 12/01/2011</th>										Fecha de Emision: 12/01/2011		
201/007 204-312 <th colspan="2">12/01/2011</th>										12/01/2011		
NO. BOTELLA	TIPO	VOLUMEN (L)	FECHA	REVISION	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA	FECHA
3/2	300	200	1.3	/	/	/	/	/	/	/	/	#10
01HR	992	1.3	1070	/	0.3942	/						
04HR	1063	/	1063	2.75	0.0288	31						
08HR	1059	/	1059	2.14	0.0992	18						
24HR	1037	0.15	1071	2.74	0.0300	25						
48HR	1017	0.25	1060	2.42	0.0649	25						
72HR	1014	0.25	1067	2.40	0.0872	20						
96HR	1003	0.35	1069	2.20	0.0923	32						
120HR	1021	0.2		2.34								
144HR												

FORMATO DE ORDEN DE TRABAJO Y IPERC CONTINUO

FORMATO ORDEN DE TRABAJO

Nombre del Proyecto: *Proyecto de Mantenimiento*

Fecha: *10/10/2018*

Elaborado por: *[Firma]*

Revisado por: *[Firma]*

Objetivo del Trabajo: *Realizar el mantenimiento preventivo y correctivo de los equipos de la planta.*

Actividades a Realizar:

- Revisión de los niveles de aceite.
- Revisión de los niveles de agua.
- Revisión de los niveles de combustible.
- Revisión de los niveles de refrigerante.
- Revisión de los niveles de anticongelante.

Actividad	Ciclo	Inicio	Fin	Estado
Revisión de los niveles de aceite	1 hora	08:00	09:00	Completada

Elaborado por: *[Firma]*

Revisado por: *[Firma]*

FORMATO ORDEN DE TRABAJO

Nombre del Proyecto: *Proyecto de Mantenimiento*

Fecha: *10/10/2018*

Elaborado por: *[Firma]*

Revisado por: *[Firma]*

Objetivo del Trabajo: *Realizar el mantenimiento preventivo y correctivo de los equipos de la planta.*

Actividades a Realizar:

- Revisión de los niveles de aceite.
- Revisión de los niveles de agua.
- Revisión de los niveles de combustible.
- Revisión de los niveles de refrigerante.
- Revisión de los niveles de anticongelante.

Actividad	Ciclo	Inicio	Fin	Estado
Revisión de los niveles de aceite	1 hora	08:00	09:00	Completada

Elaborado por: *[Firma]*

Revisado por: *[Firma]*

Actividad	Inicio	Fin	Estado
Revisión de los niveles de aceite	08:00	09:00	Completada
Revisión de los niveles de agua	09:00	10:00	Completada
Revisión de los niveles de combustible	10:00	11:00	Completada
Revisión de los niveles de refrigerante	11:00	12:00	Completada
Revisión de los niveles de anticongelante	12:00	13:00	Completada